

**МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ**  
**Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования**  
**«Донецкий национальный технический университет»**

**КАФЕДРА «СТРОИТЕЛЬСТВО ЗДАНИЙ, ПОДЗЕМНЫХ**  
**СООРУЖЕНИЙ И ГЕОМЕХАНИКА»**

**Конспект лекций по дисциплине**  
**«ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ОРГАНИЗАЦИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ»**

для обучающихся по специальности  
21.05.04 «Горное дело»  
всех форм обучения

**РАССМОТРЕНО**  
на заседании кафедры строительства зданий, подземных  
сооружений и геомеханики  
Протокол № 1 от 31.08.2023 г.

Донецк  
2023

Составитель:

Калякин Станислав Александрович – профессор кафедры строительства зданий, подземных сооружений и геомеханики, д.т.н., проф.

Конспект лекций по дисциплине «ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ОРГАНИЗАЦИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ» [Электронный ресурс]: для обучающихся по специальности 21.05.04 «Горное дело» всех форм обучения/ ГОУВПО «ДОННТУ», Каф. строительства зданий, подземных сооружений и геомеханики; сост. С. А. Калякин. – Электрон. дан.. – Донецк: ДОННТУ, 2023. – 143 с. – Систем. требования: Acrobat Reader.

Приведено содержание всех лекций по дисциплине «ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ОРГАНИЗАЦИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ», перечень рекомендуемой литературы. Конспект лекций может быть полезен студентам всех форм обучения, изучающим предмет заочно или по индивидуальному графику со свободным посещением аудиторных занятий, а также преподавателям, занятым по данной дисциплине.

## СОДЕРЖАНИЕ

### ВВЕДЕНИЕ

#### **Тема 1. Общие положения проектирования строительства, развития, реконструкции предприятий и буровзрывного комплекса.**

Общие положения

Задание на проектирование

Состав и порядок разработки Проектно-сметной документации

Сметная документация

Согласование и утверждение проектно-сметной документации

Перечень основных вопросов для составления задания на проектирование при разработке ППР

Состав ППР для метода камерных зарядов

Состав типового ППР для карьера

Указания по составлению калькуляционных расчетов стоимости буровзрывных работ

#### **Тема 2. Проектирование взрывных работ при разработке месторождений открытым способом.**

Основные требования к взрывным работам

Обоснование метода взрывных работ

Обоснование способа бурения, диаметра скважин и типа бурового оборудования

Выбор типа ВВ

Обоснование расчетного удельного расхода ВВ

Расчет параметров скважинных зарядов

Выбор способа взрывания. Конструкции зарядов

Параметры короткозамедленного взрывания (интервал замедления, схема КЗВ)

Типовая серия зарядов

Расчет количества бурового оборудования

Механизация взрывных работ

Дробление негабарита

#### **Тема 3. Проектирование взрывных работ при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.**

Массовые взрывы в подземных условиях по типовым проектам

Содержание типового проекта

Действие взрыва в горной породе

Баланс энергии ВВ при взрыве

Шпуровой метод взрывных работ

Расчет паспортов буровзрывных работ

Основные взрывные врубы

Короткозамедленное взрывание

Сотрясательное взрывание в шахтах, опасных по внезапным выбросам

Специальные виды взрывных работ  
Дополнительные способы и средства обеспечения безопасности взрывных работ в шахтах, опасных по газу или пыли

#### **Тема 4. Проектирование взрывных работ в строительстве и других отраслях хозяйства.**

- 1.Общий порядок проектирования
- 2.Способы строительства каналов и других удлиненных выемок и методы взрывных работ
- 3.Параметры взрывания на выброс сосредоточенными зарядами  
Параметры взрывания на выброс линейными зарядами  
Типы и конструкции плотин и перемычек  
Обоснование возможности строительства плотин и перемычек взрывом, способа перекрытия и метода взрывных работ.
- 6.Параметры взрывных работ при перекрытии потоков обрушением берегов
- 7.Параметры взрывания на сброс.

#### **Тема 5. Решение вопросов безопасности при проектировании буровзрывных работ.**

- Ситуационный план
- Определение безопасных расстояний при взрывных работах
- Получение, учет и транспортирование взрывчатых материалов. Общие сведения.
- Хранение взрывчатых материалов. Склады ВМ

#### **СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ**

## **ВВЕДЕНИЕ**

Взрывные работы широко применяются в различных отраслях народного хозяйства в горнодобывающей промышленности, гидротехническом, энергетическом и транспортном строительстве, металлургическом производстве и др. и при большом разнообразии условий применения и методов их ведения они проводятся по разработанным в соответствии с «Едиными правилами безопасности» и другими нормативными документами проектам. Проектные решения должны обеспечивать высокий технический и организационный уровень, безопасность и экономическую эффективность буровзрывных работ. Это может быть достигнуто путем максимального использования достижений науки, правильного выбора метода, рациональных параметров буровзрывных работ, буровых машин, взрывчатых материалов, внедрения передовых методов труда, комплексной механизации взрывных работ, учета требований правил безопасности.

Научиться грамотно и эффективно решать эти задачи и является целью изучения дисциплины «Проектирование взрывных работ», которая в ряду специальных дисциплин является важным и завершающим этапом в подготовке к инженерной деятельности студентов специальности «Взрывное дело».

В данном курсе излагаются основные положения проектирования взрывных работ в горнодобывающей и других отраслях промышленности, вопросы научного и технико-экономического обоснования проектных решений на всех стадиях проектирования буровзрывных работ; уделяется внимание обеспечению в проектах условий безопасности и охраны окружающей среды; изучаются вопросы организации проектирования, содержания, оформления и утверждения проектной документации, организации различных видов взрывных работ, определение стоимости проектирования и проведения буровзрывных работ, перспективы внедрения систем автоматизированного проектирования (САПР).

### **Тема 1. Общие положения проектирования строительства, развития, реконструкции предприятий и буровзрывного комплекса.** *Общие положения*

Проектную документацию на взрывные работы разрабатывают специализированные проектные организации.

С целью приближения работ по проектированию к местам производства буровзрывных работ некоторые проектные работы спецуправления могут передавать своим крупным производственным участкам, ведущим взрывные работы.

При разработке проектно-сметной документации на производство буровзрывных работ необходимо руководствоваться:

Строительными нормами и правилами (СНиП);

Техническими правилами ведения взрывных работ на дневной поверхности; Едиными правилами безопасности при взрывных работах (ЕПБ);

Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых и другими правилами по безопасности производства работ;

Нормативным справочником по буровзрывным работам;

Положением о руководстве взрывными работами в системе Министерства монтажных и специальных строительных работ;

действующими нормами, правилами и указаниями по проектированию и производству работ, прейскурантами, сметными нормативами, ценниками и другими материалами.

Проектные решения должны обеспечивать высокий технический уровень, экономическую эффективность и безопасность производства буровзрывных работ; они должны предусматривать внедрение передовых методов организации труда и комплексной механизации взрывных работ, мероприятия по обеспечению сохранности взрывчатых материалов (ВМ), а также дальнейшему совершенствованию технико-экономических показателей производства.

Проектирование буровзрывных работ должно осуществляться с учетом наиболее рационального и экономичного использования рабочей силы, материальных и денежных

ресурсов, обеспечения высокого качества и низкой себестоимости работ, высокой производительности труда.

Для производства буровзрывных работ разрабатываются следующие виды проектной документации:

проект производства буровзрывных работ (ППР); проект взрыва и распорядок проведения взрыва.

При производстве буровзрывных работ на стационарных объектах или при возможности типизации проектных решений разрабатывается типовой проект производства буровзрывных работ (типовой ППР).

Проектная документация разрабатывается в минимально необходимом объеме.

Графические материалы должны быть выполнены в соответствии с требованиями ГОСТов и иметь общепринятые условные обозначения. В документации должна даваться ссылка на исходные данные и прилагаемые материалы (чертежи, таблицы, схемы и т.п.).

Каждому проекту присваивается порядковый номер. Текст проекта и все прилагаемые материалы должны быть пронумерованы, иметь оглавление и аннотацию, помещаемые в начале проекта.

Все ППР должны быть зарегистрированы в журнале учета проектной документации спецуправления. Один экземпляр ППР должен храниться в спецуправлении.

Проекты взрыва и распорядок проведения взрыва должны храниться на прорабском участке не менее одного года, исключая год производства взрыва.

Типовые ППР по стационарным объектам подлежат периодической проверке на их соответствие фактическим условиям ведения работ (не реже одного раза в год). После каждой проверки в журнале учета проектной документации спецуправления делается отметка о пригодности, указывается дата проверки и при необходимости устанавливается срок переработки проекта.

ППР и типовые ППР должны составляться на основании задания на проектирование, оформленного в установленном порядке.

### ***Задание на проектирование***

Задание на проектирование должно содержать все необходимые исходные данные для проектирования буровзрывных работ на объекте. Оно должно быть согласовано и утверждено.

В задании на проектирование должны быть указаны цель, место и условия производства буровзрывных работ, их объем, сроки организации и выполнения работ. В случае необходимости указываются также наименование организации генерального проектировщика и генерального подрядчика, источники финансирования.

При наличии объектов и сооружений в зоне производства взрывных работ в задании указываются их характеристики и особые условия по обеспечению их сохранности.

### ***Состав и порядок разработки Проектно-сметной документации***

Проекты производства буровзрывных работ (ППР) ППР

должен состоять из следующих разделов:

а) общая часть, содержащая исходные данные о топографии, геологии и гидрогеологии района, физико-механических свойствах грунтов, производственной мощности объекта работ (карьер и т.п.), сменности и требуемых сроках работ; об обеспеченности электроэнергией, топливом, водой, трудовыми ресурсами; о потребности в жилье и производственных помещениях; об объектах гражданской обороны; о согласовании проектных решений и их соответствии действующим нормам и правилам по проектированию и производству буровзрывных работ. Общая часть иллюстрируется следующими основными чертежами:

ситуационный план местности в районе взрыва (наземные и подземные сооружения и коммуникации, попадающие в опасную зону) в соответствующем масштабе или схема с нанесенной границей опасной зоны по разлету кусков породы, действию ударных воздушных волн, а при разовых взрывах массой ВВ более 100 т - по газовой опасности;

геологические профили района взрывных работ или геологические колонки по

выработкам, скважинам и т.п.;

схематическое изображение в плане и на разрезах тех мест, на которых будут производиться буровзрывные работы, с перечнем объектов и указанием глубины, ширины и объема выемки (насыпи), высоты уступа и т.п.;

другие чертежи (таблицы), относящиеся к содержанию общей части;

б) техническая часть, содержащая решение задания, основанное на сравнении вариантов, сравнительные технико-экономические показатели, определенные по укрупненным расчетам; кратное описание и обоснование принятого технического решения; основные решения по расчету зарядов с расчетными формулами и их обоснование (линия наименьшего сопротивления, показатель действия взрыва, относительное расстояние между зарядами, тип ВВ с учетом переводных коэффициентов, расчетный удельный расход ВВ и т.п.); расчет зарядов; способы взрывания с расчетами и схемами взрывных сетей; расчет объемов взрываемой породы; расчет объемов зарядных выработок; решения по разделке негабарита (при необходимости); меры безопасности. При этом расчеты и обоснование затрат труда, оборудования и материалов должны соответствовать утвержденным общесоюзным, ведомственным или технически обоснованным местным нормам.

Техническая часть иллюстрируется следующими чертежами:

расположение зарядных выработок;

продольные и поперечные профили участка взрывных работ с указанием заданных и проектных контуров выемок (уступов) после взрыва;

разрезы по зарядным выработкам (шурфам, камерам и т.п.), если они предусмотрены принятыми методами взрывных работ;

расположение всех зарядов; устройство

боевиков в заряде; схема взрывной сети;

другие чертежи (общие и детализировочные), если они конкретизируют и уточняют технические решения;

в) организация буровзрывных работ, включающая в себя работы по созданию зарядных выработок (бурение скважин, шпуров, проходка зарядных шурфов, камер и т.п.), заряданию, забойке и производству взрыва с учетом всех технологических операций; работы по уточнению геологических данных в процессе проходки зарядных выработок. Должны быть указания о порядке приемки объекта, предназначенного для производства буровзрывных работ с учетом необходимого маркшейдерского обслуживания, а также указания о порядке сдачи выполненных работ;

г) сметная документация и технико-экономические показатели; д)

аннотация (помещается в начале проекта).

В зависимости от характера выполняемых работ по усмотрению главного инженера спецуправления разрешается разработка краткого ППР.

В типовом ППР выполняется расчет зарядов (с определенным интервалом) для всего встречающегося на практике диапазона условий отбойки и возможных значений исходных параметров (тип грунтов, диаметр скважин (шпуров), высота уступов и т.п.). В отличие от ППР в типовом ППР "привязка" зарядов к конкретному взрываемому блоку не производится.

По усмотрению главного инженера спецуправления в зависимости от характера выполняемых взрывных работ разрешается разработка краткого типового ППР.

Выбор вида проекта (ППР или типовой ППР) производится главным инженером спецуправления.

Проект взрыва

Проект взрыва составляется персоналом прорабского участка на основании типового ППР (краткого типового ППР) для привязки его технических решений к конкретным условиям подготавливаемого взрыва с учетом обеспечения необходимых мер безопасности.

Проект взрыва состоит из корректировочного расчета и плана (схемы) расположения зарядов.

Корректировочный расчет содержит взятые из типового ППР данные о параметрах зарядов, допускаемых отклонениях, указания о принятых схемах электровзрывной (взрывной) сети и короткозамедленного взрывания. В п. 1.2 приводится таблица фактических параметров

зарядов и сведения, необходимые для определения требуемого количества ВВ на осуществление взрыва. В первую очередь в таблицу заносятся данные по тем зарядным выработкам, у которых обнаружены отклонения параметров, превышающие допуски, установленные в типовом ППР. Каждый из таких зарядов подлежит корректировке и записывается в таблице отдельной строкой. Параметры остальных зарядов даются сгруппированными так же, как и в таблице п. 1.1 корректировочного расчета. В таблицу п. 1.3 заносятся данные о необходимом количестве средств инициирования (СИ) для производства взрыва. Суммированием данных, сведенных в эти две таблицы (п. 1.2 и п. 1.3) получают необходимое количество ВВ и СИ на взрыв.

План (схема) расположения зарядов должен включать в себя размещение всех зарядов с указанием номера каждого из них, схему взрывной сети, схему короткозамедленного взрывания, а также результаты проведенного взрыва до и после уборки горной массы (см. п. 3).

Распорядок проведения взрыва содержит конкретные организационные меры по безопасному выполнению взрыва. В нем указываются радиус опасной зоны, места отвода механизмов, распределение обязанностей, лица, ответственные за выполнение разных этапов работ, порядок подачи предупредительных сигналов и т.п.

Разрешается выполнение некоторых простейших видов работ по проекту взрыва и распорядку проведения взрыва (при отсутствии типового ППР). К таким работам относятся: разовые взрывы шпуровых, скважинных или наружных зарядов для подработки подошвы уступа, отработка параметров зарядов с целью внесения изменений в ППР, ликвидация отказов, доведение контура выработок до требуемых размеров и т.п. В этом случае в состав проектной документации, кроме проекта взрыва и распорядка проведения взрыва, должен входить ситуационный план (схема) с расстановкой постов охраны опасной зоны и другие необходимые меры безопасности.

При ведении работ по типовому ППР проект взрыва и распорядок проведения взрыва являются обязательными формами проектной документации.

### ***Сметная документация***

Сметная стоимость буровзрывных работ при строительстве новых, реконструкции и техническом перевооружении и капитальном ремонте действующих предприятий, зданий и сооружений определяется на основе:

сборников элементных сметных норм (ЭСН) на строительные конструкции и работы (приложение к СНиП IV-2-82);

сборника сметных цен эксплуатации строительных машин (ЦЭМ) (приложение к СНиП IV-3-82);

сборника сметных цен эксплуатации строительных машин для районов Крайнего Севера и местностей, приравненных к ним (ЦЭМКС) (приложение к СНиП IV-3-82);

сборника средних районных сметных цен на материалы, изделия и конструкции (СЦМ) (приложение к СНиП IV-4-82);

сборника средних сметных цен на материалы, изделия и конструкции для строительства в районах Крайнего Севера и отдельных местностях, приравненных к ним (СЦМКС) (приложение к СНиП IV-4-82);

сборника сметных цен на перевозки грузов для строительства (СЦПГ) (приложение к СНиП IV-4-82);

сборников единых районных единичных расценок на строительные конструкции и работы (ЕРЕР-84) (приложение к СНиП IV-5-82);

сборников единичных расценок на строительные конструкции и работы для базисных пунктов районов Крайнего Севера и отдельных местностей, приравненных к ним (ЕРКС- 84);

б) "Норм накладных расходов и плановых накоплений в строительстве", утвержденных Постановлением Совета Министров СССР от 28.03.1983 N 249 и "Порядка применения норм накладных расходов в строительстве", утвержденного Постановлением Госстроя СССР от 22.04.1983 N 84;

в) "Сметных норм дополнительных затрат при производстве строительно-монтажных работ в зимнее время" (НДЗ-84), утвержденных Госстроем СССР (приложение к СНиП IV- 7-82);



г) других нормативных документов по ценообразованию в строительстве.

При отсутствии утвержденных Госстроем СССР единичных расценок на отдельные виды и условия работ стоимость буровзрывных работ определяется на основе:

а) утвержденных министерствами по согласованию с Госстроем СССР дополнительных единичных расценок;

б) утверждаемых заказчиками индивидуальных единичных расценок, разработанных для конкретной стройки с учетом технологии производства работ, предусмотренной рабочими чертежами, техническими условиями, ППР.

Состав и порядок разработки сметной документации в составе проектов определяются в соответствии с требованиями "Инструкции о составе, порядке разработки, согласования и утверждения проектно-сметной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений" (СНиП 1.02.01-85), "Методических указаний по определению стоимости строительства предприятий, зданий и сооружений и составлению сводных сметных расчетов и смет", "Методических указаний о порядке выделения в составе сметной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений, нормативной трудоемкости и заработной платы рабочих, занятых на строительномонтажных работах".

Стоимость буровзрывных работ на объектах, финансируемых за счет основной деятельности предприятий и организаций, определяется калькуляционным расчетом (см. Приложение 4, форма 2), составляемым в соответствии с указаниями по составлению калькуляционных расчетов стоимости производства буровзрывных работ.

### ***Согласование и утверждение проектно-сметной документации***

Задание на проектирование буровзрывных работ должно быть утверждено заказчиком, а при выполнении работ по субподрядному договору задание должно быть согласовано с генеральным проектировщиком и утверждено генеральным подрядчиком.

ППР и типовой ППР утверждаются главным инженером спецуправления по согласованию с генеральным подрядчиком (заказчиком). В случае необходимости проектная документация согласовывается в установленном порядке с другими организациями.

Проекты на технически сложные и особо ответственные взрывы по усмотрению треста утверждает его главный инженер.

Краткие ППР и типовые ППР, как правило, утверждаются главным инженером спецуправления. В целях ускорения начала несложных буровзрывных работ и в аварийных ситуациях краткие проекты разрешается утверждать руководителю взрывных работ (прорабу, старшему прорабу).

К несложным относятся взрывные работы вне населенных пунктов, когда в опасной зоне не ведутся строительные и другие работы, отсутствуют действующие подземные и наземные сооружения, коммуникации и т.п. Разрешение на утверждение таких проектов руководителем взрывных работ должно быть оформлено приказом по спецуправлению.

Экземпляр утвержденного руководителем взрывных работ краткого проекта в недельный срок должен быть представлен в спецуправление для контроля.

Проект взрыва, составленный в соответствии с указаниями п. 3.2, утверждает руководитель взрывных работ.

Распорядок проведения взрыва утверждает руководителем (главным инженером) предприятия (организации), в ведении которого находится объект, где выполняются буровзрывные работы.

Все изменения и дополнения утверждаются лицом, утвердившим проектную документацию, и в случае необходимости должны согласовываться в установленном порядке с проектной организацией и контролирующими органами.

Проектно-сметная документация на буровзрывные работы, выполняемые при строительстве новых, реконструкции и техническом перевооружении действующих предприятий, зданий и сооружений, согласовывается и утверждается в порядке, установленном "Инструкцией о составе, порядке разработки, согласования и утверждении проектно-сметной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений" (СНиП 1.02.01-85).

Проектно-сметная документация на буровзрывные работы, выполняемые при капитальном ремонте, согласовывается, утверждается и уточняется в порядке, установленном "Положением о проведении планово-предупредительного ремонта производственных зданий и сооружений"

По объектам, финансируемым за счет основной деятельности, калькуляционный расчет стоимости буровзрывных работ утверждается заказчиком.

### ***Перечень основных вопросов для составления задания на проектирование при разработке ППР***

При составлении конкретного технического задания учитываются только вопросы, имеющие непосредственное отношение к составляемому проекту.

1. Наименование объекта.
2. Основание для проектирования.
3. Наименование организации - исполнителя буровзрывных работ.
4. Требования к выполнению научно-исследовательских и экспериментальных работ при проектировании (если такие необходимо выполнить).
5. Условия работ (особые требования к взрывным работам: стесненные условия, сохранность окружающей среды и т.п.).

При нахождении в опасной зоне зданий и сооружений указать допустимую степень их повреждения, допустимую скорость колебания грунта в основании и другие требования к сохранности объектов от воздействия взрыва.

6. Район, пункт и площадка, где будут производиться работы; климатические условия, внешние транспортные связи.

7. Вид работ (рыхление грунта в карьере и котловане, выброс или сброс породы, уплотнение грунта, валка здания, дноуглубительные работы и т.п.).

При рыхлении грунта или взрывах на выброс в земельно-скальных выемках указать параметры сооружения (глубину, ширину понизу и поверху, откосы бортов и т.п.), допустимые переборы бортов и дна выемки, требования к развалу взорванной породы и т.п.

8. Объем работ (годовой, общий по объекту, очереди).

т.д.).

9. Режим работы предприятия, объекта (круглосуточный, сезонный, трехсменный и

10. Сроки начала и окончания работ, календарные графики.

11. Свойства разрабатываемых грунтов (группа пород по СНиП; коэффициент разрыхления; сведения о геологии, гидрогеологии, трещиноватости; плотность; временное сопротивление грунтов на сжатие; необходимые геологические разрезы). При взрывании мерзлых грунтов указывается их категория по взрываемости в соответствии с классификацией мерзлых песчано-глинистых пород по взрываемости.

12. Высота разрабатываемого уступа.

13. Наличие бурового оборудования, электроэнергии.

14. Оборудование для погрузочно-транспортных работ.

15. Требования к кусковатости (размер кондиционного куска, допустимый процент выхода негабарита и т.п.).

16. Требуемый запас взорванной горной массы.

17. Наличие и месторасположение склада ВМ.

18. При ведении работ по дроблению взрывом железобетонных фундаментов в цехах следует указать условия проведения взрывных работ в подготовительный период и при остановке производственного процесса, время проведения работ, виды укрытий и их наличие, возможные места хранения сменного запаса ВМ, маршруты движения спецмашины и взрывников по цеху.

19. При ведении взрывных работ по обрушению зданий, сооружений, валке труб и т.п. приводятся конструктивные данные, план конструкции на уровне подбоя и необходимые

разрезы, указывается направление валки (трубы), если оно задается и т.д.

20. При ведении подводных буровзрывных работ необходимо указать уровень воды и глубину водоема над местом взрыва, колебания уровня, скорость течения, мутность воды, рельеф дна, наличие и мощность насосов, наличие валунов на дне и их размеры; рыбохозяйственное значение акватории; наличие разрешения органов рыбнадзора на производство взрывных работ; наличие плавсредств для производства буровзрывных работ; на ситуационном плане с указанием сетей и коммуникаций в районе работ обозначается судовая ход, прикладываются план и разрезы выемки, схема замера отметок дна.

21. Источник и наличие финансирования работ.

22. Применяемые районные и льготные коэффициенты к расчету зарплаты, обоснование их применения.

К заданию на проектирование прилагаются:

ситуационный план объекта с нанесенными зданиями, сооружениями, дорогами, наземными и подземными коммуникациями, линиями электропередач и другими промышленными и гражданскими объектами в районе производства взрывных работ;

перечень и характеристики охраняемых сооружений, объектов, коммуникаций; геологические профили района взрывных работ;

проект организации строительства (выписка из проекта); проект горных работ (календарный план горных работ); сметы (выписки из смет) на выполняемые работы; справка о финансировании работ;

другие необходимые материалы и чертежи.

### ***Состав ППР для метода камерных зарядов***

#### 1. Общие сведения

1.1. Месторасположение объекта работ, ближайшие населенные пункты.

1.2. Ближайшие железнодорожные станции и расстояния до них; наличие и виды дорог (шоссейные, железные, грунтовые), их состояние, протяженность.

1.3. Цель работ.

1.4. Объем работ.

1.5. Наличие механической базы, бурового оборудования, компрессорного хозяйства, ремонтных мастерских, электроэнергии.

1.6. Наличие складов ВМ и расстояние до них.

1.7. Климатические условия.

#### 2. Рельеф, геология и гидрогеология

2.1. Сведения о топографии.

2.2. Краткая характеристика геологического строения взрываемого массива (физико-механические свойства пород, подлежащих взрыванию, их трещиноватость) и гидрогеологии района (наличие грунтовых, весенних или фильтрующих вод, их горизонт и дебит).

2.3. Привязка места взрыва к строящемуся сооружению.

#### 3. Решение задания

3.1. Излагаются возможные варианты решения задания.

3.2. Все расчеты производятся по укрупненным показателям, из которых решающими являются: число взрываемых зарядов, удельный расход ВВ, расход бурения, затраты труда, стоимость производства работ.

Выбирается наиболее экономичный вариант, который принимается за основу проекта.

#### 4. Принятые элементы расположения и расчета зарядов, их обоснование

4.1. Линия наименьшего сопротивления, показатель действия взрыва (при работах на выброс), относительное расстояние между зарядами.

4.2. Расчетные формулы для определения массы зарядов.

4.3. Принятые ВВ. Переводные коэффициенты с аммонита N 6ЖВ на принятые ВВ, обоснование расчетного коэффициента K и принятая плотность заряжания.

## 5. Расчет зарядов

В соответствии с принятыми элементами расположения зарядов и расчетной формулой для определения массы заряда заполняется таблица (форма 1).

## 6. Способ взрывания.

Схема взрывной сети, ее расчет и монтаж

6.1. Способ взрывания.

6.2. Определение количества боевиков и их размещение в зарядах.

6.3. Устройство боевиков.

6.4. Схема взрывной сети.

6.5. Расчет электровзрывной сети.

6.6. Способ монтажа взрывной сети, организация работ по монтажу.

## 7. Определение объема взрываваемой горной массы

Описывается способ и заполняется таблица расчета объема породы (форма 2) с приведением необходимых для проверки расчетных данных: площади сечений по профилям, расстояний между сечениями и т.д.

## 8. Расчет количества и объема зарядных выработок

8.1. Объемы зарядных камер, принятые коэффициенты, учитывающие размер крепи и неровности стенок, наличие труднодоступных участков камер, тару от ВВ, изоляцию зарядов при наличии грунтовых вод (форма 3).

8.2. Определение размеров выработок (шурфов, штолен) при проходке (вчерне) с учетом разминок, зумпфов (при шурфах) в случае притока грунтовых вод и т.п.

8.3. Сводная таблица объема выработок (форма 4).

## 9. Вторичное взрывание (при необходимости)

## 10. Меры безопасности

10.1. Расчет радиуса опасной зоны для людей и механизмов по разлету кусков породы.

10.2. Расчет радиуса опасной зоны по сейсмическому воздействию и действию воздушной ударной волны на охраняемые здания и сооружения.

10.3. Расчет радиуса опасной зоны по загазованности (при взрывании зарядов ВВ массой более 100 т).

10.4. Объекты, попадающие в опасную зону (жилые и промышленные здания, сооружения, железные и шоссейные дороги, реки, водоемы, мосты и т.п.), расстояния до них от места взрыва и меры по их охране.

10.5. Число постов оцепления и места их расстановки. Место укрытия взрывперсонала на время взрыва и месторасположение взрывной станции.

10.6. Средства сигнализации и оповещения населения. Порядок подачи предупредительных сигналов.

10.7. Порядок вывода людей за границу опасной зоны. Лица, ответственные за вывод людей из опасной зоны и отвод механизмов на безопасное расстояние.

10.8. Порядок согласования проектной документации при производстве взрывов вблизи

объектов, имеющих важное государственное значение (линии электропередач, подстанции, заводы, фабрики, подземные сооружения, телефонные линии и т.п.).

10.9. Порядок согласования времени производства взрывных работ с администрацией участков железной и шоссейной дорог, водных путей, в пределах которых запроектировано ведение этих работ.

10.10. Число сигнальных мачт, предупредительных надписей, блиндажей, шлагбаумов, их размещение на местности.

10.11. Средства освещения рабочего места при работе в темное время суток.

10.12. Меры безопасности при работе механизмов.

10.13. Меры по обеспечению сохранности ВМ при транспортировании и на местах работ должны предусматривать:

требования, предъявляемые к маршруту перевозки и транспортным средствам; документацию, необходимую водителю при транспортировании ВМ;

порядок пропуска автотранспорта на склад;

мероприятия по обеспечению сохранности ВМ с момента получения их на складе и до производства взрыва.

10.14. Дополнительные меры безопасности при:

производстве взрывов в населенных пунктах (укрытие взрываемого массива специальными приспособлениями - металлическими щитами, якорными цепями, бревенчатыми щитами и т.п.); проходке штолен, шурфов, камер и т.п.; водоотливе, вентиляции и пылеподавлении; гидроизоляции зарядов;

производстве взрывных работ в зоне возможного возникновения блуждающих токов или токов наведения.

На ситуационных планах в соответствии с принятыми условными обозначениями должны быть нанесены: границы опасной зоны, посты охраны, шлагбаумы, взрывная станция, предупредительные надписи, места взрывных работ, блиндажи и т.п.

При производстве крупных взрывов в отдельных случаях должны составляться аварийные планы.

Не следует перечислять в проекте те правила техники безопасности, соблюдение которых обязательно для всех условий работ; в этом случае дается ссылка на первоисточники.

## 11. Организация работ по проходке зарядных выработок

11.1. Принятый способ проходки, паспорт на проходку и крепление (шурфов, штолен, расщечек и камер). Уточнение геологического строения массива в процессе проходки.

11.2. Способ и средства освещения выработок в процессе проходки и заряжания.

11.3. Способ и средства водоотлива, водоизоляции камер, расчет оборудования.

11.4. Способ и средства вентиляции, расчет оборудования.

11.5. Расчет трудозатрат и материалов на все проходческие работы со ссылками на источники принятых норм (справочные материалы, практические данные).

11.6. Расчет бурового и бурозаправочного оборудования, воздухопроводов.

11.7. Графики циклической организации работ по проходке выработок с пояснительной запиской.

11.8. Сводные таблицы потребности в материалах и трудозатрат (формы 5 и 6).

11.9. Порядок сдачи выработок перед заряжением.

## 12. Организация работ по заряжению и забойке выработок

12.1. Расчет транспортных средств и трудозатрат для доставки ВВ к месту заряжания.

12.2. Условия хранения ВВ на месте заряжания, устройство временных навесов.

12.3. Подготовка ВВ: измельчение аммонита или аммиачной селитры.

12.4. Укупорка ВВ во влагоизолирующую тару и способ изоляции (в случае притока воды), организация работ по изоляции, расчет потребности в материалах.

12.5. Размещение ВВ в камерах.

- 12.6. Оборудование зарядных выработок, способ зарядания.
- 12.7. Организация работ по заряданию и их последовательность (механизация работ).
- 12.8. Организация работ по забойке и их последовательность (механизация работ). При необходимости в раздел включаются сетевой график и организационно-календарный план работ (форма 7).

### 13. Контроль качества и приемки взрывных работ

- 13.1. Правила, памятки, руководства и стандарты (или ссылки на них), в соответствии с которыми должен производиться контроль качества и приемки работ.
- 13.2. Перечень параметров зарядов, подлежащих контролю.
- 13.3. Таблица допускаемых отклонений контролируемых параметров.
- 13.4. Порядок контроля качества работ.
- 13.5. Порядок приемки и браковки работ.

### 14. Расчет трудозатрат, материалов и оборудования

Расчет трудозатрат, материалов и машино-смен на все виды работ, связанных с подготовкой и проведением взрыва. Результаты расчета сводятся в таблицы.

### 15. Экономическая часть

Экономическая часть проекта включает в себя сметную документацию, составленную в соответствии с указаниями пп. 3.6.1 и 3.6.2 настоящих ВСН. Сметы составляются по форме 8. При необходимости составляются индивидуальные единичные расценки, каталоги индивидуальных единичных расценок, калькуляции стоимости материалов и транспортных расходов, формы которых приведены в Методических указаниях по определению стоимости строительства предприятий, зданий и сооружений и составлению сводных сметных расчетов и смет.

16. Основные технико-экономические показатели Основные технико-экономические показатели составляются по форме 9. К проекту прилагаются:

- 1. Протокол технического совещания по рассмотрению проекта.
- 2. Документация о согласовании проекта на взрыв со всеми заинтересованными организациями.

#### 3. Графическая документация:

ситуационный план местности в районе взрыва с указанием на нем объекта взрыва, ближайших зданий или сооружений и расстояний до них, дорог, подземных и наземных коммуникаций с нанесением границ опасных зон по разлету кусков, сейсмическому воздействию взрыва, загазованности и другие ситуационные планы, которые выполняются в зависимости от условий производства взрывных работ в масштабе 1:1000 или 1:2000;

геологические профили по участку взрыва и геологические колонки по выработкам (разведочным или подготовительным);

план участка взрыва в горизонталях с расположением выработок и зарядов; продольные и поперечные профили (заданные и проектные) участка взрыва; паспорт на проходку и крепление подготовительных выработок;

разрезы по выработкам (шурфам, штольням и т.п.) с указанием способа их крепления, а также других необходимых элементов (уклонов, наличия зумпфов и т.д.);

схемы расположения ВВ в зарядных камерах с указанием мест расположения боевиков; конструкция боевика; схемы взрывных сетей.

## ***Состав типового ППР для карьера***

### 1. Общие сведения

1.1. Месторасположение объекта работ, ближайшие населенные пункты.

1.2. Ближайшие железнодорожные станции и расстояния до них; наличие и виды дорог

(шоссейные, железные, грунтовые), связывающих карьер с железнодорожной станцией и населенными пунктами, их состояние.

1.3. Цель работ.

1.4. Годовой объем взрывающей горной массы в плотном теле с разбивкой по видам работ.

1.5. Наличие механической базы (бурового и компрессорного оборудования), ремонтного хозяйства (своего и заказчика), электроэнергии от стационарных и передвижных источников, их мощность (общая и отводимая прорабскому участку).

1.6. Наличие складов ВМ и расстояние до них.

## 2. Рельеф, геология и гидрогеология

2.1. Сведения о топографии района.

2.2. Краткая характеристика породы по каждому уступу (наименование, крепость, форма залегания, трещиноватость и т.п.).

2.3. Физико-механические свойства породы.

2.4. Наличие грунтовых вод, их горизонт и дебит.

2.5. Данные об обводненности разрабатываемых уступов с указанием возможного притока воды в скважину (постоянно или в весенне-летнее время).

## 3. Существующие условия производства буровзрывных работ

3.1. Система разработки (обычно разработка производится уступами с выемкой горной массы заходками, продвигающимися параллельно фронту карьера).

3.2. Число уступов, высота каждого уступа (минимальная, максимальная, средняя).

3.3. Способ бурения, глубина выработок, их диаметр по уступам.

3.4. Метод взрывных работ и способ взрывания по уступам.

3.5. Сведения о механизации буровых работ: применяемые буровые станки, ручные сверла, перфораторы, компрессоры (их марка, число, фактическая производительность).

3.6. Сведения о механизации взрывных работ.

3.7. Принятый по договору размер кондиционного куска. Фактический средний по карьере процент выхода негабарита.

Примечание. Пп. 3.3 и 3.4 приводятся только в том случае, если в следующий раздел будут внесены изменения, касающиеся этих пунктов.

## 4. Решение задания и расчет зарядов по уступам

4.1. Наиболее эффективный вариант буровзрывных работ, принятый и обоснованный опытными данными, практикой прорабского участка, сведениями из технической литературы и т.п.

4.2. Угол откоса уступов.

4.3. Способ взрывания (при основном взрывании, простреливании и разделке негабарита).

4.4. Способ бурения, диаметр бурового инструмента, средний диаметр выработок.

4.5. Ширина развала.

4.6. Число рядов зарядов.

4.7. Расчетный удельный расход ВВ (К) или фактический удельный расход ВВ (q) и их обоснование (ссылка на "Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности" или на практические данные). При взрывании мерзлых грунтов удельный расход ВВ принимается в зависимости от физико-механических свойств грунтов в соответствии с классификацией мерзлых песчано-глинистых пород по взрываемости (см. Приложение 2).

4.8. Фактическая вместимость ВВ в 1 м зарядной выработки (кг/м).

4.9. Фактический коэффициент простреливаемости при котловых зарядах.

4.10. Плотность заряжания.

4.11. Определение сопротивления по подошве уступа (СПП).

4.12. Время замедления между зарядами, принимаемая схема замедлений.

4.13. Относительное расстояние между зарядами.

- 4.14. Расстояние между зарядами в ряду.
- 4.15. Расстояние между рядами зарядов.
- 4.16. Принимаемое ВВ (обосновать).
- 4.17. Переводные коэффициенты с аммонита N 6ЖВ на принятые ВВ.
- 4.18. Масса заряда.
- 4.19. Масса прострелочного заряда.
- 4.20. Объем породы от взрыва одной выработки.
- 4.21. Удельный расход ВВ, средств инициирования (СИ) и бурения на основное взрывание.
- 4.22. Конструкция зарядов.
- 4.23. Если высота уступа на разных участках изменяется менее чем на 1 м, расчет зарядов следует вести на среднюю высоту, а более чем на 1 м - на каждую высоту с интервалом 1 м (0,5 м).
- 4.24. Правила разметки зарядных выработок на взрываемом блоке. Геодезическое обслуживание.  
Результаты расчета зарядов приводятся в основных положениях типового проекта (форма 1) или типовой технологической карте, составленной в соответствии с "Руководством по разработке типовых технологических карт в строительстве"
- 4.25. Метод разделки негабарита (шпуры, наружные заряды).

## 5. Определение типовой серии зарядов

- 5.1. Годовая производственная мощность карьера в м<sup>3</sup> (в плотном теле).
- 5.2. Количество горной массы (общее и по каждому уступу, которое должно быть взорвано за сутки).
- 5.3. Необходимое число зарядов в серии по уступам с учетом допускаемого запаса горной массы.

## 6. Разделка негабарита

- 6.1. Процент выхода негабарита.
- 6.2. Объем выхода негабарита от серии взрываемых зарядов.
- 6.3. Число негабаритных кусков от серии взрываемых зарядов.
- 6.4. Масса зарядов, глубина бурения, количество ВВ.

## 7. Схема взрывной сети, ее расчет и монтаж

- 7.1. Способ взрывания.
- 7.2. Источник тока.
- 7.3. Схема взрывной сети.
- 7.4. Расчет и монтаж взрывной сети.
- 7.5. В конце расчета приводится перечень необходимых для взрывания приборов и аппаратуры (взрывные машинки, линейные мостики, определители расчетных линий сопротивления, эклиметры и т.п.).

## 8. Меры безопасности

- 8.1. Расчет радиуса опасной зоны, устанавливаемой для людей по разлету кусков породы, а при необходимости также зоны, опасной по сейсмическому и другим видам воздействия взрыва.
- 8.2. Объекты, попадающие во взрывоопасную зону, расстояния до них от места взрыва и меры по их охране.
- 8.3. Место укрытия взрывперсонала на время основного взрыва при простреливании и разделке негабарита. Радиус опасной зоны для людей при зарядании.



8.4. Порядок подачи предупредительных сигналов.

8.5. Число сигнальных мачт, предупредительных надписей, блиндажей, шлагбаумов.

8.6. Меры безопасности при работе механизмов.

8.7. Меры по обеспечению сохранности ВМ при транспортировании и на местах работ с учетом "Инструкции о порядке хранения, использования и учета взрывчатых материалов" Т24.9-84, включая требования, предъявляемые к маршруту перевозки и порядку пропуска автотранспорта на склад.

8.8. Меры по обеспечению сохранности ВМ с момента получения их на складе и до производства взрыва.

8.9. Дополнительные меры безопасности.

## 9. Типовая схема организации работ

9.1. Режим работы карьера (продолжительность смены, число смен, выходные дни).

9.2. Режим работы участка, время производства взрывных работ и предусмотренный порядок буровых работ.

9.3. Потребность в механизмах; организация и способы заправки и заточки бурового инструмента, ремонта механизмов.

9.4. Расчет рабочей силы для буровых работ: потребность в бурильщиках и компрессорщиках для основного бурения и разделки негабарита, а также в слесарях по ремонту оборудования.

9.5. Расчет рабочей силы для взрывных работ:

потребность во взрывниках для подготовки и перевозки ВМ;

потребность во взрывниках для основного взрывания, изготовления боевиков, сопровождения ВМ, заряжания выработок и их забойки, монтажа и проверки взрывной сети, разделки негабарита и т.п.;

потребность в рабочих для оцепления границ опасной зоны. Результаты расчета рабочей силы сводятся в таблицу.

9.6. Расчет необходимого количества материалов (по нормативному справочнику или другим нормам).

9.7. Основные положения организации ритмичной работы на проектируемом объекте.

## 10. Контроль качества и приемки буровзрывных работ

10.1. Перечень параметров бурения и взрывания, подлежащих контролю.

10.2. Таблица допускаемых отклонений контролируемых параметров.

10.3. Порядок контроля качества взрывных работ.

10.4. Порядок приемки и браковки взрывных работ.

## 11. Экономическая часть

Экономическая часть включает в себя:

по объектам основной деятельности предприятий - калькуляционный расчет стоимости буровзрывных работ (форма 2);

по объектам капитального строительства и капитального ремонта - сметную документацию, составленную по рабочим чертежам.

## 12. Краткие технико-экономические показатели

12.1. Годовой объем работ в натуральном и стоимостном выражениях.

12.2. Стоимость 1 м<sup>3</sup> взрывающей горной массы.

12.3. Годовой расход ВВ, ЭД, ДШ, КД, ОШ.

12.4. Годовой объем бурения.

12.5. Годовой объем породы, взрывающей скважинными, шпуровыми, камерными или котловыми зарядами.

12.6. Удельный расход на взрывание горной массы: ВВ (кг/м<sup>3</sup>); ЭД (шт./м<sup>3</sup>), ДШ

(м/м<sup>3</sup>).

12.7. Производительность труда, рассчитанная на одного рабочего и одного работающего (м<sup>3</sup>/чел.-смена и руб./чел.-смена).

12.8. Удельный вес заработной платы рабочих по отношению к сметной стоимости работ.

12.9. Выход грунта с 1 м бурения по уступам (м<sup>3</sup>).

12.10. Численность всего персонала, необходимого для выполнения буровзрывных работ, в том числе рабочих и административно-хозяйственного персонала.

К проекту прилагаются:

1. Задание на проектирование.

2. Основные положения проекта (см. форму 1 данного приложения).

3. Чертеж с расположением зарядов.

4. Схема взрывной сети, включая короткозамедленное взрывание.

5. Ситуационный план участка работ или схема с нанесением мест взрывных работ, границ опасной зоны, сигнальных мачт, сирены, постов оцепления, блиндажей, шлагбаумов, предупредительных надписей и т.п.

### ПРИМЕРНЫЙ СОСТАВ КРАТКОГО ППР И КРАТКОГО ТИПОВОГО ППР

1. Наименование заказчика и адрес.
2. Место работ.
3. Цель работы (добыча камня, планировочные или дорожные работы и т.п.).
4. Объем работ (годовой, поквартальный).
5. Наименование взрываемого грунта (другой среды), группа грунтов по СНиП.
6. Геологическое строение взрываемого массива.
7. Трещиноватость.
8. Плотность.
9. Обводненность.
10. Размер кондиционного куска, процент выхода негабарита.
11. Число уступов.
12. Способ бурения.
13. Способ погрузки и транспортирования взрываемой породы.
14. Марки буровых станков, бурильных молотков.
15. Компрессоры (марка, производительность), их количество.
16. Форма головки бура.
17. График работ, количество смен.
18. Расстояние от склада ВМ до места работ, способ доставки и вид транспорта, дороги и их состояние, затрата времени на доставку ВМ.
19. Метод взрывных работ.
20. Способ взрывания, указания по короткозамедленному взрыванию.
21. Диаметр зарядной выработки.
22. Вместимость ВВ в 1 м выработки.
23. Расчет зарядов: ЛНС, СПП, расстояние между зарядами в ряду и между рядами, их масса.
24. Применяемое ВВ.
25. Конструкция заряда и боевика.
26. Источник тока.
27. Схема и расчет взрывной сети.
28. Экономическая часть, технико-экономические показатели.
29. Допускаемые отклонения фактических параметров зарядов от проектных (таблица).

Расчет зарядов, их конструкция и расположение во взрываемом массиве приводятся на прилагаемом к проекту чертеже и в таблице.

Для краткого типового ППР составляются основные положения проекта (см. Приложение 4, форма 1).

## Меры безопасности

30. Радиус опасной зоны, устанавливаемый для людей и механизмов.

31. Объекты, попадающие во взрывоопасную зону, расстояния до них от места взрыва и меры по их охране.

32. Число постов оцепления и места их расстановки.

33. Место укрытия взрывперсонала на время основного взрыва, при простреливании и разделке негабарита. Радиус опасной зоны для людей при зарядании.

34. Предупредительные сигналы.

35. Число сигнальных мачт, предупредительных надписей, блиндажей, шлагбаумов и т.д.

36. Дополнительные меры безопасности (в зависимости от местных условий). К проекту прилагаются:

1. Задание на проектирование.

2. Основные положения проекта (см. Приложение 4, форма 1). Эта форма предназначена для типового ППР и краткого типового ППР, а для ППР и краткого ППР могут применяться другие формы.

3. Чертеж с расположением зарядов.

4. Схема взрывной сети, включая короткозамедленное взрывание.

5. Ситуационный план участка работ или схема с нанесением мест взрывных работ, границ опасной зоны, сигнальных мачт, сирены, постов оцепления, блиндажей, шлагбаумов, предупредительных надписей и т.п.

### ***Указания по составлению калькуляционных расчетов стоимости буровзрывных работ***

В соответствии с "Основными положениями по планированию и учету себестоимости строительно-монтажных работ", при калькулировании стоимости буровзрывных работ прямые затраты группируются по следующим статьям: "Материалы", "Основная заработная плата", "Эксплуатация строительных машин и механизмов".

#### I. Материалы

В статью "Материалы" включаются затраты на материалы для производства взрывных работ, а также для буровых работ, не включенные в сметные цены эксплуатации машин (буровой инструмент и прочие материалы).

Производственные нормы расхода материалов и их ассортимент принимаются по "Нормативному справочнику по буровзрывным работам" ВСН 335-86/ММСС СССР с привязкой к фактическим условиям производства работ.

Стоимость материалов принимается по оптовым ценам с учетом всех расходов, связанных с доставкой материалов до приобъектного склада (наценки снабженческо-сбытовых организаций (УПТК)), расходы на тару, не включенную в оптовые цены, упаковку, реквизит, транспортные (включая автомобильные перевозки до приобъектного склада), погрузочно-разгрузочные (включая складирование материалов) и заготовительно-складские расходы.

Оптовые цены принимаются по действующим прейскурантам оптовых цен или по счетам поставщиков.

Транспортные расходы должны учитывать сложившиеся усредненные условия доставки материалов до приобъектного склада (транспортные схемы, расстояния перевозки, вид транспорта).

Заготовительно-складские расходы должны включать в себя амортизационные отчисления или стоимость аренды складов (базисных и расходных складов ВМ, центрального и объектного материальных складов), расходы на их содержание, заработную плату заведующих складами (кроме центрального материального склада), затраты на внутрискладские перемещения материалов.

Затраты на охрану складов в стоимость заготовительно-складских расходов не

включаются, так как они относятся к накладным расходам.

Расходы на доставку материалов до приобъектного склада и заготовительно- складские расходы принимаются по данным бухгалтерского учета (в процентах к стоимости материалов по оптовым ценам) или определяются расчетом.

При определении цен на буровой инструмент и прочие материалы допускается учитывать размер транспортных и заготовительно-складских расходов в процентном отношении к оптовой цене, принятом для аналогичных материалов в сборнике СЦМ (т.е. исходя из соотношения сметной и оптовой цены).

Затраты на прочие материалы, применяемые на взрывных и буровых работах (шахтные зажимы, изоляционную ленту, полиэтиленовые рукава, абразивы, обсадные трубы, бумагу и др.), принимаются по расчету в соответствии с нормами расхода или в размере 1% стоимости основных материалов.

## II. Основная заработная плата

Затраты труда и заработной платы определяются по ЕНиР-69 (с дополнениями и изменениями) и ТНиР, а при отсутствии ЕНиР и ТНиР на выполняемые виды и условия работ - по местным технически обоснованным нормам.

Тарифные ставки рабочих принимаются по условиям оплаты труда. При выполнении работ с тяжелыми и вредными условиями труда тарифные ставки повышаются в соответствии с указаниями, приведенными в Общей части ЕНиР-69.

Затраты на доставку ВМ от склада до места работы определяются расчетом по количеству рейсов, необходимых для перевозки ВМ, затратам времени на один рейс (в оба конца), количеству сопровождающих взрывников.

Количество рейсов для основного взрывания определяется: для перевозки ВВ - исходя из количества серий взрывааемых скважин, массы ВВ (брутто) на одну серию и средней грузоподъемности автомашин; для перевозки СИ - по количеству серий взрывов.

Количество рейсов для разделки негабарита определяется на основании данных о периодичности взрывов по разделке негабарита.

Трудозатраты на оцепление опасной зоны рассчитываются по количеству серий массовых взрывов и количеству взрывов по разделке негабарита, количеству постов оцепления по проекту, продолжительности оцепления. Продолжительность оцепления определяется по трудозатратам на производство взрывных работ с момента выставления оцепления (по проекту), деленным на среднее количество взрывников, выполняющих отдельные операции, или по практическим данным.

Неучтенные затраты труда и заработной платы в размере 3% определяются только от суммы затрат, рассчитанных на основе ЕНиР и ТНиР.

Дополнительные затраты труда и заработной платы, вызванные производством работ в зимнее время, учитываются согласно указаниям Общей части ЕНиР путем применения средневзвешенного поправочного коэффициента к суммарным затратам труда и заработной платы, исчисленным по ЕНиР, на которые распространена эта поправка.

## III. Эксплуатация строительных машин и механизмов

Нормы затрат машинного времени определяются по ЕНиР-69 (с учетом ДиЗ), ТНиР или на основании технического нормирования (см. примечание в разделе II).

Количество машино-часов (машино-смен) работы буровых станков, определенное на основе ЕНиР и ТНиР, следует умножать на переходный коэффициент от производственных норм к сметным 1,07, учитывающий внутрисменные перерывы в работе станков, не связанные с организацией производства, перерывы в связи с перегонем самоходных станков из одной рабочей зоны (блока, уступа) в другую и затраты времени на выполнение трудноподдающихся нормированию работ.

Цены машино-часа машин и механизмов принимаются по утвержденным Госстроем СССР сборникам сметных цен эксплуатации строительных машин (ЦЭМ), разработанным для применения в территориальных районах, расположенных в границах действия ЕРЕР-84 (основной сборник), и для районов Крайнего Севера и местностей, приравненных к ним, или определяются

расчетом.

При пользовании ценами эксплуатации машин по сборникам ЦЭМ необходимо делать привязку к району по зарплате, так как учитываемая в составе цены машино-часа заработная плата принята по первому территориальному району ( $K_{\text{зп}} = 1$ ).

При работе машин и механизмов в высокогорных местностях, на высоте более 1300 м над уровнем моря к цене (всего) машино-часа следует применять поправочный коэффициент 1,05 (см. сборник ЦЭМ, техническая часть, п. 12).

При определении стоимости буровзрывных работ, выполняемых в районах Крайнего Севера и местностях, приравненных к ним, расположенных в границах действия ЕРЕР-84, для которых не предусмотрены цены в сборнике ЦЭМ для районов Крайнего Севера, к ценам машино-часа следует применять следующие поправочные коэффициенты (см. п. 2.25 Указаний по применению ЕРЕР-84); в районах Крайнего Севера - 1,1; в местностях, приравненных к районам Крайнего Севера, - 1,05.

Перечень районов Крайнего Севера и местностей, приравненных к ним, расположенных в границах действия ЕРЕР-84, приведен в приложении 9 Указаний по применению ЕРЕР-84.

Перечисленные выше поправки на высокогорность и работу в районах Крайнего Севера и местностях, приравненных к ним, применяются к цене машино-часа "всего" (показатель над чертой) до привязки цены по зарплате и до введения других поправок.

Стоимость электроэнергии в цене машино-часа по сборнику ЦЭМ, разработанному для районов, расположенных в границах действия ЕРЕР, учтена по тарифу в размере 3 коп. на 1 кВт х ч (см. поправки к Указаниям по применению ЕРЕР-84 (СНиП IV-5-82. Дополнение к ЕРЕР, вып. 1).

При отклонении фактической стоимости электроэнергии от принятой более чем на 10% в стоимость машино-часа вносится поправка на основании норм расхода электроэнергии, приведенных в "Сборнике норм для определения сметной стоимости эксплуатации строительных машин" (приложение к СНиП IV-3-82).

Стоимость электроэнергии, получаемой от передвижных дизельных электростанций (ПДЭС), принимается по сметным ценам на вырабатываемую ПДЭС электроэнергию, утвержденным Госстроем СССР (см. в дополнениях к сборникам сметных цен).

До выхода из печати дополнений с утвержденными сметными ценами на электроэнергию, вырабатываемую ПДЭС, разницу в стоимости электроэнергии, получаемой от ПДЭС, и включенной в стоимость машино-часа по тарифу, следует учитывать в следующем порядке:

а) из стоимости машино-часа исключается стоимость электроэнергии, приведенная в "Сборнике норм для определения сметной стоимости эксплуатации строительных машин"; б) в калькуляционный расчет включаются затраты на эксплуатацию ПДЭС на основании требуемого количества машинного времени ее работы и цены машино-часа ПДЭС соответствующей мощности.

При пользовании сметными ценами, приведенными в сборниках ЦЭМ, необходимо учитывать, что при разработке сметных цен машино-часа эксплуатации буровых станков, используемых на буровзрывных работах, приняты следующие марки станков, режим их работы и нормы амортизационных отчислений (см. таблицу).

Для станков других марок цены машино-часа (машино-смены) должны рассчитываться.

Для упрощения расчетов по некоторым маркам станков, имеющих близкие по значению основные технические характеристики, определяющие стоимость их эксплуатации, но значительно более высокую оптовую цену, можно вводить поправку в цены, приведенные в сборниках ЦЭМ, путем пересчета стоимости годовых затрат. Для станков СБУ-100Н и НКР-100 может быть внесена поправка в цену машино-часа, разработанную для станка БМК-4; для станков СБУ-100П и СБУ-100Г-25 - в цену, разработанную для станка СБМК-5.

Годовые затраты для станка, на который производится пересчет стоимости машино- часа, определяются на основании следующих данных: оптовой цены станка по действующему прейскуранту; коэффициента 1,07, учитывающего затраты на доставку станка; норм амортизационных отчислений; принятого режима работы (см. таблицу).

При значительном отклонении фактического режима работы станков от принятого в сметной цене по условиям производства в цену машино-часа можно вносить поправку на

разницу в годовых затратах. Поправка производится следующим образом: сумма годовых затрат, учтенных в сметной цене, умножается на принятое количество часов работы станка (4000 и 2700) и делится на плановое количество часов работы станка в году. Разница в затратах прибавляется к сметной цене.

При пользовании сборником ЦЭМ для районов Крайнего Севера и местностей, приравненных к ним, годовые затраты, приведенные в "Сборнике норм для определения сметной стоимости эксплуатации строительных машин", перед их пересчетом должны умножаться на коэффициенты, приведенные в табл. 5 указанного сборника норм, а разница добавляется к цене машино-часа без заработной платы и стоимости энергоресурсов.

В стоимость машино-часа буровых станков и бурильных молотков, применяемых при взрывных работах, не включена заработная плата бурильщиков (кроме самоходного станка ударно-вращательного бурения) и рабочих по восстановлению затупленного бурового инструмента. Эти затраты в калькуляции рассчитываются дополнительно в том же порядке, как и затраты на основную заработную плату.

Сметная цена эксплуатации самоходного станка ударно-вращательного бурения, разработанная для условий работы в подземных условиях рассчитана с учетом заработной платы бурильщика по тарифной ставке для подземных условий - 1,26 руб. При пользовании ценой машино-часа для станка СБМК-5 на открытых работах эту сумму следует исключать из заработной платы и цены (всего), т.е. из показателей над и под чертой, а заработную плату бурильщика определять в установленном порядке.

Сметные цены эксплуатации буровых станков и бурильных молотков при работе от передвижных компрессоров исчислены с учетом заработной платы машиниста компрессора.

Затраты на слесарные и кузнечные работы по восстановлению затупленного бурового инструмента определяются вспомогательным расчетом с обоснованием принятого объема работ и норм. Расчет прикладывается к калькуляции.

Премии по повременно-премиальной оплате труда включаются только в расчет зарплаты рабочих, труд которых не нормируется (дежурный электрослесарь).

Затраты на сменную оснастку (кабель, резиновые рукава и др.), материалы на ремонтные работы, а также заработную плату ремонтных рабочих в ценах машино-часа учтены.

Дополнительные затраты в зимнее время учитываются от суммы затрат на заработную плату бурильщиков и эксплуатацию буровых станков и бурильных молотков, определенных по единым нормам.

При калькулировании стоимости машино-часа (машино-смены) следует руководствоваться "Указаниями по определению нормативной себестоимости машино-часа строительных машин", приведенными в действующем "Нормативном справочнике по буровзрывным работам" (или в других нормативных документах), составленным на основе "Методических указаний по разработке норм для определения нормативной себестоимости машино-часа строительных машин", утвержденных Госстроем СССР 30.04.1974, с учетом последующих дополнений, изменений и разъяснений. Расчет стоимости машино-часа (машино-смены) прикладывается к калькуляции стоимости буровзрывных работ.

При отсутствии всех необходимых данных для расчета стоимости машино-часа (машино-смены) эксплуатации буровых станков эксплуатационные затраты определяются расчетом без отнесения суммарных затрат на единицу машинного времени. В расчете учитываются:

годовые амортизационные отчисления, определяемые на основании количества требуемых буровых станков на годовой объем, их балансовой (или расчетной) стоимости и действующих норм амортизационных отчислений с учетом общих примечаний к таблицам норм. Если станки арендуются, в расчет включается арендная плата. При использовании одних и тех же станков на работах разных шифров (группа грунтов, высота уступа и др.) или в нескольких карьерах годовые амортизационные отчисления или арендная плата распределяются в калькуляциях стоимости работ пропорционально требуемому машинному времени;

затраты на электроэнергию или дизтопливо, принимаемые по расчету на 1 машино- час (машино-смену) или по нормам расхода этих ресурсов на 100 м бурения, согласно "Нормативному справочнику по буровзрывным работам" и местным ценам на эти ресурсы; затраты на сжатый воздух, определяемые в зависимости от источника его получения - передвижного или

стационарного компрессора. При получении сжатого воздуха от передвижного компрессора затраты определяются на основании требуемого машинного времени работы бурового станка и стоимости машино-часа эксплуатации передвижного компрессора, принимаемой по сборникам ЦЭМ. При получении сжатого воздуха от стационарного компрессора затраты определяются на основании расхода сжатого воздуха в единицу времени согласно технической характеристике станка с учетом коэффициента использования его по времени и местной стоимости 1 м<sup>3</sup> сжатого воздуха, получаемого от стационарных компрессорных станций. При отсутствии данных о местной стоимости 1 м<sup>3</sup> сжатого воздуха она может быть принята в размере 0,55 коп. (цена, принятая в сборнике ЦЭМ при разработке сметных цен эксплуатации буровых станков для районов, на которые

распространяются ЕРЕР);

затраты на материалы по сменной оснастке (кабель, рукава пневматические, трос и др.), определяемые по нормам, приведенным в "Нормативном справочнике по буровзрывным работам", и действующим ценам;

затраты на заработную плату ремонтных рабочих и ремонтные материалы. Порядок определения этих затрат приведен в "Нормативном справочнике по буровзрывным работам".

При использовании самоходных станков, смонтированных на базе автомобиля или трактора, в расчет должны включаться затраты на переезды из гаража (места стоянки) к месту работ и обратно.

В статью "Эксплуатация строительных машин и механизмов" включаются также затраты на эксплуатацию автотранспорта при перевозке материалов от приобъектного склада до места работ и производстве взрывных работ (прочие затраты). Эти затраты рассчитываются по единым повременным тарифам на перевозку грузов автомобильным транспортом, действующим в союзных республиках (раздел IV преysкурантов 13-01-01 - 13-01-15 "Единые тарифы на перевозку грузов автомобильным транспортом").

К тарифам на перевозку грузов применяются следующие надбавки: за перевозку грузов специализированными автомобилями - 15% (п. 18.5 раздела VI "Надбавки и скидки", п. 19 "Правил применения единых тарифов на перевозку грузов автомобильным транспортом" указанных преysкурантов);

за перевозку взрывчатых и взрывоопасных веществ (за исключением сжатых и сжиженных газов в баллонах) - 30% (п. 21 раздела VI указанных преysкурантов).

Каждая надбавка определяется от основного тарифа.

Поясные поправочные коэффициенты (см. приложение 1 к единым тарифам) применяются к тарифам с учетом надбавок.

Тарифы на перевозку грузов исчислены с учетом заработной платы водителей. Дополнительно учитывать заработную плату водителей или надбавки к тарифной ставке не допускается. В расчет могут быть включены только доплаты водителю за погрузочно-разгрузочные работы.

Во всех разделах калькуляционного расчета в графе "Обоснование" должна приводиться ссылка на основание для принятых норм и цен с указанием наименования документа (проект, справочник, сборник норм или цен, преysкурант, приказ и др.), его номера, года издания (утверждения), раздела, параграфа, таблицы, порядкового номера, позиции, графы, строки, примечания. В этой же графе или отдельным приложением к калькуляции приводятся обосновывающие расчеты (например, принятой цены на материалы; количества рейсов; затрат машин; количества скважин; метров забойки; затрат труда на перевозку ВМ, на восстановление бурового инструмента; поправки, вносимые в цену машино-часа и др.).

Настоящие указания могут уточняться и дополняться на основании официальных нормативных документов, методических указаний, положений и инструкций, а также разъяснений вышестоящих организаций

## Тема 2. Проектирование взрывных работ на открытых горных работах

### 1. Основные требования к взрывным работам

Взрывные работы на карьерах должны обеспечивать минимум затрат на добычу горной массы по бурению, взрыванию, экскавации, транспорту и первичному дроблению при максимальной производительности труда горнорабочего. Качество БВР зависит от полученной кусковатости, степени проработки подошвы уступа, ширины и формы развала взорванной горной массы.

Установленные кондиции крупности отбитой горной массы соответствуют параметрам, горно-транспортного оборудования. Максимально допустимый линейный размер куска породы, гарантирующий производительную работу одноковшового экскаватора:

$$d_{\max} = 0,75\sqrt[3]{E_{\text{э}}},$$

где  $E_{\text{э}}$  - емкость ковша экскаватора, м<sup>3</sup>.

Для транспортных средств (автомобиля, думпкара):

$$d_{\max} = 0,5\sqrt[3]{E_T},$$

$E_T$  - емкость транспортного сосуда, м<sup>3</sup>.

Для конвейерного транспорта:

$$d_{\max} = 0,5z_K - 0,1,$$

$z_K$  - ширина ленты конвейера, м.

Для дробилок обогатительной фабрики:

$$d_{\max} = 0,8z_{\text{др}},$$

$z_{\text{др}}$  - размер приемного отверстия дробилки на первой стадии дробления, м.



Куски породы, не удовлетворяющие перечисленным зависимостям, считаются негабаритными и подлежат вторичному дроблению взрывным или механическими способами. Наличие во взорванной горной массе большого количества негабаритных кусков значительно снижает производительность и срок службы оборудования. Кроме того, вторичное дробление негабаритов нарушает ритм работы карьера и снижает производительность работ в целом. При проектировании взрывных работ выход негабарита при первичном взрывании следует принимать не более 5% от содержания отдельностей этих размеров в массиве.

Высота развала и её неравномерность существенно влияют на производительность экскаватора, а также создают трудности в подсчете объемов отбитой горной массы. Предельную высоту уступа устанавливают так, чтобы  $H_p < H_q$  ( $H_p$  - высота развала,  $H_q$  - высота черпания экскаватора). Это позволяет обеспечить заполнение ковша за один цикл по всей ширине развала и дает возможность произвести взрыв, не убирая железнодорожного пути. Ширина заходки экскаватора:

$$B \leq 0,8(R_q + R_p) - c;$$

$$B \leq 1,7R_q \cdot M,$$

где:  $R_q$  и  $R_p$  - радиусы черпания на уровне стоянки и разгрузки экскаватора соответственно, м;

$c$  - транспортная берма, м;

$M$  - число заходов.

Высота развала:

$$H_p = \frac{\left( -B + \sqrt{B^2 + \frac{1,68 - AH_y K_p}{\sin \alpha}} \right)}{0,42}$$

где:  $A$  - ширина заходки по целику, м.

$$A = b(g - 1) + W_n$$

$b$  - расстояние между рядами скважин, м;

$g$  - число рядов скважин;

$W_n$  - сопротивление по подошве, м;

$H_y$  - высота уступа, м;

$K_p$  - коэффициент разрыхления горной массы;

$$K_p = 1,35 \div 1,8$$

$\alpha$  - угол откоса, градусы.

Ширину взрываемого блока принимают равной ширине заходки экскаватора.

## 2. Обоснование метода взрывных работ

При производстве взрывных работ могут использоваться методы шпуровых, котловых, камерных, малокамерных и скважинных зарядов.

Недостатки метода шпуровых зарядов связаны с малой производительностью буровых машин, большим объемом буровых работ и большой высотой экскаваторного забоя. Все это делает целесообразным его использование только при вспомогательных работах при подбурке уступов и дроблении негабарита.

Метод камерных зарядов характеризуется крайне неравномерным распределением зарядов во взрываемом массиве и, как правило, неравномерным дроблением, большим объемом подготовительных работ, связанных с проходкой камер и выработок. Этот способ применяется, в основном, для взрывания на сброс или выброс породы при вскрытии месторождения на косогорах.

Метод наружных зарядов - сугубо вспомогательный и предназначается для вторичного дробления негабаритных кусков, удаления «козырьков», ликвидации «заколов». При этом формируется наиболее интенсивная ударная воздушная волна (УВВ).

Метод котловых зарядов пригоден для случаев, когда при значительной высоте уступа и малых углах откоса необходимо большую часть заряда ВВ концентрировать на уровне подошвы для того, чтобы обеспечить качественную проработку подошвы до проектных отметок.

На карьерах наиболее распространен метод скважинных зарядов, так как он позволяет обеспечить равномерное распределение зарядов ВВ по взрываемому блоку, что способствует качественному дроблению горной массы, позволяет взрывать значительные объемы горной породы при относительно небольших затратах на бурение.

Широкая номенклатура диаметров скважин позволяет использовать этот метод на карьерах практически любой производительности.

### 3. Обоснование способа бурения, диаметра скважин и типа бурового оборудования

Выбор способа бурения и типа бурового оборудования определяется рядом взаимозависимых факторов, включающих природные (свойства пород и сопротивляемость их различным способам разрушения) и технологические факторы (соответствие производительности карьера и бурового оборудования, порядок ведения буровзрывных работ, наличие однотипного оборудования на одном предприятии и т.п.).

Увеличение диаметра взрывных скважин при постоянном значении удельного расхода ВВ соответственно увеличивает средний размер взорванного куска горной массы, что подтверждается данными производственного и лабораторных опытов. Диаметр скважины представляет собой линейную функцию от допускаемого линейного размера куска (рис.1).

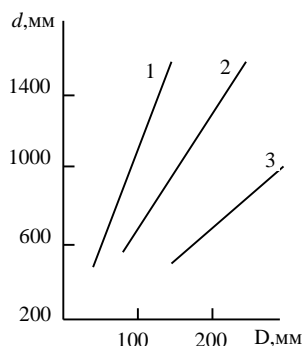


Рис.1. Зависимость допустимого размера куска горной массы  $d$  от диаметра долота (скважины)  $D$  для трудновзрываемых (1) средневзрываемых (2) и легковзрываемых (3) пород.

Известны эмпирические формулы для определения диаметра скважинных зарядов в зависимости от масштаба взрывных работ:

$$d_{скв} = 125\sqrt[4]{P_{Г}},$$

или высоты взрываемого уступа:

$$d_{скв} \approx (0,01 \div 0,02)H,$$

где  $P_{Г}$  - годовая производительность карьера, млн. м<sup>3</sup>.

Формула Давыдова:

$$d_{скв} = \frac{c \cdot H \cdot \operatorname{ctg} \alpha}{50 \cdot K_m \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}},$$

где:  $c$  - берма безопасности;

$c = 3$  м – для тяжелых станков;

$c = 2$  м – для станков с выдвижным пневмоударником;

$H$  - высота уступа;  
 $\alpha$  - угол откоса уступа;  
 $K_m$  - коэффициент трещиноватости;  
 $K_m = 1 \div 1,2$ ;  
 $\Delta$  - плотность ВВ в скважине, кг/м<sup>3</sup>;  
 $\gamma$  - плотность породы, кг/м<sup>3</sup>.

$$d_{скв} = k \cdot d, \text{ мм,}$$

где:  $d$  - кондиционный размер куска, мм;

$k$  - коэффициент пропорциональности, зависящий от свойств взрывааемых пород, трещиноватости массива;

$$k = 0,1 \div 0,3.$$

В зависимости от трещиноватости (блочности) массива взрывааемых пород, при выборе бурового оборудования необходимо руководствоваться следующим.

В породах I-II категории трещиноватости диаметр заряда может выбираться возможно большим - 270 ÷ 360 мм. При этом необходимо руководствоваться технологическими соображениями: производительностью станка, мощностью карьера, устойчивостью пород уступа.

В породах III ÷ IV категории трещиноватости целесообразно использовать многорядное взрывание скважин диаметром от 200 до 250 мм.

В исключительно крупноблочных породах V категории, а также в породах IV категории при взрывании сложноструктурных, неоднородных массивов, при взрывании на узких рабочих площадках следует применять скважинные заряды уменьшенного диаметра 150 ÷ 200 мм.

Зарубежный опыт свидетельствует о высокой эффективности применения в крупноблочных массивах скважин диаметром от 90 до 125 мм. Для бурения таких скважин применяются станки с выносными гидроударниками и с погружными пневмоударниками, которые выпускаются фирмами «Атлас-Копко», «Тамрок», «Гарднер-Денвер» и др.

#### 4. Выбор типа ВВ

Выбор удельного расхода ВВ (удельных энергозатрат) и диаметра взрывных скважин практически обеспечивает достаточное количество данных для расчета основных параметров буровзрывных работ. Дальнейшее совершенствование технико-экономических параметров буровзрывных работ связано с применением новых типов ВВ.

Существенное значение при выборе типа ВВ могут играть технико-экономические факторы, такие, как стоимость ВВ, если имеется в виду ВВ заводского изготовления, или стоимость приготовления и зарядки, если ВВ готовятся на предприятии. Проектные рекомендации по выбору типа ВВ ограничиваются в настоящее время минимизацией затрат по взрывному комплексу на единицу энергии ВВ и техническими характеристиками ВВ в конкретных условиях.

Выбор типа ВВ должен выполняться в соответствии с, с учетом опыта работы аналогичных карьеров, требований ЕПБ при ВР, повышенных требований по экологической безопасности горных и взрывных работ.

#### 5. Обоснование расчетного удельного расхода ВВ

Объем потребляемых ВВ, который должен обеспечить заданную производительность предприятия, рассчитывается по величине удельного расхода ВВ - количества ВВ, затрачиваемого на отбойку единицы объема или массы горной породы.

Удельный расход ВВ - один из главных технологических показателей, характеризующих сопротивляемость горных пород разрушению. Выбор его величины

нормируется отраслевыми и общими документами, составленными на основе решений на родственных предприятиях со сходными горно-техническими условиями.

Для каждой породы в зависимости от коэффициента крепости и категории трещиноватости устанавливается расчетный удельный расход ВВ при диаметре зарядов 200-250 мм

$$q_p = q_{\text{Э}} e K_d \gamma / 2,6 ,$$

где:  $q_{\text{Э}}$  - эталонный расход стандартного ВВ (табл.1) с теплотой взрыва 4190 кДж/кг при кондиционном размере кусков 500 мм, кг/м<sup>3</sup>;

$\gamma$  - плотность породы, т/м<sup>3</sup>;

$e$  - коэффициент работоспособности применяемого ВВ;

$K_d$  - поправочный коэффициент на размер кусков, при расчетном размере кондиционного куска 250; 500; 750; 1000; 1250; 1500 мм.  $K_d$  соответственно равен 1,3; 1,0; 0,85; 0,75; 0,7; 0,65.

Таблица 1

Эталонный удельный расход стандартного ВВ

| Категория<br>пород<br>по<br>трещиноватости | Коэффициент крепости пород<br>по М.М. Протодяконову $f$ |      |       |
|--|---|------|-------|
|  | 2-5   | 6-10 | 11-20 |
| I  | 0,3   | 0,35 | 0,45  |
| II   | 0,4   | 0,5  | 0,6   |
| III  | 0,65  | 0,75 | 0,9   |
| IV   | 0,85  | 1    | 1,2   |
| V  | 1,0   | 1,2  | 1,4   |

В более общем виде с учетом диаметра скважинных зарядов, коэффициента крепости еудельный расход определяется по формуле:

$$q = 0,13 \cdot \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 \cdot d_0 \cdot d_{\text{скв}}) \cdot \left( \frac{0,5}{d_H} \right)^{2/5} \cdot K_{\text{ВВ}} \cdot \rho,$$

где:  $\rho$  - плотность взрываеваемой породы, т/м<sup>3</sup>;

$f$  - коэффициент крепости породы по проф. М.М. Протодяконову;

$d_{\text{скв}}$  - диаметр скважины (заряда), м;

$d_0$  - средний размер отдельности во взрываеваемом массиве, м;

$d_H$  - предельный размер кондиционного куска во взорванной горной массе,

м;

$K_{\text{ВВ}}$  - коэффициент относительной работоспособности ВВ.

## 6. Расчет параметров скважинных зарядов

Линия наименьшего сопротивления по подошве на основе рекомендаций Союзвзрывпрома определяется по эмпирической зависимости:

$$W_{\text{II}} = \frac{\sqrt{0,56 p^2 + 4 m q p H_y L - 0,75 p}}{2 m q H_y},$$

где:  $p$  - вместимость скважины, кг/м;

$m$  - коэффициент сближения зарядов, для первого ряда  $m = a/W$ , для последующих рядов  $m = a/b$ ;

$L$  - глубина скважины, м.

Для скальных пород II-У категории трещиноватости коэффициент сближения  $m$  принимают 0,8-1,0 в зависимости от направления и интенсивности трещин.

Для определения линии наименьшего сопротивления по подошве можно пользоваться и упрощенной формулой:

$$W_{II} = \frac{\sqrt{0,25p^2 + 4qpH_y L} - 0,5p}{2qH_y} \approx 0,9\sqrt{\frac{p}{q}},$$

Правильность выбора величины  $W_{II}$  проверяется условием:

$$W_{II} \geq W_{IIб}; W_{IIб} = H_y \operatorname{ctg} \alpha + c_б,$$

где:  $W_{II}$  и  $W_{IIб}$  - расчетная и безопасная линии наименьшего сопротивления по подошве;

$c_б$  - берма безопасности.

Если безопасная линия сопротивления по подошве больше расчетной, то следует увеличить диаметр скважин по первому ряду или применить наклонное бурение. По рекомендациям Союзвзрывпрома [2], при наклонном бурении

$$W_{II} = \frac{\sqrt{p^2 + 4mqH_y L_H} - p}{2mqH_y},$$

где  $L_H$  - глубина наклонной скважины.

Упрощенная формула по рекомендации Б.Н. Кутузова запишется так:

$$W_{II} = \frac{1}{\sin \varepsilon} \sqrt{\frac{p}{q}},$$

где  $\varepsilon$  - угол наклона скважин.

При больших значениях  $W_{II}$  применяют сближенные скважинные заряды.

Число таких зарядов:

$$Y = \left( \frac{W_\phi}{W_{II}} \right)^2,$$

где  $W_\phi$  и  $W_{II}$  - фактическая и расчетная линии наименьшего сопротивления.

Величину преодолеваемой  $W_\phi$  по сравнению с расчетной увеличивают при спаренных скважинах в 1,4 раза, т.е.  $W_\phi = \sqrt{2P/q}$ . Расстояние между парносближенными зарядами

$$a = (3 \div 4)d_{зар}.$$

Глубина перебура  $l_{II} = K_{II}d_{зар}$  ( $K_{II}$  - коэффициент перебура,  $d_{зар}$  - диаметр заряда).

Для трудновзрывааемых пород  $K_{II} = 13 - 15$ , для легковзрывааемых пород  $K_{II} = 10 - 12$ , при особенно неблагоприятном расположении трещин (падение под уступ)  $K_{II} = 14 - 15$ .

Длина забойки по требованиям безопасности:

$$l_{заб} = (0,7 - 1)W \cong K_g D,$$

где  $K_g$  - коэффициент забойки, для трудновзрывааемых пород, сконцентрированных в верхней части уступа, и при нелимитированной ширине развала горной массы  $K_g = 20 - 25$ , для легковзрывааемых пород  $K_g = 30 - 35$ .

Глубина скважин

$$L_{скв} = H_{уст} + l_n$$

Величина заряда в скважинах:

- для первого ряда скважин

$$Q_{скв} = q_p \cdot a \cdot W_p \cdot H_{уст}$$

- для последующих рядов скважин

$$Q_{скв} = q_p \cdot a \cdot b \cdot H_{уст}$$

Длина заряда

$$l_{зар} = \frac{Q_{скв}}{p}, \text{ м}$$

Длина забойки

$$l_{заб} = L_{скв} - l_{зар}, \text{ м}$$

Длина забойки должна удовлетворять условию

$$0,7W_n \leq l_{заб} < W_n$$

Величину заряда проверяют по вместимости его в скважине

$$Q_{скв} = p(L_{скв} - l_{заб})$$

## 7. Выбор способа взрывания. Конструкции зарядов

При выборе способа взрывания скважинных зарядов следует ориентироваться на следующие требования.

Выбираемый способ должен:

- упрощать технологию взрывных работ и быть максимально безопасным;
- обеспечивать возможность короткозамедленного взрывания, многоточечность инициирования зарядов;
- обладать высокой стойкостью к механическим воздействиям, термостойкостью;
- являться максимально безопасным при ликвидации отказов и при механизированном зарядании скважин.

Для максимального использования объема пробуренных скважин и увеличения выхода горной массы с 1 м скважин, как правило, применяют сплошные колонковые заряды.

Промежуточный детонатор ПД (патрон-боевик) при сплошной колонке заряда обычно устанавливается при верхнем инициировании ниже уровня забойки на 1 ÷ 1,5 м; при нижнем - на 1 ÷ 1,5 м выше уровня подошвы уступа. Допускается установка ПД в заряде на уровне подошвы уступа.

При взрывании неоднородных по взрываемости пород (например, наличии трудно взрываемых прослоек пород в верхней части массива) целесообразно применение рассредоточенных зарядов с воздушным или инертным промежутком.

Для зарядания обводненных скважин с устойчивым уровнем воды применяются комбинированные заряды, в которых нижняя обводненная часть скважины заряжается водоустойчивым ВВ с перекрытием уровня воды, а остальная часть дозарядается неводоустойчивым ВВ.

## 8. Параметры короткозамедленного взрывания (интервал замедления, схема КЗВ)

При взрывных работах на карьерах и добыче полезных ископаемых в подземных условиях широко применяется многорядное короткозамедленное взрывание (КЗВ). Наиболее широко применяются порядные, порядно-врубовые, диагональные схемы взрывания. На предприятиях применяется большое число разнообразных схем КЗВ, но по существу они являются той или иной разновидностью вышеперечисленных схем (трапециевидные, клиновые, волновые, радиальные, комбинированные).

Выбор той или иной схемы КЗВ для заданных в проекте конкретных условий должен быть проведен с учетом существующей системы трещин в массиве и производственного опыта ведения взрывных работ в аналогичных горно-геологических условиях.

Основными критериями при выборе схем взрывания являются:

- высокая надежность, исключая появление отказов зарядов ВВ;
- обеспечение заданной степени дробления горных пород;
- отсутствие выброса в тыльную часть уступа и минимальный развал породы;
- минимальный сейсмический эффект и обеспечение сохранности объектов вблизи взрываемого блока.

Повышение надежности взрывания с помощью ДШ осуществляется дублированием главной и секционной магистралей, применением закольцованных схем (при этом расход ДШ увеличивается).

Сейсмобезопасность применяемых схем взрывания обеспечивается одновременным взрыванием в одной ступени замедления не более  $2,5 \div 10$  т ВВ. Учитывая, что количество зарядов в одной ступени  $4 \div 8$  при массе ВВ в скважине не более  $500 \div 800$  кг, одновременно взрываема величина зарядов не превышает  $3 \div 5$  т. Исходя из этого, наиболее приемлемы диагональные, диагонально-врубовые схемы взрывания.

Интервал замедления определяется по формуле

$$t = A \cdot W_p,$$

где:  $W_p$  - расчетное ЛСПП, м,

$A$  - эмпирический коэффициент, зависящий от крепости и взрываемости пород, мс/м,

$A = 3$  мс/м - для весьма крепких пород (граниты, крепкие руды, диабазы и т.п.,  $f > 14$ ),

$A = 4$  мс/м - для крепких горных пород (песчаники, крепкие сланцы, железистые кварциты;  $8 \leq f \leq 14$ ),

$A = 5$  мс/м - для пород средней крепости (известняки, серпентиниты, магнетиты;  $5 \leq f \leq 8$ ),

$A = 6$  мс/м - для мягких пород (мергель, мел, глинистые сланцы;  $f \leq 4$ ).

Для обеспечения КЗВ при взрывании с помощью детонирующего шнура применяют пиротехническое реле РП-8, РП-Н, РП-Д; при электрическом взрывании – электродетонаторы ЭД-3-Н, ЭД-1Т, ЭД-3Т; при неэлектрических системах инициирования – системы СИНВ, «Эдилин», «Нонель», «Примадет» и др.

## 9. Типовая серия зарядов

Бурение взрывных скважин может проводиться по прерывной рабочей недели – в три или две смены.

Рациональный режим проведения массовых взрывов на карьере определяется по [4, б].

а) годовой объем взорванной горной массы:

$$V_z = \frac{A_\Gamma \cdot k_{злп} \cdot k_T}{\gamma_n}, \text{ м}^3,$$

где:  $A_{\Gamma}$  - годовая производительность карьера  $\text{м}^3$ ,

$k_{\text{зап}}$  - коэффициент запаса ( $k_{\text{зап}}=1,1$ ),

$k_{\Gamma}$  - текущий коэффициент вскрыши,  $k_{\Gamma}=1,1 \text{ м}^3/\text{т}$ ,

$\gamma_n$  - объемная масса вскрыши ( $\gamma_n=2,8 \text{ т}/\text{м}^3$ ).

б) средний объем взрываваемой горной массы за 1 массовый взрыв:

$$V_{\Gamma M} = \frac{V_{\Sigma}}{N_{\Sigma}}, \text{ м}^3,$$

где  $N_{\Sigma}$  - число взрывов в год.

в) годовой объем бурения скважин:

По выходу горной массы с 1м скважины устанавливается объем буровых работ  $L_{\Sigma}$  (тыс.п.м./год) при известном объеме пород, подлежащих рыхлению,  $V_{\Sigma}$  ( $\text{м}^3/\text{год}$ ):

$$L_{\Sigma} = \frac{V_{\Sigma}}{B_{\text{ср}}}, \text{ п.м.},$$

где  $B_{\text{ср}}$  - средний выход горной массы с 1п.м. скважины:

$$B_{\text{ср}} = 0,65 \frac{P}{q}, \text{ м}^3/\text{м}, \text{ или } B_{\text{ср}} = \frac{V_{\text{скв}}}{\ell_{\text{скв}}}, \text{ м}^3/\text{м}$$

г) метраж бурения скважин на 1 массовый взрыв:

$$L_{\text{МБ}} = \frac{L_{\Sigma}}{N_{\Sigma}}, \text{ м}$$

д) число скважин на 1 массовый взрыв:

$$N_{\text{скв.1.в.}} = \frac{L_{\text{МБ}}}{L_{\text{скв}}}, \text{ скважин или } N_{\text{скв.1.в.}} = \frac{V_{\text{бл.}}}{V_{\text{скв}}},$$

где  $V_{\text{бл.}}$  - объем взрываемого блока,  $\text{м}^3$

е) число ступеней замедления:

$$m_{\Sigma} = \frac{N_{\text{скв.1.в.}}}{n},$$

где  $n$  – число рядов скважин в блоке (не более 5).

ж) число взрываваемых скважин в год:

$$N_{\text{скв.год}} = \frac{L_{\Sigma}}{L_{\text{скв}}}, \text{ скважин}$$

з) количество ВВ на один массовый взрыв:

$$Q_{\text{МБ}} = Q_{\text{скв}} \cdot N_{\text{скв}}, \text{ кг},$$

где:  $Q_{\text{скв}}$  - масса заряда в скважине,

$N_{\text{скв}}$  - число скважин в один массовый взрыв.

и) суммарная масса скважинного заряда в год:

$$Q_{\Sigma} = N_{\text{скв.год}} \cdot Q_{\text{скв}}, \text{ кг}$$

к) фактический удельный расход ВВ:

$$q_{\phi} = \frac{Q_{\Sigma}}{V_{\Sigma}}, \text{ кг}/\text{м}^3$$



## 10. Расчет количества бурового оборудования

Необходимое количество бурового оборудования устанавливается исходя из годового объема бурения, производительности и режима работы принятых станков.

$$N = \frac{L_{год}^{вскр} + L_{год}^{руда}}{P_{см} N_{см}},$$

где:  $P_{см}$  – производительность бурового станка,

$N_{см}$  – число рабочих смен бурового оборудования.

Параметры оборудования принимаются по.

## 11. Механизация взрывных работ

Экономическая целесообразность применения средств механизации обусловлено годовой производительностью и типом применяемого ВВ. В данном разделе необходимо указать наличие средств механизации (зарядные машины, забоечные машины) и их технические характеристики.

## 12. Дробление негабарита

При существующей технологии взрывных работ с применением скважинных зарядов рыхления выход негабаритных кусков, особенно в трудновзрываемых породах, достигает 10% и более. Высокий выход негабарита ухудшает технико-экономические показатели работы предприятия вследствие снижения производительности процессов погрузки, транспортирования, дробления. Дополнительные затраты на вторичное дробление повышают себестоимость добычи полученного ископаемого.

Для дробления негабаритных кусков на предприятиях широко используются методы шпуровых и наружных (накладных) зарядов ВВ.

Дробление негабарита шпуровыми зарядами:

Для взрывания негабарита используются шпуры диаметром 28-36 мм, пробуренных на глубину

$$l_{ш} = (0,3 \div 0,5)d_n,$$

где:  $d_n$  – средний диаметр (толщина) негабарита,

$l_{ш}$  – глубина шпура, м.

Общая масса заряда ВВ определяется по формуле:

$$Q = qV_{нег}, \text{ кг}$$

где:  $V_{нег}$  – объём негабаритного куска, м<sup>3</sup>,

$q$  – удельный расход ВВ для шпуровых зарядов дробления негабарита, кг/м<sup>3</sup>.

Средний объём негабарита

$$V_{негаб} = \frac{a \cdot b \cdot c}{2,2}, \text{ где } a, b, c - \text{наибольшие поперечные размеры негабарита.}$$

Величина заряда в шпуре

$$Q_{шт} = \frac{\pi \cdot d_{зар}^2}{4} \cdot l_{шт} \cdot \Delta \cdot K_{зап},$$

где:  $d_{зар}$  - диаметр заряда, мм;

$l_{шт}$  - глубина шпура, м;

$\Delta$  - плотность заряжения, кг/м<sup>3</sup>;

$K_{зап}$  - коэффициент заполнения шпура,  $K_{зап} = 0,5 \div 0,6$ .

Количество шпуров в негабарите

$$N_{шт} = \frac{Q}{Q_{шт}}$$

Удельный расход ВВ для взрывания негабарита шпуровыми зарядами принимают от 0,2 до 0,5 кг/м<sup>3</sup>, в зависимости от крепости пород.

Дробление негабарита накладными и кумулятивными зарядами:

При взрывании наружными (накладными) и кумулятивными зарядами масса ВВ определяется по формуле

$$Q = q_n V_n, \text{ кг},$$

где  $q_n$  – удельный расход ВВ для наружного или кумулятивного заряда, кг/м<sup>3</sup>.

Параметры кумулятивных зарядов и предельные размеры негабаритных кусков приведены в.

Паспорт на дробление негабаритов является составной частью типового проекта БВР и приводится в данном разделе согласно рекомендациям.

### 13. Выбор типа и расчет емкости складов ВМ

Складом ВМ называется одно или несколько хранилищ с подсобными сооружениями. Отдельные хранилища ВМ на территории склада располагают так, чтобы аварийный взрыв в одном хранилище не вызывал взрыва в других. Безопасные расстояния от склада ВМ до других сооружений, расположенных поблизости, а также между отдельными хранилищами, рассчитывают по методике, изложенной. Базисные склады снабжают расходные склады предприятий взрывчатыми материалами, как правило, в заводской упаковке; распаковывать их на базисных складах разрешается только для отбора проб на испытание ВМ. При производстве крупных массовых взрывов с базисного склада можно завозить ВМ непосредственно к месту работ, минуя расходный склад. Получает и сопровождает ВМ в этом случае персонал расходного склада. Расходные склады предназначены для выдачи ВМ взрывникам для производства взрывных работ.

Вместимость расходных и базисных складов определяется:

$$V_p = \frac{Q_{сп}}{k \cdot 1000} (1,1 + 0,05k)$$

$$V_б = \frac{Q_{сп}}{k \cdot 1000} (1,25 + 0,1k),$$

где:  $Q_{сп}$  – годовой расход ВВ по карьере, кг;

$k$  – среднегодовое число поставок ВВ на склад.

Для базисных складов  $k=12$ , для расходных -  $k=52$ .

По условиям ЕПБ при ВР склад должен быть расположен на безопасном расстоянии по действию УВВ:

$$r_{УВВ} = k_{ВВ} \sqrt[3]{Q},$$

где:  $k_{BB}$  - коэффициенты пропорциональности, значения которых зависят от условий расположения и массы заряда, а также от степени допускаемых повреждений зданий и сооружений,

$Q$  – величина заряда ВВ, кг.

#### 14. Расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ

##### 14.1. Расчет безопасных расстояний по разлету отдельных кусков породы

Расстояние, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее действие, определяется в соответствии с по формуле:

$$R_{разч} = 1250\eta_3 \sqrt{\frac{f}{1+\eta_{зab}} \cdot \frac{d}{a}},$$

где:  $\eta_3$  - коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом;

$\eta_{зab}$  - коэффициент заполнения скважины забойкой;

$d$  - диаметр взрывааемых скважин, м;

$a$  - расстояние между скважинами, м;

$f$  - коэффициент крепости породы по шкале проф. М.М. Протодяконова.

Коэффициент заполнения скважин ВВ определяется по формуле:

$$\eta_3 = \frac{l_{зар}}{l_{скв}},$$

где:  $l_{зар}$  - длина заряда ВВ в скважине, м,

$l_{скв}$  - глубина скважины, м.

Коэффициент заполнения скважины забойкой:

$$\eta_{зab} = l_{зab} / l_n,$$

где:  $l_{зab}$  - длина забойки, м;

$l_n$  - длина незаряженной верхней части скважины, м.

При взрывании без забойки  $\eta_{зab}=0$ , а при полном заполнении свободной от заряда верхней части скважины  $\eta_{зab}=1$ .

##### 14.2. Расчет безопасных расстояний по действию ударной воздушной волны (УВВ)

Ударные воздушные волны, возникающие при взрывах наружных зарядов и скважинных (шпуровых) зарядов рыхления, представляют опасность для зданий и сооружений и, в первую очередь, застекления. В проекте взрывных работ определяется безопасное расстояние по действию УВВ, на котором исключаются разрушения стекол.

При одновременном взрывании группы скважинных зарядов рыхления безопасные расстояния по действию УВВ при дроблении пород VI-VIII групп по СНиП определяются формулами:

$$R_{УВВ} = 200 \cdot \sqrt[3]{Q_э}, \text{ м} \quad - \quad \text{при } 5000 > Q_э \geq 1000,$$

$$R_{УВВ} = 65 \cdot \sqrt{Q_э}, \text{ м} \quad - \quad \text{при } 1000 > Q_э \geq 2,$$

$$R_{УВВ} = 63 \cdot \sqrt[3]{Q_э^2}, \text{ м} \quad - \quad \text{при } Q_э < 2,$$

где  $Q_э$  - эквивалентная масса заряда ВВ, 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.

Эквивалентная масса заряда определяется:

- для условий взрывания при длине заряда более 12 своих диаметров

$$Q_э = 12Pd_{скв}K_зN, \text{ кг};$$

- для условий взрывания при  $l_{зар} < 12d_{зар}$

$$Q_э = Pl_{зар}K_зN, \text{ кг},$$

где:  $P$  – вместимость одного пог. м скважины, кг;

$d_{скв}$  – диаметр скважины (заряда –  $d_{зар}$ ), м;

$K_з$  - коэффициент забойки, определяемый в зависимости от отношения длины забойки к диаметру скважины (шпура)  $l_{заб} / d_{скв}$ .

При отсутствии забойки коэффициент забойки зависит от отношения свободной от заряда части скважины  $l_n$  к диаметру  $d_{скв}$ . Полученное значение сравнивается с минимальным безопасным расстоянием.

Для случая инициирования скважинных зарядов с помощью ДШ, необходимо к суммарной величине ВВ добавить массу ВВ, находящуюся в поверхности сети ДШ ( $Q_{дш}$ ) (при короткозамедленном взрывании принимается суммарная масса ВВ в ДШ в одной серии замедления).

При наличии нескольких групп зарядов, взрываемых с замедлениями, к расчету принимается группа с максимальной  $Q_э$ . Приведенные формулы для расчета безопасных расстояний используются при интервале замедления между группами не менее 50 мс.

Безопасное расстояние должно быть увеличено:

- в 2 раза – при интервалах замедления от 10 до 20 мс,

- в 1,5 раза – при интервалах замедления 20 – 30 мс,

- в 1,2 раза – при интервалах замедления 30 – 50 мс.

Суммарная масса зарядов и число групп замедления не ограничиваются.

Если взрывные работы проводятся при отрицательных температурах воздуха, расчетное расстояние должно быть увеличено в 1,5 раза.

При проектировании параметров конкретного массового взрыва (высота уступа, длина зарядов и забойки и интервалы замедлений, высота заряда, диаметр скважин и вместимость 1 пог. м скважины) в соответствии с ЕПБ ВР определяется допустимое число одновременно взрываемых скважин, с учетом расстояния до охраняемых от воздействия УВВ объектов.

Безопасное расстояние по действию УВВ на человека при взрывании наружных зарядов определяется по формуле:

$$R_{УВВ} = 15 \cdot \sqrt[3]{Q},$$

где  $Q$  – масса взрываемого наружного заряда, кг.

Эта формула используется в условиях необходимости максимального приближения персонала к месту взрыва. В остальных случаях полученное расстояние следует увеличить в 2-3 раза.

### 14.3. Расчет безопасных расстояний по сейсмическому действию взрыва

Сейсмическая безопасность зданий и сооружений при взрывах предполагает отсутствие повреждений, нарушающих нормальное их функционирование.

В качестве параметра, определяющего степень сейсмического воздействия на здания и сооружения, М.А. Садовским было предложено использовать максимальную векторную скорость смещения грунта у основания сооружения.

Экспериментально было подтверждено, что этот параметр лучше других (например, амплитуды, ускорения, смещения, периода колебаний) коррелируется с массой заряда ВВ, расстоянием до места взрыва, началом повреждения охраняемых зданий и сооружений.

Согласно ЕПБ ВР, при одновременном (без замедления) взрывании группы из  $N$  зарядов общей массой  $Q$  в тех случаях, когда расстояния от охраняемого объекта до ближайшего и наиболее удаленного заряда различаются не более чем на 20 %, безопасное расстояние определяется по формуле

$$R_c = N^{1/6} K_r K_c \alpha \sqrt[3]{Q}$$

В соответствии с ЕПБ ВР при одновременном взрывании  $N$  зарядов общей массой  $Q$  со временем замедления между взрывами каждой группы не менее 20 мс, безопасное расстояние определяется по формуле

$$R_c = \frac{K_r K_c \alpha}{N^{1/4}} \cdot \sqrt[3]{Q},$$

где:  $R_c$  - безопасное расстояние от места взрыва до охраняемого здания (сооружения), м;

$K_r$  - коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения);

$K_c$  - коэффициент, зависящий от типа здания и сооружения;

$\alpha$  - коэффициент, зависящий от условий взрывания (для зарядов рыхления  $\alpha = 1$ );

$Q$  – масса заряда, кг.

Окончательно за радиус опасной зоны (минимальное безопасное расстояние) принимаются наибольшие значения из рассчитанных по всем поражающим факторам с округлением в большую сторону и кратным 50 м.

Подготовка массового взрыва, организация проведения массового взрыва, основные положения по предупреждению и ликвидации отказов приводятся в данном разделе согласно.

### Тема 3. Проектирование взрывных работ при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

#### *Массовые взрывы в подземных условиях по типовым проектам*

Типовые проекты, как правило, составляют специалисты технического отдела рудоуправления, их подписывают заместитель технического директора, начальник технического отдела, руководитель проектного отдела, главный инженер шахты, начальник пылевентиляционной службы (ПВС), проектировщик. Проекты утверждает технический директор рудоуправления, они вводятся в действие директором рудоуправления (президентом или техническим директором АО).

Технический расчет массового взрыва и распорядок его проведения составляет начальник (заместитель начальника) участка, на котором проводится взрыв.

Технический расчет массового взрыва до 3 т ВВ подписывают заместитель главного инженера рудника (шахты) по технике безопасности (ТБ), начальник взрывного участка, начальник ПВС, утверждает главный инженер шахты.

Технический расчет и распорядок проведения взрыва при массе взрываемого ВВ более 3 т подписывают заместитель технического директора рудоуправления по ТБ, главный инженер шахты, начальник участка, на котором проводится массовый взрыв, утверждает - технический директор рудоуправления.

При наличии нескольких шахт в рудоуправлении технический расчет и распорядок подписывает главный инженер шахты, их согласование производят с начальником технического отдела и начальником взрывных работ рудоуправления.

Технический расчет и распорядок его проведения утверждают не позднее чем за сутки до начала завоза ВВ к месту производства массового взрыва. Для утверждения вышеуказанных документов составляют акт готовности объекта к проведению массового взрыва на основе его обследования комиссией. При массе взрываемого ВВ до 3 т в комиссию входят: заместитель главного инженера шахты по ТБ или заместитель главного инженера шахты по БВР, начальник взрывного участка, начальник участка, на котором будет осуществляться взрыв, участковый маркшейдер. При массах взрываемого ВВ более 3 т - заместитель технического директора рудоуправления по ТБ, главный инженер шахты, начальник ПВС, начальник взрывного участка, участковый маркшейдер. Форма акта о готовности к проведению массового взрыва приведена ниже.

**АКТ**

**УТВЕРЖДАЮ:**

Технический руководитель

Предприятия (рудника, шахты и т.п.)

о готовности к проведению массового взрыва подэтажа(блока, панели)

№ \_\_\_\_\_ горизонт рудника\_  
м \_\_\_\_\_ шахты\_

| № п/п | Дата обследования | Состояние технической готовности блока, горных выработок, транспорта, зарядного оборудования и выводы комиссии | Состав комиссии* (данные о руководителях соответствующих служб) |                   |         |
|-------|-------------------|--|---|-------------------|---------|
|       |                   |  | должность   | Фамилия, инициалы | подпись |
| 1     | 2                 | 3  | 4   | 5                 | 6       |
|       |                   |  |   |                   |         |

Для руководства работами по подготовке и проведению массовых взрывов приказом по рудоуправлению назначают ответственного и технического руководителей массового взрыва: при

массах взрывааемых зарядов 'до 3 т - ответственным руководителем назначают начальника взрывного участка или начальника участка, на котором проводится массовый взрыв, или их заместителей, а техническим руководителем - заместителя начальника взрывного участка или горных мастеров этого же участка.

Если масса взрывааемого В В более 3 т - ответственным руководителем назначают главного инженера шахты или его заместителя; техническим руководителем - начальника взрывного или добычного участков или их заместителей.

Учет проведения массовых взрывов с их нумерацией ведет заместитель главного инженера шахты (начальник взрывного участка) в специальном журнале.

### ***Содержание типового проекта***

Типовой проект на массовый взрыв должен включать:

- краткую горно-геологическую и техническую характеристику обрабатываемого
- таблицу расчетных параметров ВР;
- схему расположения скважин (шпуров) и расчетные величины их зарядов;
- расчет параметров ЭВС;
- сейсмически безопасные расстояния;
- безопасное расстояние по УВВ;
- безопасное расстояние по газовому фактору;
- безопасное расстояние по разлету отбитой горной массы;
- время проведения массового взрыва;
- схема коммутации ВС, конструкции применяемых зарядов ВВ;
- интервалы замедления и очередность взрывания зарядов.

В типовом проекте определяют мероприятия по безопасному проведению массового взрыва.

В случае изменения размеров места производства массового взрыва в типовой проект вносят соответствующие коррективы.

### ***Действие взрыва в горной породе***

#### **Классификация зарядов ВВ**

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

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

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

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

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

Сплошные заряды применяют, например, при проведении горных выработок обычным взрыванием. Использование рассредоточенных зарядов ВВ с воздушными промежутками – один из эффективных способов регулирования степени дробления горных пород взрывом на открытых

работах. Его научные основы и технологические решения разработаны в ИГД им. А.А. Скочинского под руководством академика Н.В. Мельникова и профессора Л.Н. Марченко.

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

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

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

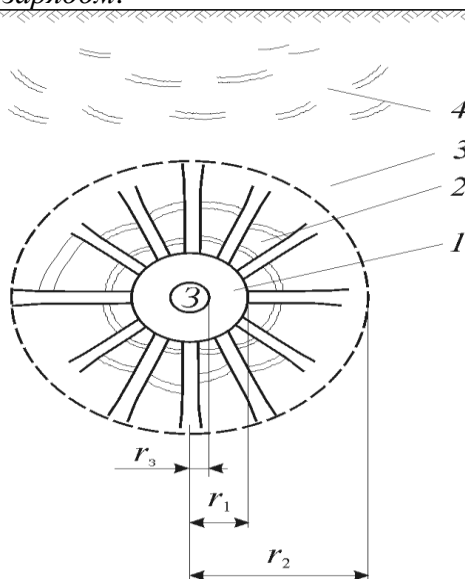
*Удлиненные* (колонковые) заряды имеют цилиндрическую форму, длина их более чем в 4...5 раз превышает размер в поперечнике.

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

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

Внутреннее действие взрыва заряда в горной породе

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



**Рис. 1. Схема внутреннего действия взрыва заряда в горной породе:**

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

При взрыве камуфлетного заряда в породном массиве на стенки зарядной полости действует динамический удар. В горной породе возникают волновые явления, интенсивные у заряда и ослабляющиеся по мере удаления от него. В породном массиве образуются зоны: сжатия (вытеснения и уплотнения), трещинообразования (разрывов, сотрясения и растрескивания) и сотрясения. Первая зона весьма мала и не имеет четкой границы с зоной трещинообразования, поэтому целесообразно рассматривать зоны вытеснения и разрывов совместно как одну общую зону



– зону разрушения (рис. 1). Иногда при определенном соотношении между зарядом и расстоянием его до открытой поверхности образуется еще зона отколов.

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

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

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

В зависимости от глубины заложения заряда признаки взрыва могут быть не обнаружены на земной поверхности или проявляются в виде слабой сейсмической волны. Если заряд заложен не глубоко от земной поверхности, то до нее может дойти волна напряжений сжатия. Когда эта волна достигает открытой поверхности, верхние слои породы, не встречающие достаточного сопротивления впереди, начинают отрываться (сопротивление породы разрыву в 10...50 раз меньше сопротивления сжатию). У открытой поверхности зарождается волна растяжения, которая идет к центру взрыва. Волна сжатия как бы отражается от открытой поверхности породы в форме волны растяжения. По мере удаления от поверхности энергия волны растяжения затухает, но у поверхности отражения волна может создать несколько сферических откольных трещин, в результате происходит откол и даже отбрасывание породы. Следовательно, зона отколов может возникать при соответствующих соотношениях между зарядом и глубиной его заложения.

Радиус зоны вытеснения (см. рис. 1) зависит от прочности и упругих свойств горной породы, от размера и формы заряда, от общей работоспособности и бризантности ВВ и от плотности заряжания. Поскольку данная теория основана на пропорциональности размеров сферы разрушения и разрывов заряда в соответствии с геометрическим законом подобия, радиус зоны вытеснения может быть выражен через радиус заряда при прочих равных условиях:

$$r_1 = \bar{r}_1 r_3, \quad (1)$$

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

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

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

$$\bar{r}_1 = \bar{r}_T \sqrt[3]{\frac{Q'_v \rho}{Q'_{vT} \rho_T}}, \quad (2)$$

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

$\rho$  и  $\rho_T$  – плотность ВВ примененного и тротила (1500 кг/м<sup>3</sup>).

При взрывании удлиненных цилиндрических зарядов ( $l > 5d_{зар}$ ) котлы получают цилиндрической формы; радиус зоны вытеснения в этом случае рассчитывается по формуле (6.1); коэффициент пропорциональности  $r_1$  при взрывании тротилом и аммонитом бЖВ принимается

равным 10...15 в мягких грунтах и 2...4 – в скальных породах. При использовании других ВВ (для удлиненных зарядов) коэффициент пересчитывается по формуле (9.2). Длина цилиндрического котла превышает длину заряда на три-четыре диаметра последнего.

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

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

Эффект котлообразования применяют и при проходке глубоких колодцев и небольших стволов в мягких породах. Например, ствол глубиной 54 м и диаметром 5,2 м на Юрковском буроугольном карьере (Россия) был пройден путем вытеснения и уплотнения грунтов при внутреннем действии взрыва заряда в пробуренной скважине. Опыты проведения таким способом шурфов на глубину до 60 м были и в Кузбассе. При этом срок поведения шурфа сокращался на 20...40%, а стоимость проходки и крепления выработки – на 10...30%. Методом уплотнения мягких грунтов взрывом создают и полости больших размеров для хранения нефти.

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

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

Радиус зоны разрушения (см. рис. 1):

$$r_2 = \bar{r}_2 r_3, \quad (3)$$

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

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

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

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

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

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

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

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

III – статическое действие, длится минуты, в это время обрушается кровля котла и образуется конус обрушения над ним;

IV – последствие, длится месяцы и годы в этот период происходит медленное выравнивание температуры пород и распад радиоактивных продуктов.

К моменту обрушения полости радиоактивные продукты взрыва, оставшиеся в газообразном состоянии, распространяются во всем объеме полости обрушения и большая их часть сорбируется обломками. Они и представляют наибольшую потенциальную опасность. Наведенная активность значительно менее опасна. Кроме того, нейтроны ядерного взрыва поглощаются породой в пределах 1,8 м от центра взрыва. Таким образом, вся облученная порода расплавляется, испаряется и фактически целиком попадает в общий расплав породы на дне полости. Всего в расплаве оказывается свыше 90% радиоактивных продуктов. В случае наличия достаточного количества алюминия и кремнезема радиоактивный распад способен выщелачиваться под воздействием грунтовых вод в течение столетий, сохраняя 99,5% радиоактивных частиц.

Расчетами проф. Г.И. Покровского установлено, что через 6...12 мес после взрыва уровень радиоактивности снижается настолько, что работа экскаваторов в районе взрыва будет безопасной.

Относительное количество энергии взрыва, трансформирующееся в сейсмическую волну, составляет менее 1%. Однако при ядерных взрывах абсолютное значение этой величины весьма значительно, что обуславливает полное или частичное разрушение различных объектов на расстоянии 2,5...5 км и более. Расстояния, на которых не наблюдается деформаций в конструкциях, опасных для их устойчивости, называются *сейсмобезопасными*.

### ***Наружное действие взрыва заряда в горной породе***

При некотором соотношении заряда и глубины его заложения зона отколов может сомкнуться с зоной разрушения или настолько приблизиться к ней, что давлением газов взрыва промежуточный слой породы будет раздроблен и порода полностью разрушится от поверхности до полости котла. Такое явление, как и явление откола, относится к наружному или открытому действию взрыва. Процессы разрушения горной породы в этом случае протекают следующим образом. В момент взрыва удар газов образует котел (зону вытеснения). Радиус котла при прочих равных условиях в первый момент будет такой же, как и при взрыве камуфлетного заряда (позже, при общей подвижке породы, он деформируется в сторону открытой поверхности). Это объясняется тем, что котел возникает под воздействием первого импульса ударной волны. Повторные (отраженные) импульсы, как показывают замеры в шпурах, в 2...4 раза слабее и не могут его увеличить, так как стенки уже уплотнены вследствие расширения объема зарядной камеры.

Первый импульс возбуждает мощную ударную волну, которая, проходя по породе, вызывает смещение среды и образование трещин. По мере возникновения в трещины проникают газообразные продукты взрыва, находящиеся под большим давлением, с той же скоростью, с которой эти трещины образуются (200...1500 м/с). Газы взрыва, оказывая давление на стенки котла и поверхность трещин, держат породу в напряженном состоянии, расширяют и удлиняют трещины в направлении открытой поверхности. Толща пород, ослабленная отколами и трещинами, идущими с поверхности, вызванными отраженной волной напряжений, разрушается. Таким образом, наружное действие взрыва заряда проявляется тогда, когда глубина заложения его от поверхности сравнительно небольшая, и заряд при взрыве способен не только образовать некоторый конус разрушенной породы, но и выбросить ее за пределы этого конуса, т.е. получить воронку взрыва (рис. 2).

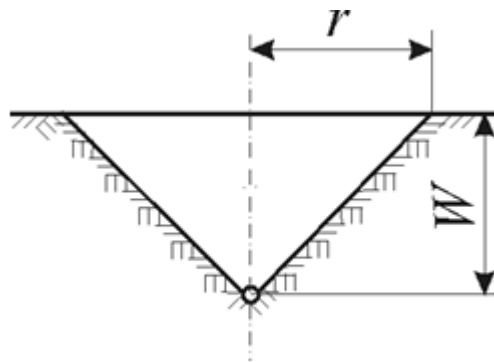


Рисунок 2. Воронка взрыва

Радиус основания воронки  $r$  называют *радиусом воронки взрыва*. Кратчайшее расстояние от центра заряда до открытой поверхности называют *линией наименьшего сопротивления* (ЛНС), или глубиной заложения заряда, и обозначают буквой  $W$ . Отношение радиуса воронки взрыва к линии наименьшего сопротивления называют *показателем действия взрыва*, или показателем раствора воронки  $n$ .

$$n = r / W . \quad (4)$$

Если одинаковые заряды заложить на различной глубине в одной и той же породе, то образуются воронки с разными показателями действия взрыва: с  $n=1$  называется *воронкой нормального выброса* (рис. 3, а), а заряд, образующий такую воронку – *зарядом нормального выброса*; с  $n>1$  называется *воронкой усиленного выброса* (рис. 3, б), а заряд – *зарядом усиленного выброса*; с  $0,7<n<1$  называется *воронкой уменьшенного выброса* (рис. 3, в), а заряд – *зарядом уменьшенного выброса*. Если заряд заложить на еще большую глубину, то при взрыве получится *воронка рыхления* (рис. 3, г, д) с показателем действия взрыва  $0,4<n<0,7$ , а заряд называется *зарядом рыхления*.

В мягких породах воронка близка к форме параболоида или усеченного конуса. Объясняется это большими зоной сжатия и уширением воронки внизу.

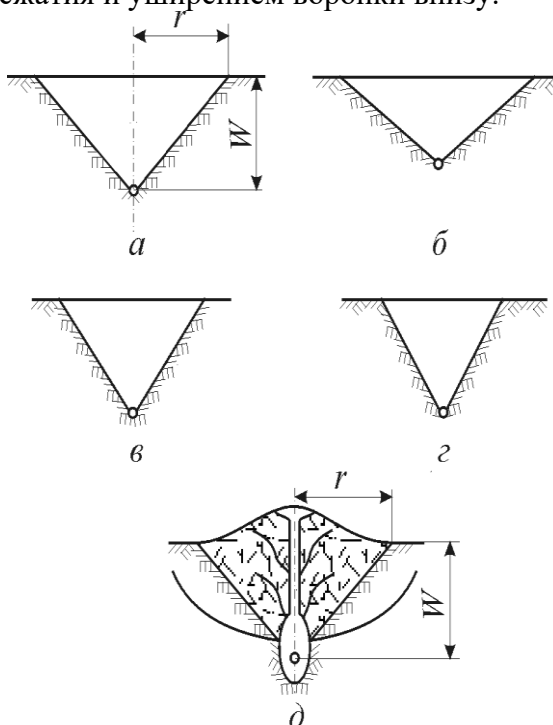


Рис. 3. Воронки, образованные взрывом в скальных породах (а, б, в, г) и суглинке (д)

В крепких породах объем зоны сжатия и ширина воронки внизу невелики, а воронка близка по форме к правильному конусу. Объем такой воронки равен

$$V = \pi r^2 W / 3. \quad (5)$$

Заменив  $r$  его значением из формулы (6.4) и приняв  $\pi/3 \approx 1$ , получим

$$V = n^2 W^3. \quad (6)$$

Если воронка нормального выброса, то  $V_n = W_n^3$ .

Видимая глубина воронки  $h$  при взрыве малобризантных ВВ (8...10 мм) в некоторых скальных породах может быть определена по эмпирической формуле

$$h = 0,33W(2n - 1). \quad (7)$$

Для крепких скальных пород коэффициент перед  $W$  рекомендуется принимать 0,28, а при мягких грунтах – 0,4, значение  $n$  при расчете зарядов выброса – не более 2,5.

### Сейсмическое действие взрыва заряда на окружающую среду

Сейсмическое действие взрыва – это колебания твердой среды за пределами зоны разрушения, где взрывная волна переходит в упругие сейсмические волны. Сейсмические явления наблюдаются как при внутреннем, так и наружном действии взрыва, их можно рассматривать как малую модель природного землетрясения. Источником сейсмической энергии при взрыве является заряд ВВ, при землетрясениях – упругая энергия тектонических деформаций земной коры.

Сейсмические колебания распространяются на значительные расстояния от мест производства взрывных работ и могут быть опасными для зданий (сооружений). Потому для практики большое значение имеют расстояния, за пределами которых колебания грунта становятся безопасными для зданий (сооружений). Они зависят от множества разноплановых факторов. Сейсмическая безопасность зданий (сооружений) при взрывах обуславливает отсутствие повреждений, нарушающих нормальное их функционирование (вероятность появления в отдельных зданиях и сооружениях легких повреждений составляет около 0,1).

Методы расчета сейсмически безопасных расстояний в зависимости от условий взрывания даны в "Единых правилах безопасности при взрывных работах", а именно:

а) при взрыве одиночного сосредоточенного заряда расстояния, м, на которых колебания грунта становятся безопасными для зданий (сооружений)

$$r_c = k_r k_c \alpha \sqrt[3]{Q}, \quad (8)$$

где  $k_r$  – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения), принимается по табл. 6.1, значение его возрастает при увеличении прочности породы;

$k_c$  – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки, принимается по табл. 2;

$\alpha$  – коэффициент, зависящий от условий взрывания (принимается по табл. 3) и увязанный с ЛНС;

$Q$  – масса заряда ВВ, кг;

б) при одновременном (без замедления) взрывании группы из  $N$  зарядов ВВ общей массой  $Q$  в тех случаях, когда расстояние от охраняемого объекта до ближайшего заряда и до наиболее удаленного заряда различаются не более чем на 20%:

$$r_c = N^{1/6} k_r k_c \alpha \sqrt[3]{Q}. \quad (9)$$

При большем различии в расстояниях охраняемый объект будет находится вне сейсмически опасной зоны, если

$$(k_r k_c \alpha)^3 \sum_{i=1}^N \frac{q_i}{r_i} \leq 1, \quad (10)$$

где  $N$  – число зарядов ВВ;

$q_i$  – масса отдельного заряда ВВ, кг;

$r_i$  – расстояние от отдельного заряда ВВ до охраняемого объекта, м.

**Таблица 1. Значения коэффициента  $k_r$** 

| Грунт в основании охраняемого сооружения | $k_r$ |
|--|-------|
| Скальные ненарушенные породы             | 3     |
| Скальные породы нарушенные               | 5     |
| Грунты:                                  |       |
| галечные и щебенистые                    | 7     |
| песчаные                                 | 8     |
| глинистые                                | 9     |
| насыпные и почвенные                     | 15    |
| водонасыщенные (пывуны и торфяники)      | 20    |

П р и м е ч а н и е. При размещении заряда в воде или водонасыщенных грунтах значения коэффициента  $k_r$  следует увеличивать в 1,5...2 раза.

**Таблица 2. Значения коэффициента  $k_c$** 

| Здания (сооружения), характер застройки                                   | $k_c$ |
|---|-------|
| Одиночные здания (сооружения) с железобетонным или металлическим каркасом | 1,0   |
| Одиночные здания с кирпичными или им подобными стенами                    | 1,5   |
| Небольшие жилые поселки   | 2,0   |

**Таблица 3. Значения коэффициента  $\alpha$** 

| Взрыв  | $\alpha$ |
|--|----------|
| Камуфлетный и на рыхление                              | 1,2      |
| На выброс в зависимости от показателя действия взрыва: |          |
| $n=1$  | 1,0      |
| $n=2$  | 0,8      |
| $n>3$  | 0,7      |
| Полууглубленного заряда                                | 0,5      |

П р и м е ч а н и е. При взрыве на поверхности земли сейсмическое действие взрыва не учитывается.

в) при одновременном взрывании  $N$  зарядов ВВ общей массой  $Q$  со временем замедления взрывания каждого заряда не менее 20 мс

$$r_c = k_r k_c \frac{\alpha}{N^{1/4}} \sqrt[3]{Q} . \quad (11)$$

Следует отметить, что при взрывании группы зарядов с замедлением между взрывами менее 20 мс каждую такую группу следует рассматривать как отдельный заряд. Для уникальных сооружений производят специальные расчеты.



Рис. 4. Схема баланса энергии при взрыве (диаграмма работы взрыва)

Превращение потенциальной энергии взрыва  $Q_v$  в полезные формы механической работы происходит со значительными потерями. Большой интерес представляет схема использования энергии взрывчатых веществ при производстве взрывных работ в горных породах, которую А.Ф. Беляев представил в виде диаграммы работы взрыва (рис. 4). На ней четко показаны полезные формы использования энергии ВВ и бесполезные формы ее расходования. Как видно из рис. 4, потенциальная энергия ВВ за исключением химических потерь составляет полную фактическую тепловую энергию взрыва равную  $0,72...0,80Q_v$ , а за вычетом тепловых потерь – полная фактическая работа взрыва составляет примерно  $0,5Q_v$ .

Химические потери связаны с неполнотой превращения ВВ в результате частичного разброса вещества в зоне реакции.

К тепловым относятся потери, обусловленные тем, что продукты взрыва выбрасываются в атмосферу еще достаточно нагретыми, а также тем, что часть теплоты идет на нагревание окружающего горного массива (путем теплообмена и внутреннего трения при пластических деформациях среды).

Действие взрыва заряда ВВ в породном массиве проявляется в полезных формах, для которых выполняется взрыв, и бесполезных, представляющих собой потери, а также вредных воздействий на законтурный массив (разброс породы, переизмельчение прилегающей к заряду части массива). В зависимости от условий взрыва и его цели полезные формы работы будут существенно меняться. Применительно к взрывным работам в скальных породах наибольшее значение имеет работа дробления и перемещения пород, а в рыхлых – простреливание (образование полостей) и выброс на определенную высоту и расстояние.

Долю потенциальной энергии взрыва, приходящуюся на полезные формы механической работы  $A_{ВР}$ , называют *коэффициентом полезного действия взрыва*

$$КПД_{ВР} = (A_{ВР} / Q_v) \cdot 100\%. \quad (12)$$

Коэффициент весьма мал. Например, только 3...8% потенциальной энергии взрыва затрачивается на фактическую работу разрушения и выброса; при взрывах на рыхление  $КПД_{ВР}$  может доходить до 13...30%.

### Шпуровой метод взрывных работ

При проведении горных выработок и добыче полезного ископаемого в угольных шахтах в основном используется шпуровой метод ведения взрывных работ, скважинный метод играет второстепенную роль.

Принцип шпурового метода заключается в том, что в подлежащем разрушению массиве по забою бурят шпуры, в каждый из которых помещают заряд ВВ и забойку с последующим взрыванием зарядов с заданной очередностью.

### Основные параметры шпурового метода

*Шпуром* называется цилиндрической формы полость диаметром до 75 мм и длиной до 5 м, пробуренная в породе и предназначенная для размещения заряда ВВ. Полости больших размеров называются *скважинами*. Начало шпура называется *устьем*, а конец (торцевая часть) – *забоем* или *дном* шпура, боковая поверхность шпура – *стенками*. Основные параметры шпуров: диаметр  $d_{ш}$ , длина  $l'_{ш}$  и глубина  $l_{ш}$  (рис. 7.1).

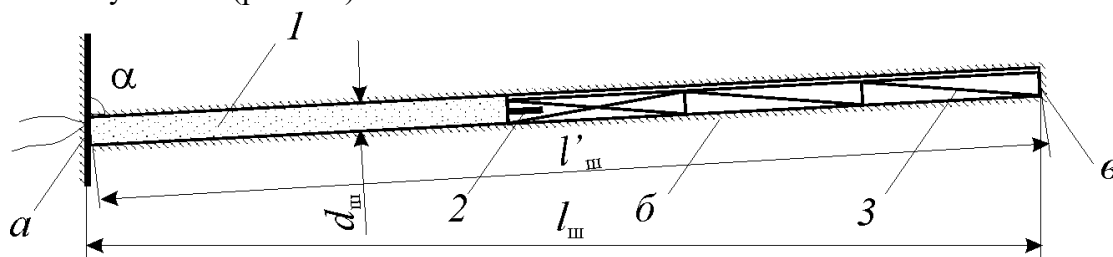


Рис. 5. Конструкция шпурового заряда ВВ:

*а, б и в* – устье, стенки и дно шпура; *1* – забойка; *2* – электродетонатор; *3* – взрывчатое вещество

Шпуры не имеют строгую цилиндрическую форму, так как на их стенках неизбежны выступы (до 0,5 ... 1 мм) и пр. На патронах ВВ также есть неровности. Поэтому, если диаметр шпура равен диаметру патрона  $d_n$ , то патроны в лучшем случае не войдут в шпур, а в худшем – дойдут до какого-либо резкого выступа и заклинятся, что приведет к отказу. В то же время, чем больше радиальный зазор, тем меньше начальное давление при взрыве и его полезное действие.

Стандартный диаметр резцов и коронок, а следовательно, и шпуров в угольных шахтах принят равным 41...43 мм для патронов ВВ диаметром 36 и 32 мм и 51...53 мм – для патронов ВВ диаметром 45 мм.

Длина шпура – это расстояние от дна шпура до его устья, измеренное по оси. Глубина шпура – это расстояние от дна шпура до забоя выработки, измеренное по ее продольной оси, т.е. глубина заложения шпура в горном массиве. Глубину определяют как проекцию его длины на продольную ось выработки:

$$l_{ш} = l'_{ш} \sin \alpha, \quad (1)$$

где  $\alpha$  – угол между забоем выработки и осью шпура.

Например, глубина шпура, пробуренного под углом  $62^\circ$  к забою выработки на длину 2,07 м,  
 $l_{ш} = 2,07 \cdot 0,883 = 1,83$  м.



Выбор рациональной длины шпуров играет значительную роль, поскольку чем глубже заложены шпуры, тем больше подвигание забоя выработки после каждого взрыва. Применение более глубоких шпуров уменьшает количество проходческих циклов на определенную длину выработки, снижает относительное время, затрачиваемое на зарядание, взрывание и проветривание после взрыва, а также увеличивает производительность уборочных машин. Однако, при прохождении подземных выработок длина шпуров не только не может быть беспредельной, но даже не должна иметь большие числовые значения из-за работы заряда в сильном зажиме.

В практике ведения взрывных работ в забоях с одной открытой поверхностью длина шпуров бывает 1,5...3 м (в стволах – 4...4,5 м), но чаще – 1,5...1,8 м в крепких породах, 1,8...2,2 м – в породах средней прочности и 2,2...2,5 м – в слабых. При взрывных работах в забоях с двумя открытыми поверхностями длина шпуров составляет 1,8...5 м, но чаще применяют шпуры длиной 2,2...3 м. При взрывании по углю и породе длина шпуров должна быть не менее 0,6 м.

### Коэффициент использования шпуров

Шпуровой заряд, особенно если ЛНС совпадает с осью шпура, разрушает породу (уголь) лишь в ближайшей к забою его части. Донная же часть остается в неразрушенной породе в виде так называемого стакана. Это приводит к тому, что за одно взрывание забой выработки подвигается не на полную глубину шпуров. Поэтому один из важнейших параметров взрывных работ – длина заходки  $l_{\text{зах}}$  – подвигание забоя за одно взрывание (за один цикл), при этом  $l_{\text{зах}} < l_{\text{ш}}$ .

Отношение подвигания забоя за одно взрывание к глубине шпуров называется *коэффициентом использования шпуров* (сокращенно КИШ),

$$\eta = l_{\text{зах}} / l_{\text{ш}} \rightarrow 1. \quad (2)$$

КИШ – это безразмерная величина, характеризующая эффективность действия взрыва шпуровых зарядов ВВ, один из основных критериев качества взрыва, правильности выбранной схемы расположения шпуров и удельных расходов ВВ.

Нормативное значение КИШ равно 0,8. На передовых проходках КИШ достигает 0,90...0,95 и даже 0,97...1 (при слабых породах). Это высокие КИШ. Так, если глубина шпуров 2 м длина заходки при  $\eta=0,8$  составляет 1,6 м; глубина стаканов в этом случае будет 0,4 м. В некоторых стаканах могут быть остатки ВВ. Поэтому нельзя бурить шпуры последующего цикла через стаканы, т. е. запрещается их разбуривать – возможен несанкционированный взрыв ВВ с трагическими последствиями.

Рекомендуются следующие значения КИШ при проектировании БВР: на одну открытую поверхность – 0,80...0,85; на две открытые поверхности – 0,90...0,95.

При проведении промышленных испытаний новых типов ВВ и новых технологий ведения взрывных работ КИШ устанавливают по подвиганию забоя за определенный период времени, как правило, за 10 взрываний (циклов):

$$\eta = L_{\text{заб}} / n_{\text{ц}} l_{\text{ш.ср}}, \quad (3)$$

где  $L_{\text{заб}}$  – подвигание забоя выработки за заданный период времени (устанавливают маркшейдерскими замерами), м;

$n_{\text{ц}}$  – количество взрываний за этот контрольный период;

$l_{\text{ш.ср}}$  – средняя глубина шпуров, м.

### Классификация шпуров по назначению

Серийное взрывание зарядов ВВ обеспечивает разрушение горного массива в объеме проектного контура выработки или же образование проектного объема горной массы (в очистных забоях и на открытых горных работах). Эффективность взрывных работ (получение высоких КИШ) во многом зависит от правильного расположения одного шпура относительно другого и по отношению к открытой поверхности. В связи с этим в забоях подготовительных выработок с одной открытой поверхностью шпуры располагают с таким расчетом, чтобы взрыванием зарядов в

нескольких из них образовывать дополнительную открытую поверхность и облегчить тем самым работу остальных зарядов.

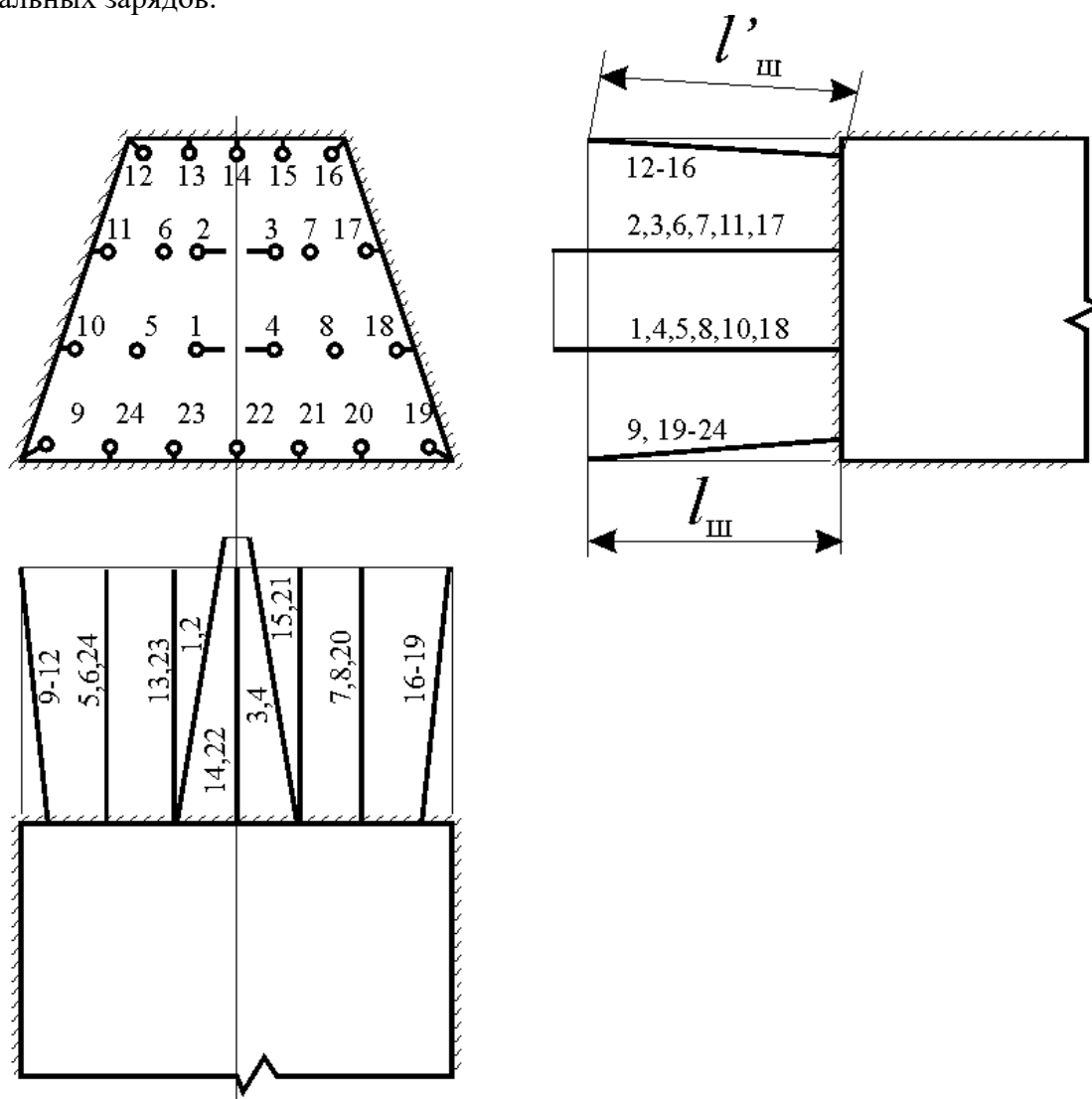


Рис. 6. Принципиальная схема расположения шпуров в забое горной выработки

По назначению различают шпуров:

врубовые (1...4) – для образования второй (дополнительной) открытой поверхности (полости) за счет разрушения и частичного выброса некоторого объема породы, бурятся по специальным схемам;

вспомогательные или промежуточные (5...8) – расширяющие врубовую полость, их располагают, как правило, перпендикулярно к проектному контуру забоя выработки;

оконтуривающие (9...24) – для отбойки породы по контуру выработки; бурятся наклонно для придания ей поперечного сечения проектных размеров и формы.

В выработках с малой площадью поперечного сечения вспомогательных шпуров может и не быть, а их роль выполняют оконтуривающие. В выработках с большой площадью поперечного сечения между вспомогательными и оконтуривающими шпурами в случае необходимости дополнительно размещают предконтурные.

Шпуровые заряды взрывают в следующей последовательности: врубовые – вспомогательные – предконтурные – оконтуривающие.

Короткие одиночные шпуров, предназначенные для выравнивания площади поперечного сечения выработки, называются *подбурками*.

## Требования, предъявляемые к буровзрывным работам при проведении горных выработок

К буровзрывным работам при проведении горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок, а также камер предъявляются следующие требования:

высокая безопасность, т. е. работы надо вести так, чтобы была обеспечена безопасность людей и сохранность применяемого оборудования;

правильное оконтуривание полости горной выработки, т. е. взрывом заряда следует оконтурить полость выработки так, чтобы фактическая форма и размеры ее были близки к проектным. Критерием этого требования является коэффициент излишка сечения (КИС) – отношение фактической площади поперечного сечения выработки в проходке  $S_{ф.пр}$  к площади проектного поперечного сечения вчерне  $S_{вч}$ .

$$КИС = S_{ф.пр} / S_{вч}, \quad (4)$$

Нормативное значение  $КИС = 1,03...1,05$ . Забой горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок после взрывных работ должен иметь минимум неровностей. Это способствует повышению безопасности, сокращению затрат времени на оборку забоя и повышению производительности труда;

получение высокого значения КИШ;

равномерное дробление породы на транспортабельные куски, т.е. породу надо раздробить так, чтобы степень дробления ее соответствовала параметрам погрузочных машин – это способствует их высокой производительности;

минимальное снижение естественной прочности пород в законтурном массиве;

затраты времени и стоимостные показатели буровзрывных работ, отнесенные к 1 м выработки, т. е. удельные затраты, должны быть минимальными.

## Паспорт буровзрывных работ

Заряды взрывают в строгом соответствии с технической документацией (проектами, паспортами и пр.). На каждый забой должен иметься отдельный паспорт буровзрывных работ.

Паспорт БВР представляет собой инструктивную карту, регламентирующую порядок проведения буровзрывных работ. Взрывание зарядов должно осуществляться по паспорту БВР, с которым под роспись должен ознакомиться персонал, осуществляющий буровзрывные работы.

Паспорт БВР составляется на основании результатов расчетов не менее трех опытных взрываний начальником участка, на котором ведутся взрывные работы, или его помощником, согласовывается с начальниками участков БВР и ПВС и утверждается главным инженером шахты.

Паспорт – это технологический закон, который не может быть произвольно изменен. Паспорт БВР должен содержать:

наименование выработки, ее площадь сечения в свету и вчерне, крепость пород (угля);

схему расположения шпуров в трех проекциях в масштабе 1:50 или 1:100; на схеме должны быть указаны все размеры, необходимые бурильщику при разметке шпуров на забое выработки, а также минимальные расстояния между зарядами ВВ;

количество, диаметры, длины и глубины шпуров;

углы наклона шпуров к забою;

наименование ВВ и СИ;

конструкцию шпурового заряда ВВ;

массу и конструкцию заряда ВВ каждого шпура и всего забоя в целом;

схему монтажа взрывной сети;

количество серий замедления и очередность взрывания зарядов;

материал забойки и ее длину;

вид и схему создания предохранительной среды;

указания о месте укрытия мастера-взрывника и рабочих на время производства взрывных работ;

схему и время проветривания выработки после взрывания до начала возобновления работ проходческого цикла;

данные о расположении постов оцепления и место укрытия мастера-взрывника и рабочих.

В отдельных случаях (из-за изменения горно-геологических и других условий) с разрешения лица технического надзора, непосредственно руководящего взрывными работами, допускается уменьшение массы и количества зарядов в сравнении с показателями, предусмотренными паспортом.

Разовые взрывы зарядов в шпурах для доведения контуров выработки до размеров, предусмотренных проектом, удаления навесов, выравнивания забоя, подрывки почвы выработки, расширения выработки при перекреплении, а также в целях ликвидации отказов разрешается производить по схемам. Схемы составляет и подписывает лицо технического надзора, осуществляющее непосредственное руководство БВР. В схеме указываются расположение шпуров, масса и конструкция зарядов, места расположения постов и укрытия мастера-взрывника, меры безопасности.

### ***Расчет паспортов буровзрывных работ***

Конечный результат расчета – определение количества шпуров на забой и составление схемы их расположения. Принимается следующее принципиальное положение: количество шпуров на единицу объема взрывающей массы будет тем больше, чем выше крепость пород, чем слабее ВВ и ниже его плотность и чем меньше площадь сечения выработки.

Количество шпуров в забое находится в прямой зависимости от количества ВВ, требующегося для разрушения данного объема породы.

Академики М.А. Садовский и В.Н. Родионов, внесшие значительный вклад в теорию разрушения горных пород взрывом, считают, что хотя инженерами (военными и гражданскими) накоплен опыт расчета зарядов, однако до сих пор нет ни строгой теории действия взрыва, ни достаточно точных эмпирических формул: даже для взрыва единичного заряда задача о движении среды столь сложна, что расчетом не удастся получить надежные количественные результаты. Картина еще более усложняется, если взрывается группа зарядов.

Поэтому используется упрощенный метод расчета. Его исходные предпосылки: рациональная вместимость ВВ одного шпура, определение которой особой трудности не вызывает, а также установленный практикой взрывного дела удельный расход ВВ, т.е. то его количество, которое требуется для разрушения единицы объема горной породы в массиве.

### **Расчет заряда для одиночного шпура**

Массу заряда, кг, для одиночного шпура можно определить по формуле

$$q_{ш} = l'_{ш} k_{зап} \gamma_{зар}, \quad (1)$$

где  $l'_{ш}$  – длина шпура, м;

$k_{зап}$  – коэффициент заполнения шпура взрывчатым веществом (принимается по данным практики,  $k_{зап} = 0,4 \dots 0,6$ );

$\gamma_{зар}$  – масса 1 м шпурового заряда, кг,

$$\gamma_{зар} = \Delta_{ВВ} l_{зар} \pi d_{п}^2 / 4, \quad (2)$$

где  $d_{п}$  – диаметр патрона (заряда) ВВ, м;

$\Delta_{ВВ}$  – плотность ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$l_{зар}$  – длина заряда, м.

При расчетах удобнее пользоваться не длиной шпуров, а глубиной. Так как углы наклона шпуров к забою находятся в пределах 70...90° и большинство из них отбойные, то среднее значение угла наклона для комплекта шпуров составит 80...85° и  $\sin\alpha$  в формуле (8.1) будет равен 0,98...0,99,

т. е. близко к единице. Поэтому  $l_{ш} \approx l'_{ш}$ . Тогда подставим в уравнение (8.1) значение  $\gamma_{зар}$  из формулы (8.2) и получим

$$q_{ш} = \Delta_{ВВ} l_{ш} k_{зап} \pi d_{п}^2 / 4. \quad (3)$$

Весьма важен в этой формуле коэффициент заполнения шпура, поскольку от его правильного выбора зависят эффективность и безопасность взрывных работ.

### Расчет параметров взрывных работ для забоев с одной открытой поверхностью

Порядок расчета рассмотрим для забоев полевых выработок, т. е. для забоев с однородными породами. С учетом горно-геологических условий (коэффициента крепости пород, их обводненности, наличия метана и угольной пыли), в которых проводится выработка, определяют взрывчатое вещество и средства инициирования. Расчетным путем на основании результатов опыта или по таблицам (например, по табл. 8.1) находят длину заходки и КИШ. Длину заходки, м, можно установить по организационным факторам, исходя из нормативной (заданной) скорости  $v_m$ , м/мес, проведения горной выработки по следующей формуле

$$l_{зах} = \frac{v_m T_{ц}}{n_{дн} T_{сут}}, \quad (4)$$

где  $T_{ц}$  – продолжительность проходческого цикла (кратна продолжительности смены, равной 6 ч);  
 $n_{дн}$  – количество рабочих дней проходческой бригады в месяц (принимается 25 дней и для стволов – 30);

$T_{сут}$  – количество часов работы звеньев проходческой бригады в сутки (принимается 24 ч).

**Таблица 2. Рекомендуемые значения  $l_{зах}$  и КИШ**

| Выработки   | $f$    | $l_{зах}$ , м | КИШ         |
|---|--------|---------------|-------------|
| Стволы шахтные<br>( $S_{вч} = 20 \dots 50 \text{ м}^2$ )                      | 12...3 | 2,5...3,5     | 0,80...0,90 |
| Горизонтальные и наклонные выработки<br>( $S_{вч} = 4 \dots 20 \text{ м}^2$ ) | 12...3 | 1,5...3,0     | 0,80...0,90 |
|   | 20...6 | 1,2...2,0     | 0,80...0,85 |

Длина заходки должна быть кратной (по возможности) шагу установки крепи (в стволах – высоте передвижной опалубки).

Определяют глубину шпуров

$$l_{ш} = l_{зах} / \eta, \quad (5)$$

где  $\eta$  – КИШ.

Объем породы, разрушаемый за одно взрывание

$$V_{зах} = S_{вч} l_{зах}, \quad (6)$$

где  $S_{вч}$  – площадь поперечного сечения выработки в черне,  $\text{м}^2$ .

Удельный расход ВВ, т. е. количество ВВ, необходимое для дробления  $1 \text{ м}^3$  породы и выброса ее за пределы воронки взрыва,  $\text{кг}/\text{м}^3$ , можно подсчитать по формулам Протодяконова и Покровского.

Формула М.М. Протодяконова имеет вид

$$q = 0,4 \left( \sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S_{вч}}} \right)^2 e^{-1} k, \quad (7)$$

где  $f$  – коэффициент крепости породы;

$e^{-1} = 525 / P_{ВВ}$  – коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ;

$P_{ВВ}$  – работоспособность ВВ, принятого для ведения взрывных работ,  $\text{см}^3$ ;

$525 \text{ см}^3$  – работоспособность 93%-ного динамита, принятого М.М. Протодяконовым за эталонное ВВ;

$k$  – коэффициент увеличения расхода ВВ для более мелкого дробления породы (при погрузке породы тяжелыми погрузочными машинами 1-ППН-5 следует принимать  $k = 1 \dots 1,1$ , а при погрузке более легкими машинами или машинами типа нагребавшие лапы –  $k = 1,2 \dots 1,3$ ).

Формула (8.7) дает удовлетворительные результаты в довольно широких пределах крепости пород при площади забоев от 3 до 15 м<sup>2</sup>, но при длине шпуров не более 0,6В, где В – ширина, м, выработки по низу.

Формула Н.М. Покровского имеет вид:

$$q = q_1 s V e, \quad (8)$$

где  $q_1 = 0,1f$  – удельный нормативный расход ВВ;

$s$  – коэффициент текстуры породы (при вязких упругих  $S=2$ ; с мелкой трещиноватостью  $S=1,4$ ; со сланцевым залеганием и с напластованием, перпендикулярным направлению шпура  $S=1,3$ );

$V$  – коэффициент зажима пород,

$$V = 3l_{ш} / \sqrt{S_{вч}}, \quad (9)$$

$e = 380 / P_{ВВ}$  – коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ;

380 см<sup>3</sup> – работоспособность 62%-ного динамита, принятого Н.М. Покровским за эталонное ВВ.

Удельные расходы ВВ, полученные при подсчетах по формулам Протодяконова и Покровского несколько отличаются один от другого. Их следует сравнить с нормативными (табличными) данными (табл. 8.2) и принимать для дальнейших расчетов ближайшее к табличным значениям расчетное. При отсутствии табличных данных – значение, полученное по более универсальной формуле (8.8) Покровского, или среднее из двух полученных.

Определяют расход ВВ, кг, на заходку

$$Q_{зах} = q V_{зах}, \quad (10)$$

и рассчитывают количество шпуров на забой

$$N = \frac{1,27 q S_{вч} \eta}{\Delta_{ВВ} d_{п}^2 k_{зап}}. \quad (11)$$

Полученное значение округляют до целого и увязывают с технологией бурения. Находят:

массу шпуровых зарядов

$$q_{ш.р} = Q_{зах} / N. \quad (12)$$

и количество патронов ВВ в шпуре

$$n_{п} = q_{ш.р} / q_{п}, \quad (13)$$

где  $q_{п}$  – масса одного патрона ВВ, кг.

Довольно часто при делении расчетной массы шпурового заряда на массу патрона получается не целое количество патронов ВВ в шпуре. В связи с тем, что резать патроны ВВ при зарядании шпуров не разрешается, необходимо округлять найденное значение до целого количества, а затем уточнять массу шпурового заряда:

$$q_{ш.ут} = q_{п} n_{п.ут}. \quad (14)$$

Если  $q_{ш.ут}$  отличается от  $q_{ш.р}$  более чем на 5%, то следует скорректировать количество шпуров, сохранив расчетный расход ВВ на заходку, т. е.

$$N_{ут} = Q_{зах} / q_{ш.ут}. \quad (15)$$

Уточняют расход ВВ, кг, на заходку

$$Q_{зах.ут} = q_{ш.ут} N \quad (16)$$

и определяют длину забойки, м

$$l_{заб} = l_{ш} - l_{зар} = l_{ш} - l_{п} n_{п.ут}, \quad (17)$$

где  $l_{п}$  – длина одного патрона ВВ, м.

При этом в соответствии с “Едиными правилами безопасности при взрывных работах” должно соблюдаться условие:  $l_{заб} \geq 0,5$  м. Если оно не выдерживается, то надо увеличить длину шпуров, оставив прежний заряд в шпурах, либо увеличить количество шпуров и распределить ВВ на все шпуры.

Выбирают тип взрывного вруба в соответствии с крепостью породы, ее текстурой, размерами и конфигурацией забоя, длиной заходки, наличием выделения метана и взрывчатой угольной пыли. Составляют схему расположения шпуров в забое. Составляют и уточняют путем проведения не менее трех опытных взрываний паспорт БВР. Если КИШ постоянно меньше нормативного, то изменяют взрывной вруб или уменьшают глубину шпуров.

Расчет параметров для забоев пластовых выработок с одной открытой поверхностью, т. е. проводимых с совместной выемкой угля и породы, осуществляют по этой же схеме, учитывая следующее:

отдельно рассчитывают  $q$  и все другие параметры для угольного пласта, верхней и нижней породной подрывки;

при определении параметра  $q$  за  $S_{вч}$  принимают общую площадь сечения выработки, а не площадь угольного забоя или породных подрывок;

за коэффициент  $f$  принимают крепость той части горного массива, для которой выполняется расчет (угля, пород верхней и нижней подрывок).

### **Расчет параметров взрывных работ для забоев с двумя открытыми поверхностями**

Порядок расчета рассмотрим на примере проведения пластовых выработок. При проведении пластовой выработки, например, пластового штрека, с отдельной выемкой угля и породы забой подразделяют на два – угольный и породный. В первую очередь вынимают более мягкую породу, т. е. уголь, во вторую – более крепкую (от подрывки уступов). Для рыхления горных пород в штреке применяют предохранительные ВВ не ниже IV класса и электродетонаторы мгновенного (ЭДКЗ-0П) и короткозамедленного (ЭДКЗ-ПМ) действия. Угольный забой имеет одну открытую поверхность, а породные уступы – по две (рис. 7).

Порядок и метод расчета паспорта БВР по углю такой же, как и для забоев полевых выработок с одной открытой поверхностью. Однако при определении удельного расхода ВВ в формулах (7) и (9) за параметр  $S_{вч}$  следует принимать площадь угольного забоя.

**Таблица 2. Нормативные значения удельных расходов ВВ для подземных выработок**

| Классификация пород по Протодюжинову |                               | Взрывчатое вещество   | Площадь сечения в проходке, м <sup>2</sup> |       |         |         |         |                      |         |         |         |         |         |   |
|--------------------------------------|-------------------------------|---|--|-------|---------|---------|---------|----------------------|---------|---------|---------|---------|---------|---|
| Категория пород                      | Коэффициент крепости <i>f</i> |   | горизонтальной и наклонной выработки       |       |         |         |         | вертикального ствола |         |         |         |         |         |   |
|                                      |                               |   | 4...6                                      | 7...9 | 10...12 | 13...15 | 16...20 | 21...25              | 26...30 | 31...36 | 36...40 | 41...45 | 46...55 |   |
| I                                    | 18...20                       | Скальный аммонал прессованный №1<br>Аммонит БЖВ   | 3,68                                       | 3,38  | 3,12    | 2,87    | 2,63    | 2,45                 | 2,13    | 2,00    | 1,85    | 1,68    | 1,5     |   |
|                                      |                               |   | 4,8  | 4,4   | 4,07    | 3,74    | 3,43    | 3,2                  | 2,79    | 2,6     | 2,42    | 2,2     | 2,1     |   |
| II                                   | 13...15                       | Скальный аммонал прессованный №1<br>Аммонит БЖВ   | 3,06                                       | 2,8   | 2,56    | 2,43    | 2,30    | 2,03                 | 1,86    | 1,73    | 1,6     | 1,44    | 1,35    |   |
|                                      |                               |   | 4,0  | 3,64  | 3,35    | 3,17    | 2,97    | 2,68                 | 2,42    | 2,31    | 2,09    | 1,87    | 1,75    |   |
| III...III<br>а                       | 8...10                        | Скальный аммонал прессованный №1<br>Аммонит БЖВ<br>Аммониты ПЖВ-20 и Т-19<br>Аммонит АП-5ЖВ | 2,32                                       | 2,12  | 1,94    | 1,81    | 1,65    | 1,52                 | 1,35    | 1,24    | 1,15    | 1,06    | 1,0     |   |
|                                      |                               |   | 3,01                                       | 2,75  | 2,56    | 2,37    | 2,16    | 1,98                 | 1,76    | 1,62    | 1,5     | 1,4     | 1,3     |   |
|                                      |                               |   | 3,92                                       | 3,58  | 3,29    | 3,07    | -       | -                    | -       | -       | -       | -       | -       | - |
|                                      |                               |   | 3,2  | 2,92  | 2,68    | 2,5     | -       | -                    | -       | -       | -       | -       | -       | - |
|                                      |                               |   |  |       |         |         |         |                      |         |         |         |         |         |   |
| IV...IV<br>а                         | 5...6                         | Скальный аммонал прессованный №1<br>Аммонит БЖВ<br>Аммониты ПЖВ-20 и Т-19<br>Аммонит АП-5ЖВ | 1,04                                       | 1,33  | 1,22    | 1,14    | 1,03    | 0,93                 | 0,86    | 0,78    | 0,73    | 0,68    | 0,65    |   |
|                                      |                               |   | 1,87                                       | 1,74  | 1,6     | 1,5     | 1,35    | 1,21                 | 1,12    | 1,02    | 0,95    | 0,88    | 0,85    |   |
|                                      |                               |   | 2,43                                       | 2,26  | 2,07    | 1,95    | -       | -                    | -       | -       | -       | -       | -       | - |
|                                      |                               |   | 1,98                                       | 1,85  | 1,68    | 1,58    | -       | -                    | -       | -       | -       | -       | -       | - |
|                                      |                               |   |  |       |         |         |         |                      |         |         |         |         |         |   |
| V...Va                               | 3...4                         | Аммонит БЖВ<br>Аммониты ПЖВ-20 и Т-19<br>Аммонит АП-5ЖВ                                     | 1,14                                       | 1,06  | 1,0     | 0,93    | 0,86    | 0,77                 | 0,7     | 0,65    | 0,6     | 0,56    | 0,52    |   |
|                                      |                               |   | 1,49                                       | 1,37  | 1,29    | 1,2     | -       | -                    | -       | -       | -       | -       | -       |   |
|                                      |                               |   | 1,36                                       | 1,25  | 1,18    | 1,1     | -       | -                    | -       | -       | -       | -       | -       |   |
| VI...VI<br>а                         | 1,5...2                       | Аммонит БЖВ<br>Аммониты ПЖВ-20 и Т-19<br>Угленит Э-6  | 0,7  | 0,64  | 0,6     | 0,55    | 0,51    | 0,46                 | 0,42    | 0,37    | 0,35    | 0,38    | 0,35    |   |
|                                      |                               |   | 0,92                                       | 0,83  | 0,77    | 0,72    | -       | -                    | -       | -       | -       | -       | -       |   |
|                                      |                               |   | 1,6  | 1,44  | 1,58    | 1,25    | -       | -                    | -       | -       | -       | -       | -       |   |



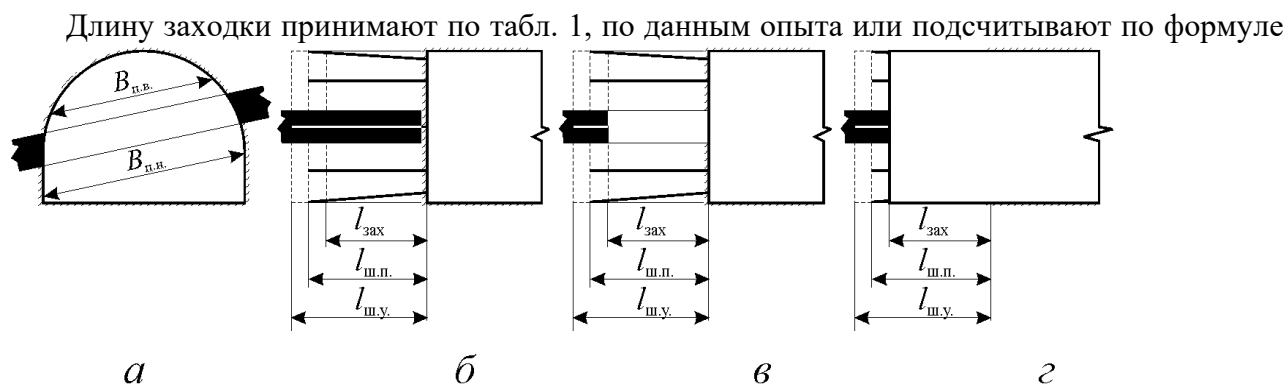


Рис. 7. Расчетная схема для определения параметров БВР в пластовом штреке:  
*а* – поперечное сечение штрека; *б, в, г* – продольное сечение штрека со схемой расположения шпуров по углю и породе, с расположением шпуров по породе (выемка угля на участке заходки уже произведена) уголь и порода вынуты (на рисунке показаны стаканы)

4, исходя из месячной скорости проведения выработки. Во всех случаях длина заходки по углю должна быть, согласно “Единым правилам безопасности при взрывных работах”, не более 2 м. При проведении вентиляционных штреков вслед за лавой она должна быть равна подвиганию забоя лавы за один цикл проходки (например, за сутки). Длина заходки по породе принимается равной длине заходки по углю. Так как  $l_{\text{зах.п}} = l_{\text{зах.у}}$ , то

$$l_{\text{ш.п}} = l_{\text{зах.у}} / \eta_{\text{п}}. \quad (18)$$

Порядок расчета параметров паспорта БВР по породе такой же, как и для забоев полевой выработки с одной открытой поверхностью. Однако метод расчета удельного расхода ВВ несколько отличается.

Удельный расход, кг/м<sup>3</sup>, ВВ для нижней и верхней подрывок рассчитывают:

*а*) по формуле Протодьяконова

$$q_{\text{п}} = 0,15 \sqrt{f_{\text{п}}} \left( \sqrt{0,2 f_{\text{п}}} + \frac{1}{B_{\text{п}}} \right) e^{-1\kappa}, \quad (19)$$

где  $f_{\text{п}}$  – коэффициент крепости пород подрывки;

$B_{\text{п}}$  – ширина породной подрывки, м, определяется графически на эскизе поперечного сечения выработки, параллельно опережающей полости на среднем расстоянии от нее до контура выработки (см. рис. 7, *а*).

Остальные параметры принимают как и в случае полевой выработки.

*б*) по формуле Покровского

$$q = q_{1\text{п}} s_{\text{п}} V_{\text{п}} e, \quad (20)$$

где  $q_{1\text{п}} = 0,1 f_{\text{п}}$  – нормальный удельный расход ВВ;

$f_{\text{п}}$  – коэффициент крепости пород подрывки (нижней или верхней) по шкале проф. М.М. Протодьяконова;

$s_{\text{п}}$  – коэффициент, учитывающий текстуру пород подрывки (принимают, как и в случае забоев полевой выработки);

$V_{\text{п}}$  – коэффициент, учитывающий зажим горных пород (для пород почвы, т. е. нижней подрывки  $V_{\text{п}}=1,6$ , для пород кровли  $V_{\text{п}}=1,2$ , для боковых пород на пластах крутого падения  $V_{\text{п}}=1,4$ ).

Параметр  $e$  определяется, как и в случае расчета для полевой выработки.

### Расчет параметров взрывных работ для забоя лавы

Отбойку угля в забое лавы при помощи буровзрывных работ применяют в основном при выемке антрацитов для получения большего выхода фракции “плита”. Она выполняется после машинной подрубки угольного пласта. Чтобы подрубленный уголь местами не обрушался до взрыва и не закрывал зарубную щель, в нее забивают деревянные клинья-подшашки (рис.8).

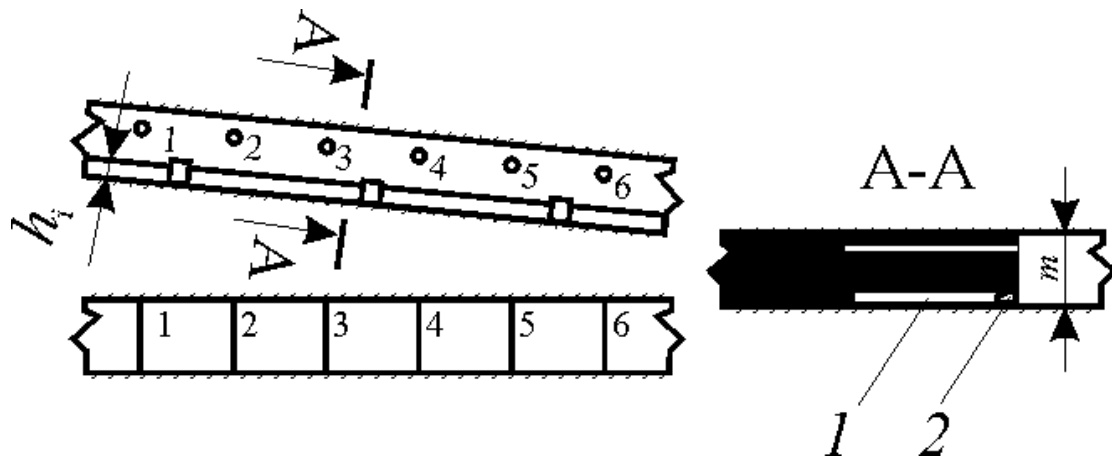


Рис. 8. Схема к расчету зарядов для забоя лавы:

1 – зарубная щель; 2 – подшашки

Длина заходки принимается численно равной длине бара врубовой машины  $l_{вр}$  (стандартные длины врубов 1,6; 1,8 и 2,2 м).

Глубина шпуров

$$l_{ш} = l_{зах} / \eta = l_{вр} / \eta. \quad (21)$$

Угольный забой имеет две открытые поверхности и поэтому удельный расход,  $кг/м^3$ , по углю определяют по формуле Протоdjeяконова для забоев с двумя открытыми поверхностями

$$q_y = 0,15 \sqrt{f_y} \left( \sqrt{0,2 f_y} + \frac{1}{L_{л}} \right) e^{-1k}, \quad (22)$$

где  $f_y$  – коэффициент крепости угля;

$L_{л}$  – длина забоя лавы, м.

Расход ВВ, кг, на одну заходку определяют из выражения

$$Q_{зах,р} = q_y V_y = q_y L_{л} (m - h_1) l_{зах}, \quad (23)$$

где  $V_y$  – объем угля, отбиваемого на участке заходки,  $м^3$ ;

$m$  – мощность угольного пласта, м;

$h_1$  – высота зарубной щели, м.

Массу заряда ВВ одного шпура по углю определяют по выражению (3), уточняют округлением до целого количества патронов в шпуре  $q_{ш,у}$ .

Количество шпуров в забое вычисляют по выражению (24) и округляют до целого значения:

$$N = Q_{зах} / q_{ш,у}. \quad (24)$$

Уточняют общий расход ВВ, кг, на лаву:

$$Q_{зах,уг} = q_{ш,уг} N. \quad (25)$$

Расстояние между шпурами в забое лавы определяют по формуле

$$a = L_{л} / N. \quad (26)$$

На практике на антрацитовых пластах без породных прослоек расстояние между шпурами в ряду 1,8...2,5 м.

### Расчет параметров взрывных работ для забоев бутовых штреков

В случае управления кровлей полной или частичной закладкой, а также для поддержания откаточных штреков при сплошной системе разработки без охранных целиков в лаве выкладывают бутовые полосы. Для этого вслед за продвижением лавы ведут штреки с подрывкой кровли, а при весьма крепких породах в кровле иногда подрывают почву.

Учитывая параметры бутовой полосы, принятой паспортом управления кровлей в лаве, а также текстурные особенности пород, определяют размеры подрывки из условия равенства объема

породы, требующегося для выкладки 1 м бутовой полосы (в разрыхленном состоянии) и объема, получаемого в результате подрывки (рис. 3):

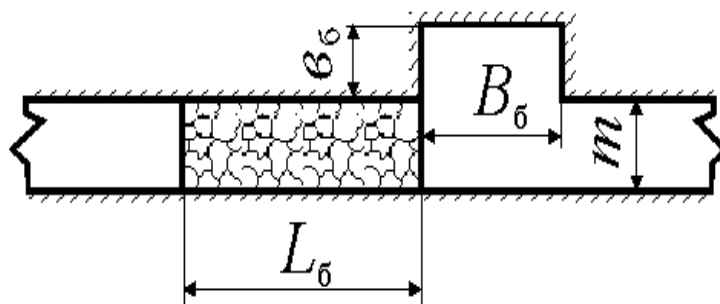


Рис. 9. Схема к расчету зарядов для забоя бутового штрека

$$L_б m = B_б v_б k_p, \quad (27)$$

где  $L_б$  – ширина бутовой полосы, м;  
 $m$  – мощность угольного пласта, м;  
 $k_p$  – коэффициент разрыхляемости породы;  
 $B_б$  – ширина бутового штрека, м;  
 $v_б$  – высота подрывки, м.

Задавшись высотой подрывки породы в бутовом штреке, определим его ширину, м (на практике принимается  $v_б = 0,6 \dots 1,6$  м).

$$B_б = L_б m / v_б k_p. \quad (28)$$

Подвигание забоя, м, бутового штрека за сутки принимают равным суточному подвиганию забоя лавы, м, т.е.

$$l_{\text{зах}} = l_{\text{с.п.л.}}. \quad (29)$$

Глубина шпуров, м, для подрывки пород в штреке

$$l_{\text{ш}} = l_{\text{зах}} / \eta = l_{\text{с.п.л.}} / \eta. \quad (30)$$

Забой в бутовом штреке имеет две открытые поверхности, поэтому  $\eta=0,9$ .

Удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>, определяют по формуле Протодяконова как для забоев с двумя открытыми поверхностями (19) за параметр  $B_{\text{п}}$  принимают  $B_б$ ,

Расход ВВ, кг, на заходку

$$Q_{\text{зах.р}} = q_б B_б v_б l_{\text{зах}}. \quad (31)$$

Массу заряда шпура, кг, вычисляют по выражению (3) и округляют до целого количества патронов  $q_{\text{ш.ут}}$ . Количество шпуров определяют по формуле (25) и округляют до целого значения.

В зависимости от высоты подрывки, ширины штрека, крепости породы и работоспособности ВВ бурят от двух до четырех шпуров. Уточняют общий расход ВВ на забой

$$Q_{\text{зах.ут.}} = q_{\text{ш.ут}} N. \quad (32)$$

Взрывные работы в бутовых штреках в шахтах, опасных по газу и пыли, особо опасны. В большинстве лав непосредственная кровля оседает, в ней образуются вертикальные и горизонтальные трещины, которые нередко заполнены метановоздушной смесью. При взрыве зарядов, пересекающих такие трещины, смесь может воспламениться, передавая пламя в выработанное пространство. В таких условиях шпуры необходимо располагать так, чтобы они не пересекали видимые трещины и не находились ближе 30 см от них.

### Основные правила составления схемы расположения шпуров

Расположение шпуров в забое имеет решающее значение в практике взрывных работ и особенно в забоях с одной открытой поверхностью, в которых условия для разрушения массива

горных пород наиболее тяжелые. Поэтому для выполнения требований, предъявляемых к взрывным работам, и получения удовлетворительных результатов – схему расположения шпуров надо выбирать с учетом конкретных условий ведения БВР. Основные правила составления схемы расположения шпуров следующие.

Обычно разрабатывают несколько схем как наиболее соответствующих физико-химическим свойствам взрывааемых пород, и в процессе испытаний выбирают наилучшую схему по расходу ВВ, КИШ и трудовым затратам на бурение.

При построении схемы расположения шпуров найденное по формуле (11) или (15) значение можно корректировать и изменять исходя из условий более целесообразного их размещения в забое. Заряды, рассчитанные по формуле (14), могут быть дифференцированы в зависимости от типа шпуров путем умножения на следующие поправочные коэффициенты: врубовых – на 1,20...1,25; вспомогательных, предконтурных и нижних оконтуривающих – на 1; боковых и верхних оконтуривающих – на 0,8...0,9. Установленные значения округляют до целого числа патронов. Все упомянутые корректировки целесообразно выполнить, сохранив расчетный расход ВВ на заходку, установленный по формуле (16).

По площади поперечного сечения выработки на предполагаемой плоскости отрыва породы (на глубине  $l_{\text{зах}}$ ) все шпуры (кроме врубовых) должны располагаться равномерно. Ниже приведен примерный порядок расчетов, выполненных при составлении схемы расположения шпуров для забоя полевой выработки арочной формы поперечного сечения с одной открытой поверхностью.

Вначале определяют площадь,  $\text{м}^2$ , поперечного сечения выработки, приходящуюся на один шпур (кроме врубовых):

$$S' = \frac{S_{\text{вч}} - S_{\text{вр}}}{N - N_{\text{вр}}}, \quad (33)$$

где  $S_{\text{вч}}$  – площадь поперечного сечения выработки вчерне,  $\text{м}^2$ ;

$S_{\text{вр}}$  – площадь поперечного сечения врубовой полости (определяют по минимальному расстоянию между врубовыми шпуровыми зарядами),  $\text{м}^2$ ;

$N$  – общее количество шпуров на заходку;

$N_{\text{вр}}$  – количество врубовых шпуров.

Затем находят среднее расстояние между шпуровыми зарядами (кроме врубовых) по одной из формул:

$$a_{\text{ср}} = \sqrt{4S' / \pi}, \text{ или } a_{\text{ср}} = \sqrt{S'}. \quad (34)$$

Вычисляют количество шпуров по почве

$$N_{\text{п}} = (l_1 / a_{\text{ср}}) + 1, \quad (35)$$

по контуру выработки (без учета шпуров по почве)

$$N_{\text{к}} = (P_{\text{к}} / a_{\text{ср}}) + 1, \quad (36)$$

где  $l_1$  – ширина выработки вчерне по почве, м.

$P_{\text{к}}$  – длина линии контура поперечного сечения выработки (без почвы), м.

$$P_{\text{к}} = \pi R_{\text{к}} + 2(H - R_{\text{к}}), \quad (37)$$

где  $R_{\text{к}}$  – радиус кривизны арки вчерне (принимается  $B/2$ , где  $B$  – ширина выработки по низу вчерне, м);

$H$  – высота выработки вчерне, м.

Количество шпуров в предконтурном ряду (без учета шпуров по почве)

$$N_{\text{к}} = (P_{\text{пк}} / a_{\text{ср}}) + 1, \quad (38)$$

где  $P_{\text{пк}}$  – длина линии по которой располагают шпуры предконтурного ряда, м,

$$P_{\text{пк}} = \pi(R_{\text{к}} - a_{\text{ср}}) + 2(H - R_{\text{к}}), \quad (39)$$

Вспомогательные шпуры располагают в один или два ряда равномерно, ориентируясь на  $a_{\text{ср}}$ , по оставшейся площади поперечного сечения выработки:

$$N_{\text{всп}} = N - (N_{\text{вр}} + N_{\text{п}} + N_{\text{к}} + N_{\text{пк}}). \quad (40)$$

При составлении схемы учитывают направление слоистости и трещиноватости пород. Если стенки шпура будут одинаковой прочности по всей длине, то образование газов

предполагается достаточно полным, а их давление направленным на полезную работу. Если же направление пробуренного шпура совпадет с направлением слоев или трещин, то прочность стенок в местах совпадения будет ослаблена и образующиеся при взрыве газы частично или полностью уйдут между слоями или по трещинам, резко снижая эффект взрыва.

Поскольку плоскость забоя практически никогда не бывает ровной, фактическая длина шпуров может быть неодинаковой. Поэтому независимо от угла наклона шпуры должны заканчиваться на одинаковой глубине в массиве породы и угля. Неправильное расположение шпуров приведет к порче забоя и к образованию больших порогов неправильного сечения. Это снизит эффективность и безопасность взрывных работ, а также повысит их трудоемкость. Только глубину врубовых шпуров можно принимать на 0,1...0,3 м (в зависимости от крепости пород) больше глубины отбойных и оконтуривающих шпуров.

Выбор схемы расположения шпуров, помимо отмеченных факторов, обуславливается удобством размещения бурового оборудования и самого процесса бурения. Надо стремиться к тому, чтобы врубовые, предконтурные и вспомогательные шпуры располагались в соответствующих горизонтальных и вертикальных плоскостях, проведенных через оконтуривающие шпуры. Последние следует размещать и бурить в таком направлении, чтобы исключить бурение подбурков для выравнивания периметра выработки после взрывания основного комплекта шпуровых зарядов и не делать больших переборов породы за проектным периметром выработки. Во всех случаях оконтуривающие шпуры необходимо забуривать примерно в 0,1...0,3 м (как правило, в 0,20...0,25 м) от кровли и боков выработки. Причем в крепких породах дно шпура может выходить за проектный контур выработки не более чем на 0,15...0,20 м. В породах средней крепости дно оконтуривающих шпуров должно находиться на проектной линии контура выработки, а в породах ниже средней крепости их следует располагать почти параллельно контуру.

Для забоев с двумя открытыми поверхностями схему расположения шпуров рекомендуется выбирать графическим методом. На эскизе поперечного сечения выработки по породной подрывке на расстоянии не менее 0,3 м от границы с опережающей полостью проводят линию, на которой размещают шпуры на расстоянии один от другого не менее допустимого Едиными правилами безопасности при взрывных работах. На практике это расстояние колеблется в пределах 0,4...1,3 м в зависимости от крепости пород, работоспособности ВВ и диаметра патронов. Подобным образом размещают шпуры вдоль контура (нижнего, верхнего или обоих) выработки. Если необходимо и позволяют расстояния, то часть шпуров располагают между этими двумя рядами.

### **Особенности расчета паспортов БВР при проходке вертикальных шахтных стволов**

Осуществление взрывных работ в вертикальных стволах специфично в связи с близостью постоянной крепи и подвесного проходческого оборудования, подтоплением забоя водой со взвешенными мелкими частицами породы, вариациями свойств пересекаемых пород и др. При проходке стволов удельный вес БВР в общем объеме проходческого цикла составляет от 25...30%, если крепость пород до 8, и 40...50%, если более 10 по шкале Протодяконова.

Важнейшие показатели эффективности БВР в вертикальных стволах:

коэффициент использования шпуров (оптимальный 0,85...0,95), определяющий удельные затраты на 1 м подвигания забоя;

коэффициент излишка сечения (КИС) по стволу, увязанный с объемом вынимаемой породы и перерасходом бетона;

гранулометрический состав взорванной породы, влияющий на время ее уборки (рекомендуемый размер наибольшего куска до 40 см).

Главные параметры взрывных работ при проходке и углубке шахтных стволов, как и в горизонтальных выработках: удельный расход ВВ, количество и глубина шпуров. Порядок их расчета аналогичен порядку расчета для полевой выработки, однако имеет некоторые особенности.

В стволах, где наблюдается выделение метана или образуется взрывчатая угольная пыль, применяют ВВ классов III или IV. При подтоплении водой забоев таких стволов перед взрыванием на высоту не менее 20 см, а также при проходке в шахтах, не опасных по газу или пыли, допускается применять ВВ класса II, причем в породах крепостью 8 и выше – аммонал скальный №1

прессованный в патронах диаметром 45 мм, а в породах средней крепости – аммонит 6ЖВ в патронах диаметром 36 мм. В качестве забойки обычно используют граншлак и гидрозабойку путем непосредственной заливки водой шпуров.

Глубина шпуров  $l_{ш}$  определяется крепостью пород, уровнем механизации, допустимым значением незакрепленного отхода. При уменьшении глубины шпуров удельные затраты времени на подвигание забоя на 1 м увеличиваются: от 3,5 ч при  $l_{ш} = 4 \dots 4,2$  м до 6 ч при  $l_{ш} \leq 2$  м. С возрастанием глубины шпуров увеличивается время второй фазы уборки породы, которая маломеханизирована.

Таким образом, на длину шпура влияют как горно-геологические, так и организационно-технические условия. Учитывая, что горно-геологические условия увязаны больше с удельным расходом ВВ, длину шпуров соотносят только с высотой опалубки (обычно 4 м) и допустимым на практике отходом (до 5 м) и принимают 4 м (врубовых – 4,2 м). При повышенной крепости ( $f \geq 12$ ), такая длина не оправдывает себя, поэтому ее принимают равной 2,5...3 м.

Удельный расход ВВ рассчитывают по формуле Покровского. Однако чаще всего его определяют по таблицам, составленным на основе обобщения практических данных по взрыванию с учетом крепости пород и сечения ствола (принимают по СНиПу). Отметим, что различные методики дают соотношения удельного расхода ВВ в зависимости от ВВ (аммонала скального №1 прессованного). На практике эффективность всех видов ВВ, кроме аммонала скального №1, крайне низкая, так как в обводненном забое они теряют свои свойства за время намного меньшее, чем время заряжания. Наиболее простая формула имеет вид

$$q = 5,4 / S_{пр}, \quad (41)$$

где  $q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$S_{пр}$  – площадь сечения ствола в проходке, м<sup>2</sup>.

Для объема породы, подвергающейся воздействию зарядов врубовых шпуров, удельный расход следует увеличивать на 20%. Возрастание удельного расхода до 40...50% не уменьшает кусковатость, а достигается обратный эффект, так как газы, распространяясь по трещинам, возникшим при взрывании первых серий шпуровых зарядов, дробят породу в стволе на крупные блоки.

Коэффициент заполнения шпуров согласовывается с их числом и принимается равным: 0,35...0,45 – в породах крепостью 3...9; 0,45...0,50 – крепостью 10...20.

При скоростных проходках вертикальных шахтных стволов было доказано, что наиболее высокая эффективность БВР достигается при диаметре шпуров 52 мм. При этом расход ВВ снижается на 10...15%, а число шпуров сокращается до 50%. Однако коэффициент использования шпуров возрастает.

Применять шпуры диаметром 42 мм рационально для оконтуривающего ряда, но, это приводит к увеличению времени проходческого цикла. Использование ВВ диаметром 36 мм при диаметре шпура 52 мм недопустимо, так как патроны за счет свободного пространства располагаются несоосно, что вызывает неполную детонацию заряда.

При проходке вертикальных шахтных стволов руководствуются теми же основными правилами расположения шпуров, что и в горизонтальных выработках: все шпуры (за вычетом врубовых) располагают по площади забоя ствола равномерно. В то же время порядок их расположения имеет свои особенности.

Шпуры в забое ствола должны располагаться по трем-четырем концентрическим окружностям, кроме того, врубовые и оконтуривающие могут иметь вспомогательные окружности (рис. 10). Диаметры концентрических окружностей НИИОМШС рекомендует рассчитывать, исходя из следующих соотношений:

три окружности –  $(0,3; 0,6; 0,95)D_{вч}$ ;

четыре окружности –  $(0,25; 0,48; 0,72; 0,96)D_{вч}$ ,

где  $D_{вч}$  – диаметр ствола в черне, м.

Количества шпуров, размещаемых на каждой из этих окружностей, соотносятся между собой, начиная от центра ствола, как 1:3:6 и 1:2:3:5.

Количество окружностей отбойных шпуров на практике принимают таким, чтобы

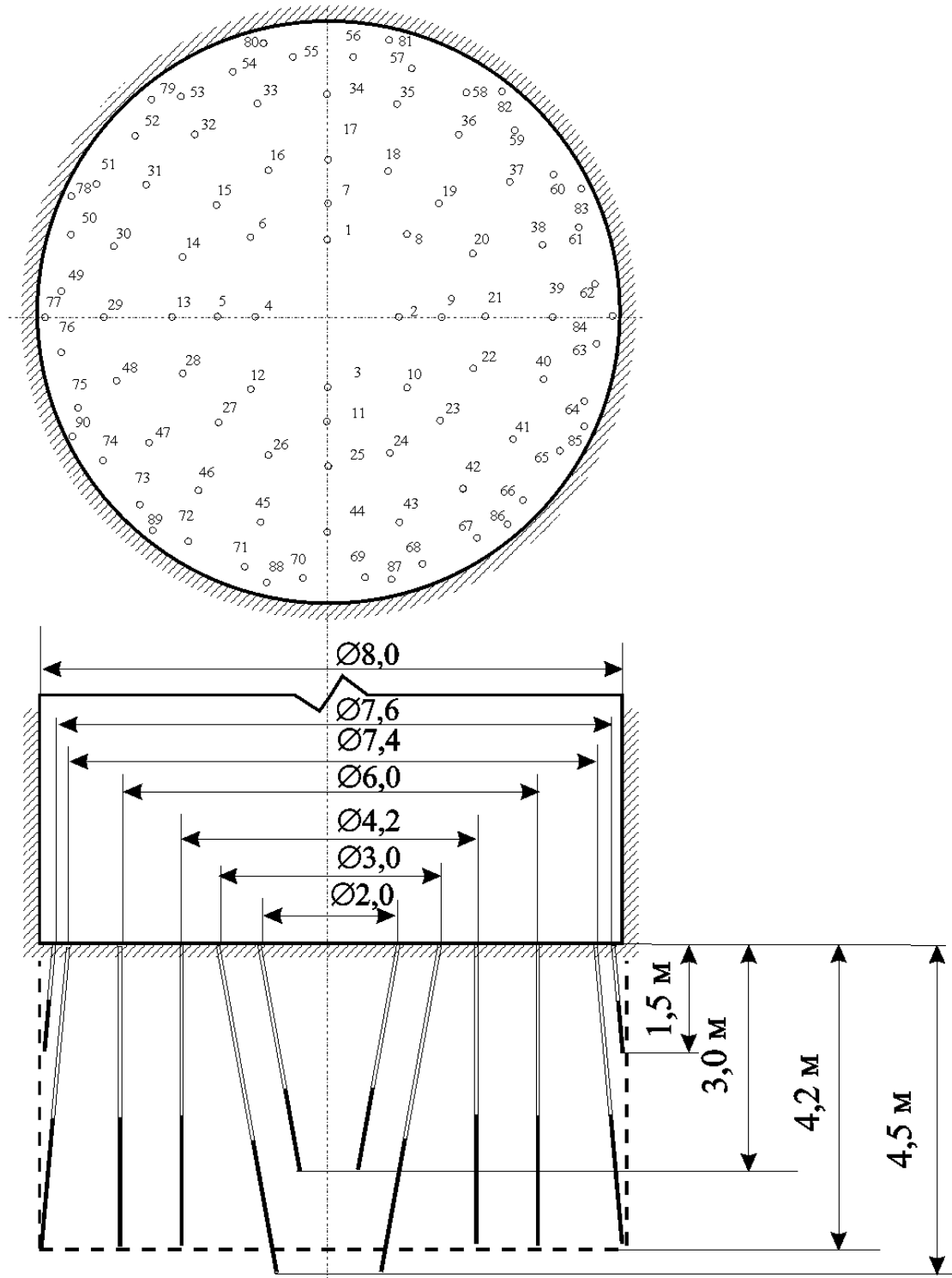


Рис. 10. Схема расположения шпуров при проходке вертикального ствола

расстояние между ними составляло 0,6...0,95 м, при применении патронов ВВ увеличенного диаметра оно может быть 1...1,2 м.

Расстояние между шпурами должно исключать возможность подработки одного шпура другим с выбросом патронов ВВ из шпура.

Частые изменения паспортов ухудшают организацию работ в стволе. Рекомендуется число шпуров и их расположение не менять по всей глубине ствола, варьируются лишь их длина, коэффициент заполнения, а также удельный расход ВВ.

Важно, что при малых диаметрах ствола зажим забоя влияет на эффективность БВР сильнее, чем крепость пород.

Пробуренные шпуров должны быть смещены по окружности по отношению к шпуров предыдущего цикла без изменения принципиальной схемы расположения. Разметку удобно проводить с помощью шаблона.

Угол наклона оконтуривающих шпуров 85...87°. При этом забой шпуров не должен пересекать проектный контур сечения, а их устья следует сместить на 10...15 см к центру ствола. Учитывая, что выполнению этого требования может мешать опалубка при бурении БУКСом, ручными перфораторами по дополнительной концентрической окружности бурят короткие шпуров (до 1,5 м), тем самым страхуясь от разборки стенок отбойным молотком (угол наклона шпуров делают меньший, но за контур не выходят из-за малой длины).

### ***Основные взрывные врубы***

В забоях с одной открытой поверхностью, чтобы получить высокий КИШ при буровзрывной технологии проведения выработок, необходимо создать вторую открытую поверхность. В виде выемки, называемой *врубовой полостью*, она создается с помощью взрывного вруба, который представляет собой небольшой комплект шпуров, пробуренных по определенной системе наклонно или перпендикулярно к забою, с размещенными в них зарядами ВВ, взрывающимися в заданной последовательности.

Взрывные врубы можно разделить на такие основные группы:

с наклонными шпурами, образуемые шпурами, пробуренными под острым углом к забою;

прямые врубы, образуемые шпурами, пробуренными параллельно друг другу под прямым углом к забою;

комбинированные, образуемые шпурами, пробуренными наклонно и под прямым углом к забою.

Рассмотрим конструкции наиболее распространенных взрывных врубов в каждой из перечисленных групп.

### **Взрывные врубы с наклонными шпурами**

Эти врубы имеют наиболее широкое применение в угольных шахтах при проведении выработок по породам средней крепости и крепким, а также при выемке угля, поскольку имеют ряд существенных достоинств, а именно: простота конструирования и реализации, небольшое количество серий замедления электродетонаторов, возможность применения как в шахтах, не опасных по газу или пыли, так и в опасных условиях.

По форме и расположению врубовой полости различают: клиновые, воронкообразные, пирамидальные и веерные врубы.

**Клиновой вруб.** Используют при проведении выработок в породах различной крепости. Врубтовую полость создают взрыванием двух-четырёх пар шпуров, наклоненных один к одному. В зависимости от расположения и направления врубовой полости различают вертикальные и горизонтальные клиновые врубы.

Вертикальные одинарные клиновые врубы (рис. 11, а, б) и двойные (рис. 11, в, г) получили широкое распространение при проведении полевых горизонтальных и наклонных выработок в шахтах как неопасных, так и опасных по газу или пыли. Как правило, одинарные врубы применяют, если  $l_{ш} \leq 1,7...1,8$  м, двойные – при большей. Шпуров наружного ряда называют *основными*, а внутреннего – *вспомогательными*. Клиновые врубы хорошо вписываются в общую схему расположения шпуров, для них требуется небольшое число серий замедления электродетонаторов, отличаются простотой разметки шпуров, отрывающаяся взрывом порода легко выбрасывается из клинообразной формы врубовой полости, достигается высокое значение КИШ.



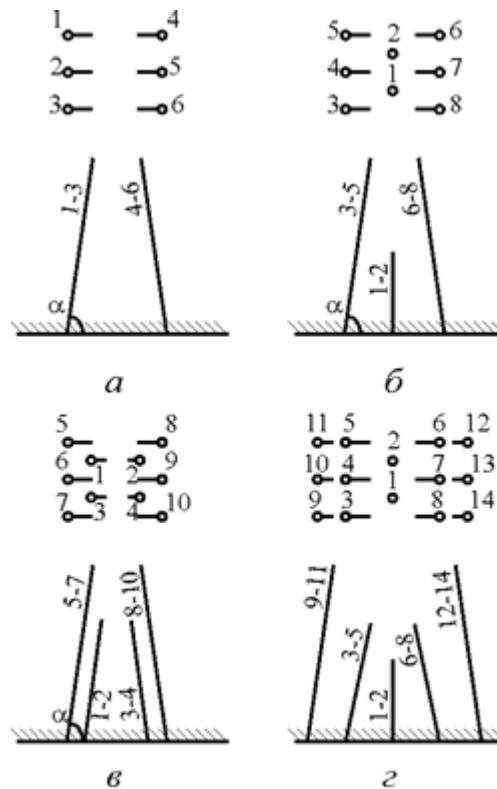


Рис. 11 Вертикальные клиновые врубы

Недостатки вертикальных клиновых врубов: большой разброс породы (25...30 м), глубина шпуров, следовательно, и длина заходки лимитируются шириной выработки, возможны деформации крепи.

Наблюдения показывают, что при клиновых врубах, если шпуры пробурены симметрично относительно продольной оси выработки, породу, отрываемую взрывом зарядов во врубовых шпурах, отбрасывает вдоль выработки на значительное расстояние (25...30 м) от забоя без повреждения крепи. Если же шпуры будут пробурены несимметрично относительно продольной оси (что наблюдается весьма часто), породу выбрасывает не вдоль оси, а в одну либо в другую сторону. При этом замечены повреждения крепи. Чтобы исключить при крепких монолитных породах ( $f > 7...8$ ) повреждения крепи, необходимо применять разрезные шпуры (см. рис. 11, б, г) и инициировать их электродетонаторами мгновенного действия. Заряды в таких шпурах будут взрываться несколько раньше зарядов в остальных и разобьют блок на небольшие куски. Энергией взрыва зарядов порода из врубовой полости будет выброшена не в виде монолитного блока (объемом до 2,5 м<sup>3</sup>), а небольших кусков, которые не смогут деформировать крепь. Расстояния между врубовыми шпурами и углы наклона врубовых шпуров следует принимать в соответствии с данными, приведенными в табл.3.

Таблица 3. Параметры для построения клиновых врубов

| Коэффициент крепости $f$ по шкале проф. М.М. Протодяконова | Расстояния по вертикали между зарядами ВВ каждой пары шпуров, м | Угол наклона, ...°, не более |           | Число пар шпуров, не менее |
|--|---|------------------------------|-----------|----------------------------|
|  |   | $\alpha$                     | $\alpha'$ |                            |
| 4...6  | 0,5...0,4   | 75...65                      | 60...50   | 2...3                      |
| 6...10   | 0,4...0,3   | 65...60                      | 60...50   | 3...4                      |
| 10...20  | 0,3...0,2   | 60...50                      | 60...50   | 4...6                      |

Расстояния между шпуровыми зарядами в забоях выработок, в которых наблюдается выделение метана или образование взрывчатой угольной пыли, должны быть не менее допустимых Едиными правилами безопасности при взрывных работах (гл. 10, табл. 10.1).

Глубина вспомогательных шпуров взрывных врубов должна быть равной 0,4...0,6 глубины основных, а глубина разрезных – 2/3 глубины вспомогательных или основных при отсутствии вспомогательных (см. рис. 11, б, з).

Горизонтальные клиновые врубы преимущественно используют в квершлагах небольшой площади сечения: верхний вруб (рис. 12 а) при падении пород от забоя, а нижний (рис. 12, б) – на забой.

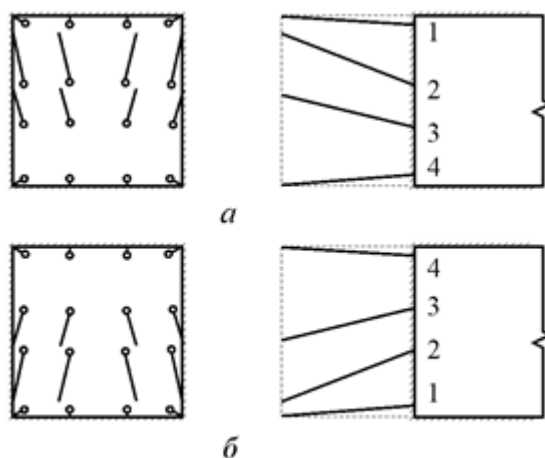


Рис.12 Схемы расположения в квершлагах шпуров горизонтального клинового вруба

**Воронкообразный вруб** (рис. 13, а). Применяют, когда проходят стволы круглого поперечного сечения в породах различной крепости. Врубную полость образуют взрыванием пяти-восьми шпуров, расположенных по окружности и направленных в сторону оси ствола под углом 60...80° к плоскости забоя. Она облегчает работу зарядов во вспомогательных шпурах, которые взрывают вслед за врубовыми. Затем взрывают заряды в предконтурных и оконтуривающих шпурах. В зависимости от общего числа шпуров, диаметра ствола и крепости породы они могут быть расположены по трем-шести концентрическим окружностям.

В крепких породах в центре врубовой воронки бурят еще один шпур глубиной 0,7 глубины врубовых шпуров. Его заряд способствует дроблению породы в верхней части воронки и уменьшению высоты выброса породы врубовыми зарядами. Некоторые паспорта БВР предусматривают отсутствие заряда в центральном шпуре, создающего дополнительную плоскость обнажения.

В глинистых сланцах и в песчаниках средней крепости при мощных ВВ и патронах большого диаметра (45 мм) врубовые шпуры дают достаточно хороший эффект даже в случае, если пробурены под углом 90°. Вертикальные шпуры легче бурить, чем наклонные, поэтому при скоростных проходках стволов предпочитают пробурить несколько дополнительных вертикальных шпуров, вместо наклонных.

**Пирамидальный вруб.** (рис. 13, б). Представляет собой разновидность воронкообразного. Врубную полость образуют взрыванием четырех шпуровых зарядов, расположенных по углам прямоугольника и направленных к оси выработки. После взрыва шпуров получается полость пирамидальной формы, создающая дополнительную открытую поверхность, облегчающую работу взрыва зарядов вспомогательных и оконтуривающих шпуров. При значительной площади сечения выработки, а также в крепких породах между врубовыми и оконтуривающими шпурами располагают до трех рядов вспомогательных.

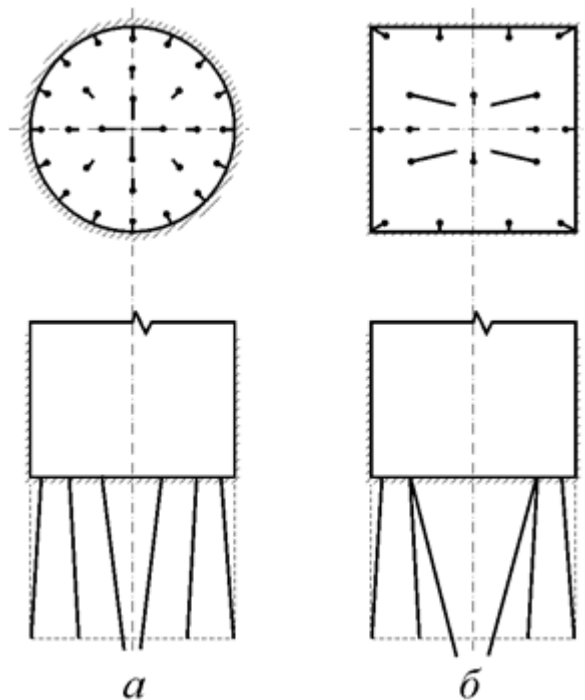


Рис.13 Схемы расположения шпуров в забоях вертикальных выработок

Этот вруб применяется довольно часто при проведении стволов и шурфов прямоугольного сечения в породах различной крепости.

**Веерный вруб.** Осуществляется одним-двумя рядами шпуров, угол наклона и длина которых постепенно увеличиваются (рис. 14). Применяется при проведении подготовительных выработок по пластам малой мощности. Шпуровые заряды инициируют электродетонаторами короткозамедленного действия в порядке нумерации, например указанном на рис. 14.

Хорошие результаты были получены при применении встречного веерного вруба в выработках шириной более 4,5 м в породах (коэффициент крепости по шкале Протодяконова  $f = 5 \dots 20$ ). Этот вруб представляет собой сочетание двух веерных врубов, разворачивающихся от оси выработки в противоположные стороны.

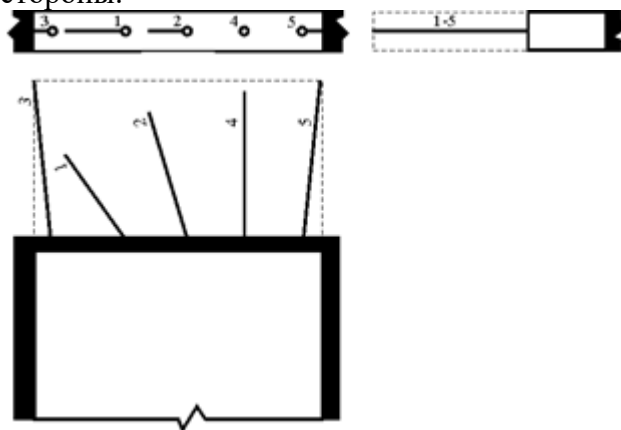


Рис.14 Схема расположения шпуров веерного вруба

## Прямые врубы

Такие врубы целесообразны в крепких породах, а также в породах любой крепости в выработках малой площади сечения, т. е. там, где клиновые врубы малоэффективны или их невозможно применить. Достоинства: длина шпуров не ограничивается поперечными размерами выработки, высокий КИШ (0,90...0,95). Недостатки: из-за необходимости сближенного расположения шпуров и бурения "холостых" шпуров применяют только в выработках, в которых отсутствуют выделение метана и взрывчатая угольная пыль.

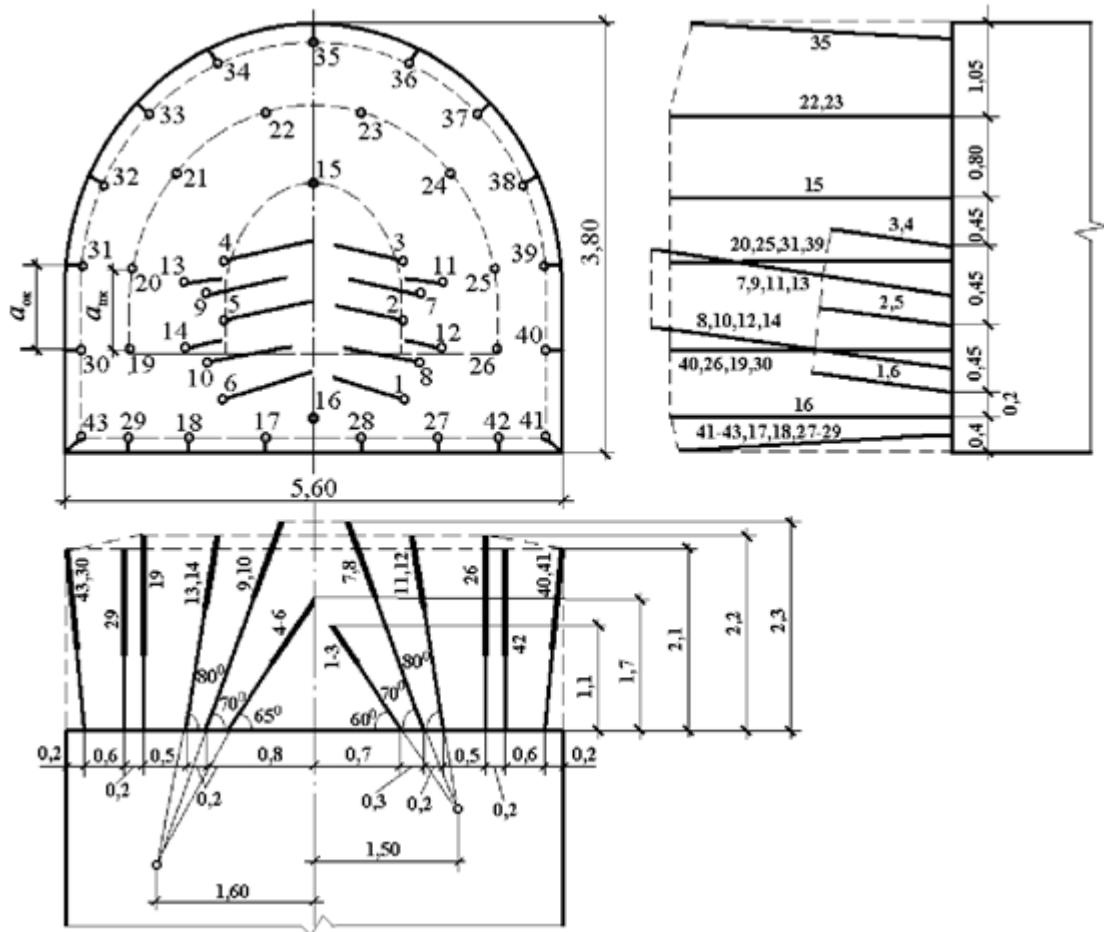


Рис.15 Схема расположения шпуров с применением встречного веерного вруба

Наибольшее распространение получили врубы призматический, щелевой и спиральный шагающий.

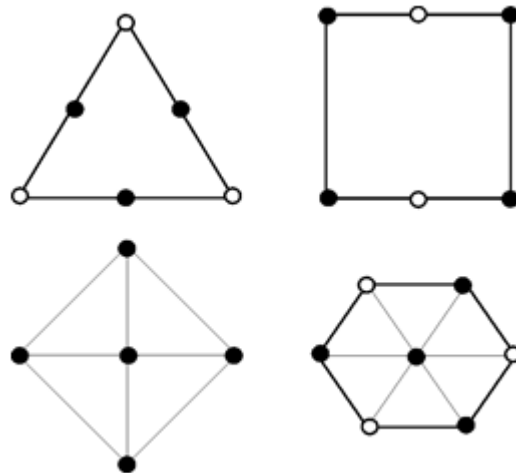


Рис.16 Схемы взаимного расположения шпуров призматического вруба

**Призматический вруб** (рис. 16) применяют в породе средней крепости и выше в выработках малой площади сечения ( $4...8 \text{ м}^2$ ). Он образуется бурением пяти-шести сближенных шпуров, расположенных обычно в центре забоя в виде треугольника, квадрата, шестиугольника. Недостаток – в необходимости бурения холостых шпуров или скважин.

Для увеличения выброса породы из врубовой полости целесообразно бурить центральный шпур глубиной на длину одного патрона ВВ больше остальных, в который закладывается вышибной заряд, взрываемый последним.

Призматический вруб со скважиной используют при проведении выработок по породам различной крепости. Скважину диаметром  $80...100 \text{ мм}$  бурят приблизительно в центре забоя, вокруг нее на разных расстояниях – четыре врубовых шпура (рис. 17, а) нормального диаметра ( $42 \text{ мм}$ ).

Расстояние между скважинами и врубовыми шпурами зависит от диаметра скважины, крепости пород и мощности ВВ. Например, при взрывных работах аммонитами по породам с  $f = 8...12$  расстояние от скважины до шпура 1 м.

В угольных забоях, в которых выделяется метан и образуется взрывчатая угольная пыль, необходимо выдерживать минимально допустимые расстояния между зарядами и отказаться от бурения холостых шпуров или скважин.

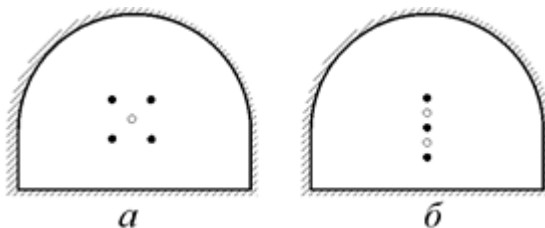


Рис.17 Схемы расположения прямых врубов

**Щелевой вруб.** Получается взрыванием в нескольких зарядах параллельных шпуров, расположенных в один-два ряда, пробуренных перпендикулярно к забою выработки (рис. 17, б). Шпуры заряжают через один. Незаряженные создают дополнительные открытые поверхности, облегчающие работу соседним заряженным. При очень крепких породах расстояние между шпурами не должно превышать диаметра холостого шпура (в сторону которого действует взрыв), а при слабых может быть не более двух-трех диаметров. Целесообразны мощные ВВ, которыми заполняют шпуры почти на всю глубину. Во время бурения шпуров необходимо использовать направляющие устройства.

Щелевой вруб применяют в породах средней крепости в шахтах, неопасных по газу, при проведении выработок преимущественно небольшой площади сечения, где врубы с наклонными шпурами не годятся. Рациональная длина щели 0,8...1,1 м. Вспомогательные врубовые шпуры по два с каждой стороны щели бурят на расстоянии от нее, не превышающем 0,9 ее длины. КИШ – 0,85...0,95. В мелкослоистых и трещиноватых породах щелевой вруб неэффективен.

**Спиральный шагающий вруб.** Шпуры располагают по спирали (рис. 18). Глубина первого шпура принимается равной 1...1,1 м, второго – на 0,2...0,3 м больше глубины первого, третьего и последующих также на 0,2...0,3 м больше глубины предыдущего.

Заряд первого шпура составляет 1...2 патрона ВВ. В каждом последующем заряде возрастает на один патрон по сравнению с предыдущим. Очередность взрывания зарядов соответствует порядковым номерам шпуров.

Спиральный шагающий вруб был испытан на многих шахтах Донбасса, получены высокие показатели. Однако выявлены и серьезные недостатки. Так, можно использовать только прессованные ВВ, поскольку при работе с порошкообразными ВВ этот вруб по причине весьма близкого расположения соседних шпуров применять нельзя из-за возможности переуплотнения ВВ, а следовательно, случаев затухания детонации и выгорания ВВ. Кроме того, сложно выдержать заданную разметку шпуров.

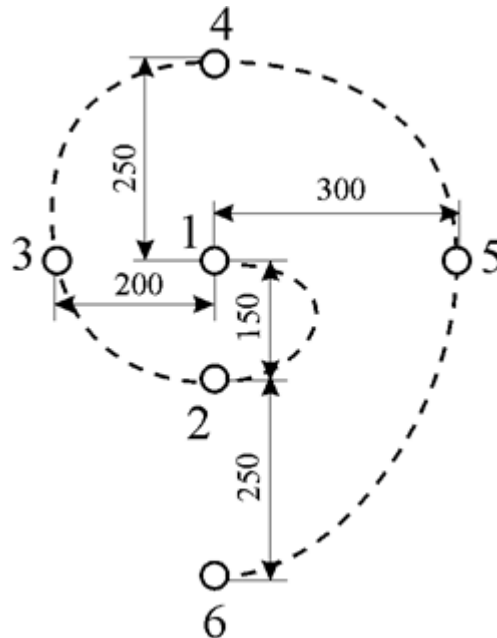


Рис 18. Схема спирального шагающего вруба

### 9.3. Комбинированные врубы

Наиболее эффективный вруб этой группы – **шагающий пирамидально-клиновой**. Он состоит из девяти шпуров (рис.19). Центральный шпур № 1 имеет наименьшие глубину (1...1,2 м) и заряд (один патрон ВВ). Бурится перпендикулярно к поверхности забоя. Шпуры № 2, 3, 4, 5 расположены на равных расстояниях от № 1. Глубина этих шпуров, считая от центрального, постепенно увеличивается с интервалом 0,20...0,33 м. Заряды также увеличиваются на один патрон, т.е. на 0,25...0,30 кг в каждом последующем шпуре по сравнению с предыдущим. При ведении взрывных работ в песчаниках для облегчения выброса разрушенной породы из образующейся полости целесообразно шпуры № 2, 3, 4, 5 бурить с некоторым наклоном к оси шпура № 1. Углы следует принимать небольшими, произвольного размера, но такими, чтобы расстояния между зарядами в парах шпуров 2–1, 3–1 и 3–2; 4–1 и 4–3; 5–1 и 5–4; 5–2 соответствовали требованиям Единых правил безопасности при взрывных работах и в породах с  $f < 7$  составляли не менее 0,45 м, а в более крепких ( $f \geq 7$ ) – не менее 0,30 м. Таким образом, можно применять не только прессованные, но и порошкообразные ВВ.

В сланцах шпуры № 2, 3, 4, 5 можно бурить перпендикулярно к поверхности забоя. Эффективность взрывных работ при этом не снижается.

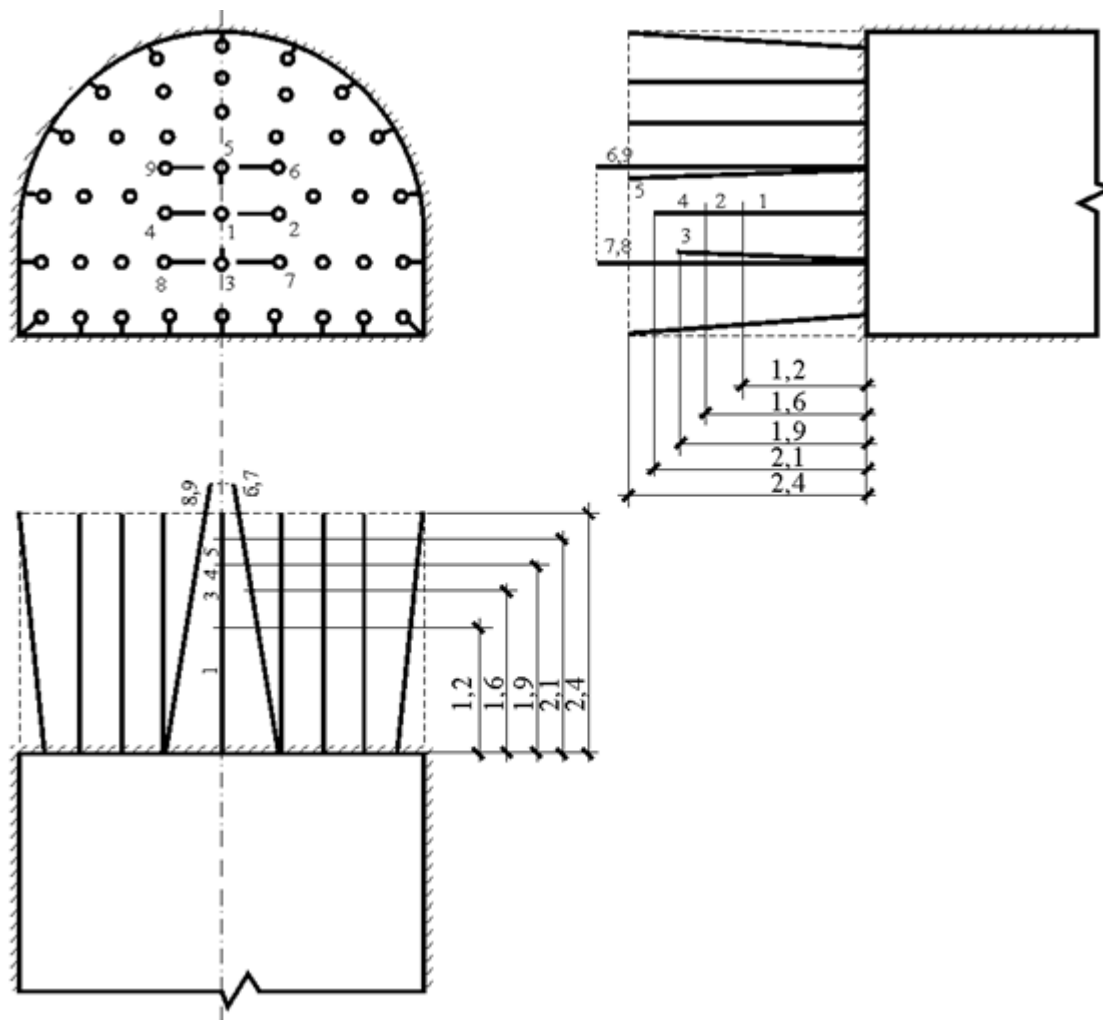


Рис 19. Схема расположения шпуров с применением пирамидально-клинового вруба  
 Очередность взрывания зарядов в шпурах от № 1 до № 5 включительно соответствует порядковым номерам шпуров. Затем через 15...30 мс взрывают заряды в шпурах № 6, 7, 8, и 9.

### *Короткозамедленное взрывание*

#### **Физическая сущность**

До 1958 г. в Донбассе и других бассейнах взрывные работы в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, велись только мгновенными электродетонаторами. При этом применялось одноприемное взрывание, когда весь забойный комплект шпуровых зарядов взрывается от одного электрического импульса (за один прием). Это наиболее простой и безопасный вид взрывания.

Однако метод взрывания всех шпуровых зарядов за один прием при использовании только электродетонаторов мгновенного действия не оправдал себя на практике. Эффективность его очень низкая, а вероятность повреждения крепи горных выработок высока. К тому же, применявшиеся в то время электродетонаторы мгновенного действия имели большой разброс во времени срабатывания, достигавший в ряде случаев 100 мс и более, а также низкую инициирующую способность, не обеспечивая возбуждение нормальной детонации зарядов ВВ. Это, в свою очередь, приводило к неуправляемой очередности взрывания отдельных шпуровых зарядов в забое выработки со значительными временными замедлениями и к отказам.

Поэтому было распространено многоприемное взрывание, при котором забойный комплект шпуровых зарядов взрывается в два или несколько приемов, что, однако, создавало опасность воспламенения метана и угольной пыли. Главная причина опасности состояла в том, что требования ЕПБ относительно порядка заряжания шпуров и взрывания зарядов нередко нарушались. Требованиями ЕПБ допускается заряжать такое количество шпуров, заряды в которых будут взорваны за один прием и с расчетом, чтобы между очередными взрываниями было

обеспечено проветривание, замер газа, уборка отбитого угля и ряд других мер. Поскольку на выполнение этих операций требуется время и дополнительные материальные затраты, иногда в нарушение требований правил и пренебрегая опасностью, взрывник и лица, ответственные за организацию взрывных работ, в ряде случаев опасно упрощали: заряжали все пробуренные шпуровые заряды, а шпуровые заряды взрывали по очереди: сначала врубовые, а затем отбойные, причем через промежутки времени, которых было недостаточно для проветривания, а содержание газа между взрываниями замеряли не всегда. В этих условиях осмотр забоя после предыдущего взрывания не мог быть достаточно тщательным. Наблюдались случаи обнажения заряда или части зарядов в шпурах взрывами предыдущих шпуровых зарядов ВВ. Такое упрощение в отдельных случаях являлось причиной воспламенения газа или пыли, так как обнаженный заряд взрывался в загазированной среде при обильном образовании угольной пыли.

Кроме того, многоприемная технология взрывания приводила к значительным потерям времени, а темпы проведения выработок были низкие (25...35 м в месяц). Резервов по увеличению скорости практически не было. Поэтому следовало разработать для шахт, опасных по газу или пыли, такой способ взрывания, который по простоте и безопасности не уступал бы одноприемному взрыванию, а по эффективности разрушения пород приближался бы к многоприемному.

В 1952-1953 гг. на основании результатов фоторегистрации с использованием скоростной киносъемки процессов и осциллографирования явлений взрыва в массиве, а также результатов натуральных экспериментов по влиянию различных факторов на эффективность и безопасность разрушения горных пород взрывом был разработан способ, получивший название **короткозамедленного или миллисекундного взрывания**.

*Короткозамедленное взрывание (КЗВ)* – одноприемное последовательное взрывание отдельных зарядов или отдельных групп зарядов с заранее заданными миллисекундными промежутками времени (рис. 20). Миллисекундные интервалы между взрывами – важнейший фактор обеспечения безопасной в отношении воспламенения метана и угольной пыли работы всех взрывающихся в забое зарядов, а также принципиальное отличие этого метода от многоприемного взрывания.

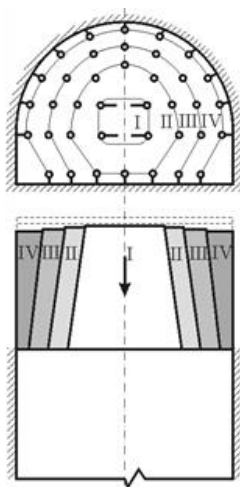


Рис 20. Принципиальная схема разрушения пород при короткозамедленном взрывании

При КЗВ разрушение массива зарядами первой очереди аналогично разрушению взрывом одиночного заряда. В результате взрыва призма выброса оказывается раздробленной, а под действием остаточного давления газообразных продуктов происходит ее сдвигание. Массив в этот период находится в напряженном состоянии. Когда взрываются заряды второй и последующих очередей с малыми интервалами замедления, в массиве возникает сложная картина интерференции волн напряжений (прямых и отраженных от взрыва последующих зарядов). Время нахождения участка массива в напряженном состоянии увеличивается. Снижается сейсмическое действие взрыва на окружающие сооружения в результате одновременного взрыва меньшего числа зарядов, уменьшается трещинообразование в законтурном массиве. Происходит взаимодействие взрывов зарядов смежных серий.



Таким образом, получаемый при КЗВ эффект определяется интерференцией волн напряжений от соседних зарядов; образованием дополнительных открытых поверхностей, соударением разлетающихся кусков при взрыве соседних зарядов.

Если интервалы малые, наблюдается интерференция волн напряжений, средние – образование дополнительных открытых поверхностей, большие – также соударение кусков. Перечисленные факторы следует рассматривать как составные элементы единого процесса взаимодействия зарядов при КЗВ.

Интерференция волн напряжений происходит в случае, когда направление смещения частиц от предыдущего и последующего взрывов совпадают. При этом увеличиваются суммарные смещения, напряжения и интенсивность разрушения массива.

В результате исследований, проведенных МакНИИ, было установлено время начала сдвижения массива после взрыва, которое равно: для песчаников 4,3...10 мс при одной открытой поверхности, 0,4...12 мс при двух открытых поверхностях; для глинистых сланцев соответственно – 6...87 и 3...27 мс; для угля при одной открытой поверхности – 9...23 мс.

Волновые процессы в массиве после взрыва заряда массой 0,6...0,9 кг завершаются в среднем за 4...6 мс. Скорость разлета пород переднего фронта составляет 60...70 м/с, а при последующих – 3...6 м/с.

Дополнительные открытые поверхности при взрыве предыдущих серий зарядов обеспечивают образование в массиве дополнительных отраженных волн растяжения от взрыва последующих серий. Это увеличивает эффект разрушения, ослабляет массив и облегчает его окончательное разрушение давлением газов взрыва. В сторону открытых поверхностей происходит сдвижение породы. Перемещающиеся при взрыве куски породы соударяются вследствие того, что участки массива при взрыве имеют разные скорости и направления движения.

### **Параметры для шахт, опасных по газу или пыли**

Основные параметры, определяющие условия безопасного применения короткозамедленного взрывания в шахтах, опасных по газу или разрабатывающие пласты, опасные по взрывам пыли: общее время взрыва всего комплекта шпуровых зарядов ВВ в забое; интервал замедления между взрывами смежных шпуровых зарядов; расстояние между шпуровыми зарядами; расстояние от зарядов ВВ до открытой поверхности. Рассмотрим эти параметры.

**Общее время взрыва всего комплекта шпуровых зарядов в забое.** Это время замедления взрывания последней ступени ЭД с учетом разброса по времени срабатывания. Оно должно быть таким, чтобы в процессе взрывания шпуровых зарядов ВВ в призабойном пространстве не образовалась взрывчатая метановоздушная смесь.

Результаты экспериментальных исследований динамики концентрации метана свидетельствуют, что через 270...520 мс после взрывания зарядов вблизи забоев появляются угрожающие концентрации метана (2,5...4,2%), а через 1...5 с концентрация метана может достигать взрывоопасного предела и удерживаться в течение нескольких (до 10) минут. Поэтому общее время взрыва: при применении взрывчатых веществ III и IV классов не более 220 мс, V и VI классов – 320 мс.

**Интервал замедления между взрывами смежных шпуровых зарядов ВВ.** Вторым не менее важным параметром – максимальный интервал замедления между отдельными сериями взрывания смежных шпуровых зарядов. *Смежными* называют шпуровые заряды ВВ, расстояние между которыми не превышает двукратного минимально допустимого. Это время должно быть таким, чтобы исключалась возможность бокового обнажения шпурового заряда к моменту его взрывания. Оно весьма опасно, так как ужесточает на одну-две и даже на три ступеньки условия взрывания зарядов ВВ, т. е. требует применение ВВ класса VI вместо III, IV или V. Кроме того, в процессе бокового обнажения возможна деформация шпурового заряда ВВ, что может привести к его отказу.

Установлено, что время начала образования дополнительных поверхностей 25...46 мс. Из результатов эксперимента замедление между взрывами смежных шпуровых зарядов принимают равным не более 40 мс.

Величина этого времени имеет решающее значение для эффективности разрушения горных пород взрывом. Ведь при малых интервалах имеет место только интерференция волн напряжения, при средних – и образование дополнительных отрывных поверхностей, при больших – также соударение кусков. Поэтому, например, в Бельгии минимально допустимое время между взрывами врубовых шпуровых зарядов (они взрываются всегда первыми) и вспомогательных (второй серией) для высокопредохранительных ВВ увеличено до 60...80, а в США – до 100 мс. В нашей стране решили снижать допустимые расстояния между шпуровыми зарядами и открытой поверхностью.

**Расстояния между шпуровыми зарядами ВВ.** Важнейшим показателем, влияющим на безопасность и эффективность взрывных работ, является устойчивость детонации ВВ. В то же время одновременное взрывание шпуровых зарядов ВВ, в том числе с миллисекундными интервалами между отдельными взрывами, может при определенных условиях воздействовать на соседние шпуровые заряды, взрывающиеся в последующих сериях. Например, количество неполных детонаций непредохранительных ВВ класса II в породных и угольных забоях на шахтах Донбасса достаточно велико.

Исследования МакНИИ доказали, что одна из основных причин неполных детонаций – уплотнение ВВ соседними, ранее взорвавшимися сближенными зарядами. Установлено, что аммонит 6ЖВ в мягких породах дает неполные детонации при расстоянии между зарядами до 40 см, в породах средней крепости – до 30 и в крепких – до 20. Почти все затухания наблюдались в стыках между патронами. Аммонал скальный №1 не давал затуханий детонации. Эти процессы в свою очередь – основные технологические причины выгорания шпуровых зарядов ВВ, а именно:

переуплотнение патронов ВВ до плотности выше критической (остаточное давление в соседних шпурах может достигать 30 МПа);

раздвижка патронов в шпуре вплоть до выбрасывания патрона-боевика из шпура (в горизонтальных и наклонных выработках средняя скорость выбрасывания равна 3,8 м/с, максимальная – 10 м/с);

образование угольных и породных пересыпок между отдельными патронами за счет откольных явлений.

Минимально допустимые расстояния между шпуровыми зарядами  $a_{min}$ , при которых исключается отрицательное действие взрыва одного заряда на другой, установлены экспериментально (табл. 1).

Таблица 11. Минимально допустимые расстояния между шпуровыми зарядами ВВ

| Условия взрывания | $a_{min}$ , мм, в зависимости от класса ВВ                        |        |      |      |
|-------------------|---|--------|------|------|
|                   | II  | III-IV | V    | VI   |
| По углю           | 0,60  | 0,60   | 0,50 | 0,40 |
| По породе, если:  |   |        |      |      |
| $f < 7$           | 0,50  | 0,45   | 0,30 | 0,25 |
| $f = 7...10$      | 0,40  | 0,30   | –    | –    |
| $f > 10$          | Определяется нормативами, разработанными по согласованию с МакНИИ |        |      |      |

**Расстояние от шпурового заряда ВВ до открытой поверхности.** За это расстояние принимается минимальная угольная или породная перегородка между шпуровым зарядом ВВ и какой-либо плоскостью в горном массиве, через которую взрыв заряда ВВ не воспламенит взрывчатую метано- или пылевоздушную смесь.

Для установления расстояния заряды ВВ взрывали в углицементных блоках и в стальных канальных мортирах, размещенных во взрывчатой смеси. Результаты позволили установить, что расстояние от заряда ВВ до ближайшей открытой поверхности должно быть по углю не менее 0,5 м при применении ВВ классов IV и V и не менее 0,3 м – класса VI; по породе – не менее 0,3 м.

***Сотрясательное взрывание в шахтах, опасных по внезапным выбросам***

Наряду со взрывами метана и угольной пыли грозное явление в шахтах – выбросы породы, угля и газа. Они характеризуются быстропротекающим (от одной до нескольких десятков

секунд) самопроизвольным разрушением призабойной части угольного или породного массива и повышенным газовыделением. Скорость перемещения потока горной массы при выбросе составляет 4,3...8,7, а отдельных кусков – до 20 м/с.

Опасными последствиями выбросов могут быть: травмирование людей, выделение большого количества газа, способное привести к удушью людей, образование взрывоопасной атмосферы, что может вызвать взрывы метана и угольной пыли. При максимальном в истории горного дела внезапном выбросе (длился 32 с), который произошел в 1971 г. при вскрытии пл. *тз* “Мазурка” в шахте им. Гагарина ПО “Артемуголь”, было выброшено 14 тыс. т угля и свыше 250 тыс. м<sup>3</sup> газа.

Внезапные выбросы возможны в особых горно-геологических условиях, в основном при производстве взрывных работ, а также при выполнении операций, связанных с проведением горных выработок или с добычей угля. Поэтому взрывные работы на выбросоопасных пластах ведутся в режиме сотрясательного взрывания, направленного на защиту людей от опасных последствий внезапных выбросов за счет снижения их частоты и интенсивности или провоцирования при отсутствии людей в проводимой выработке и в опасной зоне.

Впервые сотрясательное взрывание применили в 1890 г. во Франции, в отечественной практике – в 1917 г. в шахте “Красный Профинтерн” (г. Енакиево) при вскрытии пл. ”Дерезовка” на гор. 340 м; сопровождалось выбросом угля и газа интенсивностью 200 т.

Сотрясательное взрывание характеризуется:

- специальным режимом и организацией производства взрывных работ;
- нетрадиционными (особыми) схемами расположения и взрывания шпуровых зарядов;
- повышенным удельным расходом ВВ;
- специальными технологиями вскрытия выбросоопасных пластов.

Сотрясательное взрывание должно обеспечить отбойку угля и породы точно в соответствии с проектными размерами и формой выработки с тем, чтобы в дальнейшем исключить применение в призабойном пространстве ручных инструментов, которые могут вызвать запоздалый выброс. Если не достигнуто достаточное разрушение угля и не получена требуемая конфигурация выработки, то следует провести повторное сотрясательное взрывание по ее оконтуриванию.

Шпуры по углю бурят только машинами вращательного действия, по породе допускается ударное бурение. Для взрывания допущены ВВ класса IV . Разрешается при определенных условиях, оговоренных «Едиными правилами безопасности при взрывных работах», для торпедирования и взрывных работ по выбросоопасным песчаникам применять ВВ класса III , а также непридохранительные ВВ класса II .

Иницирование зарядов при сотрясательном взрывании в угольных и смешанных забоях и по выбросоопасным породам следует выполнять предохранительными электродетонаторами мгновенного и короткозамедленного действия со временем замедления не более 220 мс. При вскрытии пластов до их обнажения сотрясательным взрыванием время замедления последней ступени электродетонаторов короткозамедленного действия допускается увеличивать до 320 мс.

## **Организация и режим производства**

Для подготовки и проведения сотрясательного взрывания приказом назначаются руководители в выработке и с поверхности шахты. Руководство подготовкой и проведением взрывания в забое должны осуществлять инженерно-технические работники участка, на котором проводятся работы.

Для каждого забоя должна быть составлена Инструкция по сотрясательному взрыванию в забое, устанавливающая порядок и технологию выполнения в конкретных горно-геологических условиях выработки, а также меры безопасности, направленные на защиту людей от последствий выброса. Паспорт БВР – составная часть этой Инструкции. С паспортом БВР и с Инструкцией должны быть ознакомлены (под роспись) лица технического надзора и рабочие соответствующих участков.

Порядок проведения сотрясательного взрывания и лица, ответственные за его выполнение, также утверждаются приказом по шахте. В случае производства работ

специализированными шахтостроительными организациями такой порядок устанавливается совместным приказом шахтостроительного управления и эксплуатационной шахты.

Сотрясательное взрывание допускается производить только в специально выделенные междусменные перерывы, продолжительность которых определяется хронометражными наблюдениями, или в смены при отсутствии людей в опасной зоне. Данные о времени и месте в виде объявления должны выставляться не позже чем за смену до начала взрывания на специальной доске объявлений в ламповой и у стволов (шурфов), по которым производится спуск и подъем людей.

Необходимо вести “Журнал проведения сотрясательного взрывания на шахте”, утверждаемый руководителем взрывания с поверхности.

При проведении взрывания устанавливают опасную зону, в которую включают выработки, расположенные по ходу движения исходящей вентиляционной струи от места взрывания, а также выработки с поступающей свежей струей воздуха от забоя до места укрытия мастера-взрывника. Перед началом заряжания шпуров в выработках, расположенных в пределах опасной зоны, электроэнергия должна быть отключена. Включение допускается только после проверки содержания метана в атмосфере выработки после взрывания.

Люди, не связанные со взрывными работами, должны находиться на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 1000 м от места слияния исходящей от взрывающегося забоя струи воздуха со свежей, считая против направления ее движения.

Не допускается отключение вентиляторов местного проветривания, а также приборов автоматического контроля содержания метана и датчиков, используемых для контроля выбросоопасных зон угольных пластов. В забоях выработок, в которых нельзя отключить электроэнергию до начала заряжания шпуров (в связи с их возможным затоплением), обесточивание необходимо выполнить перед началом монтажа взрывной сети. В угольных и смешанных забоях выработок, проводимых по выбросоопасным угольным пластам, при взрывании зарядов по углю или по углю и породе одновременно, а также по породе без опережающей выемки, расстояние до укрытия мастера-взрывника должно быть не менее 600 м от забоя, но не ближе 200 м от места слияния исходящей струи воздуха со свежей.

При взрывании зарядов по породе в забоях, где произведена опережающая выемка выбросоопасного угольного пласта, расстояние до места укрытия мастера-взрывника должно быть не менее 200 м от места слияния исходящей из взрывающегося забоя струи воздуха со свежей струей.

Сотрясательное взрывание при вскрытии пластов производится с места нахождения людей, не связанных с взрывными работами, т. е. с 1000 м, а при вскрытии особовыбросоопасных пластов – с поверхности при полном отсутствии людей в шахте.

Места укрытия, из которых производится взрывание при вскрытии выбросоопасных и угрожаемых угольных пластов при углубке вертикальных стволов с действующих горизонтов, должны находиться: на участке пересечения пласта – на поверхности в 50 м от ствола, на участке приближения и удаления – на действующем горизонте, но не ближе 200 м от углубляемого ствола при условии обеспечения изолированного отвода исходящей струи воздуха. При невозможности выполнения указанных условий, взрывать надо с поверхности.

Взрывать должен мастер-взрывник в присутствии лица технического надзора по должности не ниже заместителя начальника участка. Мастера-взрывники и лица технического надзора снабжаются индивидуальными светильниками со встроенными датчиками метана и изолирующими самоспасателями.

Взрывание должно производиться от стационарного взрывного пункта, размещенного в месте укрытия мастера-взрывника и представляющего собой закрытый на ключ металлический ящик, в который введена взрывная магистраль. К забоям вскрываемых, подготовительных и очистных выработок прокладывают постоянные взрывные магистрали из специальных кабелей, допущенных Госнадзорохрантруда Украины для производства взрывных работ. Их прокладывают на стороне выработки, свободной от силовых, телефонных и других кабелей или на расстоянии не менее 0,3 м от них.

После взрывания осмотр выработки разрешает руководитель с поверхности после получения им сведений о содержании метана в забое, но не ранее чем через 30 мин после взрыва, и содержании метана менее 2%. Осмотр выполняют лица технического надзора и мастер-взрывник. Лицо технического надзора, измеряющее содержание метана при продвижении к забою для осмотра

его после взрывания, должно находиться на расстоянии 3 м впереди мастера-взрывника. При обнаружении концентрации метана 2% и более они обязаны возвратиться в выработку со свежей струей воздуха.

На случай возможного выброса угля (породы) и газа, руководителем шахты заблаговременно должны быть утверждены мероприятия по разгазированию выработки.

В случае отказа зарядов, ликвидация их должна производиться с выполнением требований, предъявляемых к ликвидации отказов и к сотрясательному взрыванию.

Все служебные разговоры обязан фиксировать руководитель сотрясательного взрывания с поверхности на магнитофонную ленту, которую хранят не менее трех суток.

### Технология производства

В зависимости от назначения, области и условий эффективности применения сотрясательное взрывание можно условно разделить на пять видов (табл. 2), каждый из которых характеризуется специфическими параметрами ведения взрывных работ.

Таблица 2. Виды сотрясательного взрывания и их назначение

| Вид (область)  | Назначение  |
|--|---|
| Вскрытие выбросоопасных пластов  | Отбойка породы и угля в зонах приближения, пересечения и удаления   |
| Угольные и смешанные забои подготовительных и очистных выработок, проводимых по выбросоопасным пластам               | Полная отбойка угля или угля и породы в заданном сечении выработок, снижение интенсивности и частоты выбросов угля и газа |
| Забои выработок, проводимые по выбросоопасным породам  | Отбойка породы в заданном сечении выработок   |
| Торпедирование (гидровзрывная обработка) призабойной части угольного пласта в подготовительных и очистных выработках | Предотвращение выбросов угля и газа   |
| Передовое (внепластовое) торпедирование вмещающих пород на выемочных участках впереди очистных забоев                | Предотвращение или снижение интенсивности и частоты выбросов угля и газа  |

**Вскрытие выбросоопасных пластов сотрясательным взрыванием.** Под *вскрытием пластов* понимается комплекс работ, связанных с приближением к ним забоя вскрывающей выработки, их обнажением, пересечением и удалением от пластов.

При вскрытии крутых пластов участком приближения следует считать участком вскрывающей выработки с 4 до 2 м перед вскрываемым пластом, а участком удаления – с 2 до 4 м за пластом (рис. 20, а).

При вскрытии пологих и наклонных угольных пластов участком приближения следует считать участок вскрывающей выработки с 4 до 1 м перед вскрытием пласта и участок удаления – с 1 до 4 м за пластом (рис. 20, б). Все расстояния следует принимать по нормали к пластам.

Вскрытие угольных пластов сотрясательным взрыванием, кроме мощных крутых допускается производить полным проектным сечением выработки.

Режим сотрясательного взрывания в забое вводится с расстояния не менее 4 м и отменяется после удаления забоя выработки на расстояние не менее 4 м по нормали от пласта.

Обнажение и пересечение пластов при помощи буровзрывных работ проводят при породной пробке между забоем выработки и крутым пластом (пропластком) не менее 2 м, а для пологих и наклонных – не менее 1 м по нормали к пласту.

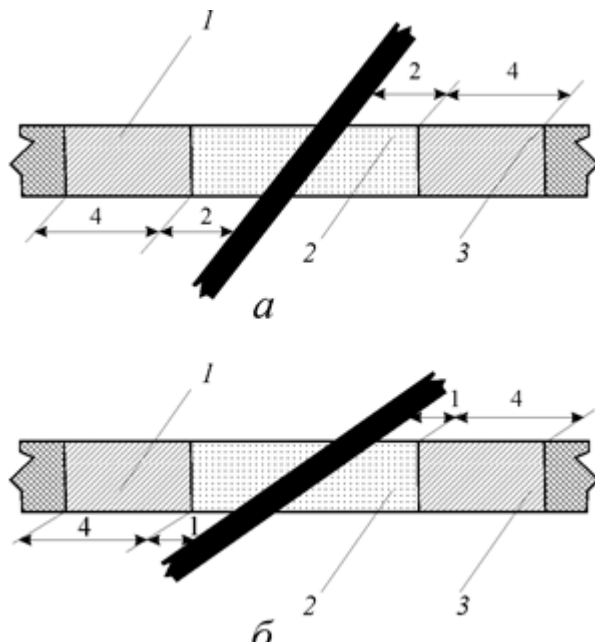


Рис.20 Схемы вскрытия пластов квершлагами

Для вскрытия крутого пласта за одно взрывание необходимо (рис. 21):

использовать двухъярусные (рассредоточенные) заряды;

применять двойной клиновой вруб, при этом шпуры первого (вспомогательного) ряда бурят до пласта, а шпуры второго (основного) – за пласт на 0,4...0,5 м; заряд ВВ во вспомогательных шпурах взрывного вруба принимают 0,9...1,2, а в основных шпурах – 1,5...3 кг;

располагать заряды ВВ отбойных и оконтуривающих шпуров как в породной подрывке, так и в угольном массиве (во вскрываемом пласте);

перебуривать породы, располагаемые за пластом, на расстояние 0,4...0,5 м;

в шпурах с рассредоточенными зарядами замедление в донном заряде (2-й ряд) должно быть больше, чем в первом от устья заряде (1-й ряд) на 30...45 мс (по номиналу);

при использовании допущенных для соответствующих условий ВВ III и IV класса длины забойки между рассредоточенными зарядами должны быть не менее 0,75 м, а масса первого от устья шпурового заряда – не более 1,2 кг; при использовании ВВ II класса соответственно не менее 1 м не более 1 кг.

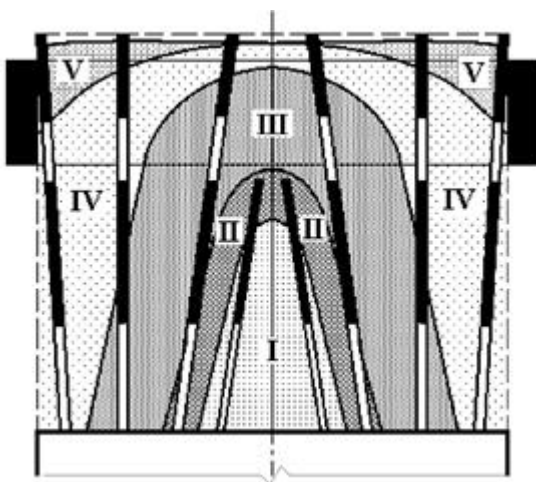


Рис. 21 Схема расположения шпуров и зарядов при вскрытии пласта

**Проведение выработок и ведение очистных работ по выбросоопасным угольным пластам.** Проведение подготовительных выработок сотрясательным взрыванием на пластах пологого и наклонного падения может осуществляться по двум схемам: с опережающей отбойкой угля или одновременной отбойкой угля и породы. В местах геологических нарушений взрывание по углю и породе должно производиться одновременно.

З а п р е щ а е т с я применять ручные ударные инструменты для оформления забоя после сотрясательного взрывания.

При сотрясательном взрывании в угольных забоях подготовительных выработок на пластах пологого падения количество шпуров по углю определяют по формуле

$$N_y = \left( \frac{B_y + 0,5}{0,6} + 1 \right) k_{ш}, \quad (1)$$

где  $B_y$  – ширина угольного забоя в сечении штрека, м;

0,6 м – минимально допустимое расстояние между шпуровыми зарядами;

$k_{ш}$  – коэффициент расположения шпуров, определяющий количество рядов по мощности пласта.

Мощность

|                   |             |             |             |              |
|-------------------|-------------|-------------|-------------|--------------|
| пласта,<br>м..... | 0,40...0,75 | 0,76...1,20 | 1,21...1,80 | 1,81 и более |
|-------------------|-------------|-------------|-------------|--------------|

|               |   |   |   |   |
|---------------|---|---|---|---|
| $k_{ш}$ ..... | 1 | 2 | 3 | 4 |
|---------------|---|---|---|---|

Общий расход ВВ на заходку, кг

$$Q_{зах} = \frac{N_y l_{ш} \gamma}{2}, \quad (2)$$

где  $l_{ш}$  – глубина шпуров для сотрясательного взрывания, м;

$\gamma$  – масса 1 м заряда шпура по углю (принимается равной для порошкообразных аммонитов 1,1...1,2 кг/м).

При сотрясательном взрывании по породе в подготовительных выработках и в очистных забоях порядок расчета параметров паспорта БВР такой же, как и при обычном взрывании, но при более высоком удельном расходе ВВ его следует принимать на основании практических данных или расчетным способом по эмпирическим формулам.

При одновременном взрывании по углю и породе в этих же условиях удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>, для породной части забоя может рассчитываться по следующей формуле

$$q_{п} = 0,7 + 0,12 f_{п} + 0,1 l_{ш} - 0,02 S_{п}, \quad (3)$$

где  $S_{п}$  – площадь поперечного сечения породного забоя, м<sup>2</sup>;

$f_{п}$  – крепость породы по Протоdjяконову.

В угольных и смешанных забоях подготовительных выработок, проводимых на крутых пластах по углю или по углю и породе, удельный расход ВВ рекомендуется уменьшить примерно на 20% по сравнению с расчетными данными по формуле (11.3). Удельный расход в забоях очистных выработок также целесообразно определять на основании данных практики или расчетным способом.

Для условий применения ВВ класса IV в нишах и лавах

$$q_{н} = 0,7 + 0,1 f_y + 0,01 l_{ш} - 0,01 S_y, \quad (4)$$

где  $S_y$  – площадь поперечного сечения угольного забоя, м<sup>2</sup>;

$f_y$  – крепость угля по шкале Протоdjяконова.

Для обеспечения эффективности взрывных работ глубина шпуров должна быть на 0,5 м больше подвигания забоя лавы за цикл (длины заходки).

Применение веерных врубов считается целесообразным в первую очередь в угольных забоях, проводимых на устойчивых пластах мощностью до 0,7 м. На пластах мощностью 0,8 м и более, представленных некрепкими углями, рациональны призматические врубы.

**Проведение выработок по выбросоопасным породам.** Выбросоопасные песчаники по прочностным свойствам относятся к крепким породам с коэффициентом крепости по шкале Протоdjяконова равным 7...10 или больше.

Экспериментально установлено, что выбросы песчаника могут произойти только из тех частей забоя, где имеется избыточное давление газа (более 0,02 МПа). Эта особенность выбросоопасных песчаников положена в основу принятой технологии проведения выработок буровзрывным способом.

По выбросоопасным породам выработка проводится с опережающим забоем уменьшенного сечения (рис. 22). Взрывание шпуровых зарядов в обоих забоях выполняют одновременно (за один прием) с замедлением от проектного к уменьшенному сечению (шпуровые заряды в опережающем забое взрывают после взрыва зарядов в проектном).

Сечение опережающего забоя должно быть таким, чтобы отбитая взрывом порода основного забоя полностью перекрывала сечение опережающего забоя. Идея способа состоит в том, чтобы основной комплект шпуровых зарядов взорвать в дегазированном (до давления газа менее 0,02 МПа) массиве и одновременно локализовать возможный выброс в напряженном опережающем забое перемычкой взорванной горной массы.

В зонах высокой степени выбросоопасности рекомендуется в опережающем забое бурить не более 12 шпуров, располагая при этом оконтуривающие шпуры по эллиптическому как наиболее устойчивому контуру. В зонах невысокой и средней выбросоопасности бурение оконтуривающих шпуров в передовом забое по эллиптическому контуру не обязательно, причем количество их может быть увеличено до 21. Глубина шпуров должна быть 1,6...1,8 м. Удельный расход ВВ составит 0,8...1,5 кг/м<sup>3</sup> (предохранительных – на 25...30% больше).

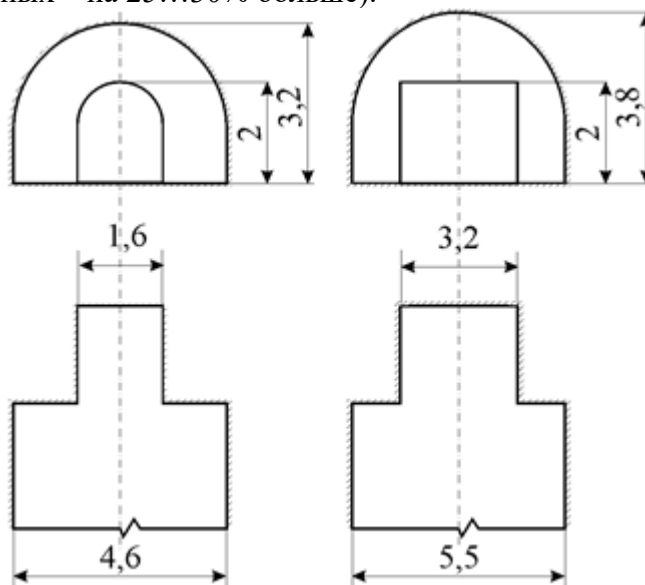


Рис.22 Схемы проведения выработок с опережающим забоем

Вокруг контура каждой выработки существует зона естественной разгрузки на глубине, не превышающей 0,6...0,8 м. Поэтому в забое проектного сечения шпуры располагают в один ряд на расстоянии не более 0,6 м от стенок опережающей полости. Если одного ряда недостаточно для доведения выработки до проектного сечения, взрывание шпуровых зарядов в отстающем забое необходимо произвести несколько раз, соблюдая изложенные выше требования к расположению шпуров.

### ***Специальные виды взрывных работ***

#### **Контурное взрывание**

Различают два метода взрывных работ при проведении горных выработок – обычное взрывание и контурное. *Обычное взрывание* получило чрезвычайно широкое распространение, несмотря на серьезные недостатки. Так, фактические контуры полостей выработок, как правило, не соответствуют проектным. Имеют место большие переборы и чрезмерные нарушения трещинами законтурного массива. Переборы породы являются причиной увеличения объемов работ по погрузке и транспортировке породы и забутовке закрепного пространства, а при монолитной бетонной крепи – больших перерасходов бетона. Фактический коэффициент излишка сечения (КИС) достигает 1,25...1,30 при нормативном 1,03...1,05.

Трещины, возникающие в законтурном массиве, оказывают отрицательное воздействие на горные породы. Естественная прочность и устойчивость их значительно снижаются. Учащаются случаи деформации крепи и перекрепления выработок, на что затрачивается много времени и



средств. В зависимости от типа и диаметра патронов ВВ, диаметра шпуров, прочностных показателей пород трещины распространяются в законтурный массив на глубину до 1,2...1,6 м в песчаниках и 1,6..2,2 – в сланцах.

Трещинообразование в законтурном массиве отрицательно влияет не только на прочность и устойчивость пород кровли и стенок горных выработок, но на безопасность работ, особенно в призабойном пространстве. Трещины также аккумулятор ядовитых газов, образующихся при взрывных работах.

Для большинства ВВ количество газов, выделяющихся при взрыве 1 кг ВВ, составляет 600...1000 дм<sup>3</sup>, в состав которых входит от 100 до 150 дм<sup>3</sup> ядовитых примесей в виде оксидов углерода, азота и др. При применении ВВ, содержащих нитроэфир, например, детонита М (10% нитроэфиров), в продуктах взрыва, кроме перечисленных, имеются не менее токсичные газы – пары нитроэфиров.

Ядовитые газы, образующиеся при взрывных работах и проникшие в трещины законтурного массива на значительную глубину, постепенно выделяются и в течение значительного времени содержатся в рудничной атмосфере в то время, когда забой считается проветренным и безопасным для персонала, выполняющего в призабойном пространстве работы по погрузке породы, возведению крепи, бурению шпуров. По этой причине нередко имели место случаи с признаками отравления проходчиков, жалующихся на тошноту и головные боли.

При проведении горных выработок с применением контурного взрывания недостатки, присущие обычному, исключаются.

*Контурное взрывание* – это технологический прием, заключающийся в установлении таких параметров зарядов и расположения оконтуривающих шпуров, при которых достигаются незначительные переборы породы и минимальное воздействие взрыва на законтурный массив. В результате воздействия создается сравнительно гладкая поверхность боков и кровли выработок и малая глубина нарушения законтурного массива, а полость приобретает правильную форму. Кроме того, повышаются устойчивость обнажений, безопасность работ и технико-экономические показатели.

Контурное взрывание впервые выполнили в Швеции при строительстве гидротехнических сооружений для получения выработок с ровными гладкими стенами. В качестве ВВ использовался динамит в патронах диаметром 32...36 мм. В оконтуривающих шпурах применяли полупатроны. Их разрезали вдоль на две половинки. Эти полупатроны привязывали с промежутками (длина равна длине полупатрона) к деревянным планкам. Чтобы ВВ детонировало, к планкам привязывали также детонирующий шнур. Заряды в шпурах помещали так, чтобы планка находилась со стороны массива, а ВВ было направлено в сторону полости. Расстояние между оконтуривающими шпурами было значительно меньше, чем между остальными. После взрывных работ получалась выработка с очень ровными стенками без трещин и достаточно устойчивая.

Для проведения горных выработок контурным взрыванием необходимо выполнять следующие мероприятия:

а) высокоточная реализация параметров, указанных в паспортах буровзрывных работ, т. е. надо точно размечать шпуры, а при бурении строго выдерживать углы наклона шпуров к поверхности забоя выработки;

б) уменьшение в 2...4 раза против обычной энергии взрыва в оконтуривающих шпурах. Последнее достигается применением патронов ВВ уменьшенного диаметра (в случае аммонитов Т-19, ПЖВ-20, АП-5-ЖВ – патроны диаметром 27...28 мм, детонита М – 21...22 мм) или же использованием патронов ВВ малой мощности (угленита Э-6) диаметром 36 мм;

в) применение особого метода расчета параметров зарядов и расположения шпуров.

В качестве исходных данных для разработки паспорта буровзрывных работ на контурное взрывание можно использовать действующий паспорт для обычного метода ведения буровзрывных работ для этой выработки с внесением в него скорректированных данных для шпуров контурного и предконтурного рядов. Массы, кг, шпуровых зарядов контурного  $q_{ш.к}$  и предконтурного  $q_{ш.пк}$  рядов следует подсчитывать по формулам

$$q_{ш.к} = l_{ш} k_{зап.к} \gamma_k,$$

$$q_{ш.пк} = l_{ш} k_{зап.пк} \gamma_{пк},$$

где  $k_{зап.к} = 0,6...0,7$  – коэффициент заполнения шпура контурного ряда;

$k_{\text{зап.пк}} = 0,4 \dots 0,6$  – коэффициент заполнения шпура предконтурного ряда;

$\gamma_{\text{к}}$  и  $\gamma_{\text{пк}}$  – масса, кг, 1 м заряда ВВ в оконтуривающих и предконтурных шпурах,

$$\gamma_{\text{к}} = \frac{\pi d_{\text{к}}^2}{4} \Delta_{\text{ВВ}},$$

$$\gamma_{\text{пк}} = \frac{\pi d_{\text{пк}}^2}{4} \Delta_{\text{ВВ}},$$

$d_{\text{к}}$  – диаметр патронов ВВ в шпурах контурного ряда (принимается при применении аммонитов 27...28 мм, детонита М – 21...22 мм);

$d_{\text{пк}}$  – диаметр патронов ВВ в шпурах предконтурного ряда (36 мм или 32 мм).

Подсчитанные массы зарядов шпуров контурного и предконтурного рядов уточняются округлением до целого количества патронов в шпуре. Глубина шпуров при переходе на контурное взрывание остается равной глубине, принятой в данной выработке при обычном взрывании.

Расстояния, м, между контурными  $a_{\text{к}}$  и предконтурными  $a_{\text{пк}}$  шпурами (рис. 23), также ЛНС, м, для этих шпуров  $W_{\text{к}}$  и  $W_{\text{пк}}$  следует подсчитывать по формулам:

$$a_{\text{к}} = \sqrt{\frac{\kappa_{\text{зап.к}} \gamma_{\text{к}} m}{q_{\text{к}}}}, \quad W_{\text{к}} = \sqrt{\frac{\kappa_{\text{зап.к}} \gamma_{\text{к}}}{q_{\text{к}} m}},$$
$$a_{\text{пк}} = \sqrt{\frac{\kappa_{\text{зап.пк}} \gamma_{\text{пк}} m}{q_{\text{пк}}}}, \quad W_{\text{пк}} = \sqrt{\frac{\kappa_{\text{зап.пк}} \gamma_{\text{пк}}}{q_{\text{пк}} m}},$$

где  $m$  – коэффициент сближения зарядов при слоистых породах в выработках, проводимых по простиранию ( $m = 0,8$  у стенок выработки и  $m = 1 \dots 1,2$  у кровли);

$q_{\text{к}}$  и  $q_{\text{пк}}$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>, для зоны контурных и предконтурных шпуров

$$q_{\text{к}} = 0,15 \sqrt{f} \left( \sqrt{0,2f} + \frac{1}{B_{\text{к}}} \right) e^{-1k},$$

$$q_{\text{пк}} = 0,15 \sqrt{f} \left( \sqrt{0,2f} + \frac{1}{B_{\text{пк}}} \right) e^{-1k},$$

где  $B_{\text{к}}$  и  $B_{\text{пк}}$  – длины линий, м, по которым расположены оконтуривающие и предконтурные шпуры.

Перед началом работ по проведению выработки контурным взрыванием должен быть разработан и скорректирован паспорт буровзрывных работ.

При участии научных сотрудников кафедры “Строительства шахт и подземных сооружений” Донецкого политехнического института было проведено несколько десятков тысяч метров выработок на шахтах крутого падения (№5 им. В.И. Ленина, им. Карла Маркса, “Кочегарка”, “Комсомолец”, “Северная”, “Александр - Запад”, “Кондратьевская - Западная” и др.) и пологого (“Чайкино – Глубокая №1”, “Пролетарская Глубокая”, “Октябрьский рудник”) с применением метода контурного взрывания.

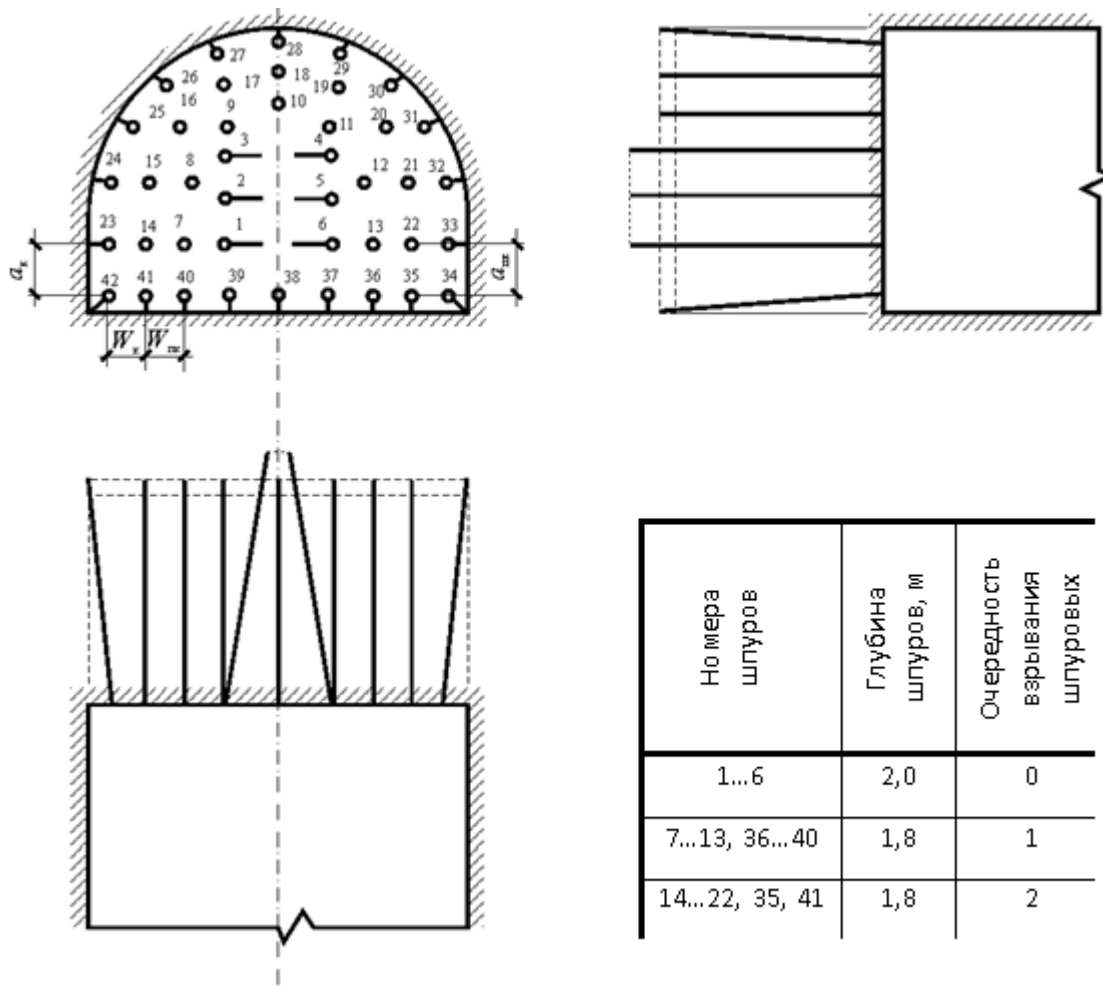


Рис.23 Схема для определения расстояния между оконтуривающими и предконтурными шпурами

Опыт свидетельствует, что в ряде случаев требуется увеличение количества шпуров по забою. Кажется, что некоторое возрастание объема работ по бурению шпуров вызовет рост продолжительности проходческого цикла в целом. Однако это не так. Например, внедрение контурного взрывания на шахтах треста “Горловскуглестрой” свидетельствует, что темпы проведения выработок в среднем возросли на 10...15%, в забоях переборы породы сведены к минимуму, почти исчез непроизводительный вид работ по оборке кровли и боков выработок от отслаивающихся кусков породы, отсутствовал травматизм, так как порода не отслаивалась, выработки не имели нарушений крепи и не перекреплялись, снизились затраты на эксплуатацию.

Появилась возможность отказаться от тяжелых крепей из монолитного бетона и металлических арок, а вместо них применить набрызг-бетон и анкерную крепь.

На шахте им. Румянцева при проведении выработок контурным взрыванием околоствольного двора на горизонте 700 м был установлен всесоюзный рекорд: за месяц проведено 2530 м<sup>3</sup> горной выработки в свету. На шахте “Пролетарская Глубокая”, чтобы ускорить подготовку новых добычных участков, было решено пластовые выработки, северный уклон и ходок северного уклона по пласту I<sub>8</sub> Софиевский проводить скоростными методами. В кровле и почве пласта залежали глинистые сланцы. Первоначально выработки проводили обычным взрыванием с использованием аммонита ПЖВ-20 в патронах диаметром 36 мм. В сутки выполнялся один проходческий цикл. При глубине шпуров 2,8 м обеспечивалось подвигание забоя на 2,5 м. Такая скорость была явно недостаточной. Попытка увеличить глубины шпуров не привели к увеличению скорости проходки из-за значительных нарушений взрывными работами пород кровли выработок и плохой их устойчивости.

Применение контурного взрывания практически ликвидировало процессы трещинообразования в законтурном массиве, устойчивость которого резко возросла. Это позволило увеличить глубину шпуров до 4 м, а подвигание забоя – до 3,6 м при той же продолжительности

проходческого цикла и том же количественном составе проходческой бригады. Скорости проведения северного уклона и ходка северного уклона возросли с 70...80 до 110...120 м в месяц.

Контурное взрывание рекомендуется при проведении всех типов горных выработок: горизонтальных, наклонных и вертикальных, полевых и пластовых, капитальных и подготовительных.

Наряду с описанным, известно *контурное взрывание с предварительным оконтуриванием*. Его применяют в породах с коэффициентом крепости  $f < 4$ . По проектному контуру выработки бурят шпуры (скважины диаметром до 100 мм – на открытых работах) и заряжают их через один. Расстояние между рабочими и холостыми шпурами и заряд должны обеспечивать щель (тонкую трещину) между шпурами. В данном случае это расстояние должно быть в 3...4 раза больше, чем между шпурами щелевого вруба, т. е. расстояние между соседними скважинами или шпурами принимают равным четырем – шести их диаметрам. На остальной площади забоя выработки располагают шпуры и заряды обычного диаметра. Оконтуривающие шпуры взрывают в первую очередь. Продукты взрыва, действуя на породу (хотя и слабую, но находящуюся в условиях многоосного сжатия), не вызывают в ней сильных нарушений, но прорезают между шпурами (скважинами) тонкую щель. Эта щель является экраном, препятствующим прохождению в законтурный массив ударных волн и напряжений, возникающих при взрыве основных шпуровых зарядов. Оконтуривающие шпуровые заряды должны быть взорваны не менее чем за 100 мс до взрыва первой серии основных зарядов. В подземных выработках данный метод применяют редко.

### Пластовое и внепластовое торпедирование

*Торпедирование* – взрывные работы скважинным методом в целях увеличения трещиноватости горного массива, чтобы предотвратить внезапные выбросы угля и газа. Осуществляют в режиме сотрясательного взрывания.

**Торпедирование угольного массива.** Торпедирование как способ борьбы с внезапными выбросами угля и газа применяется на пологих, тонких и средней мощности пластах. Выполняется как с предварительным нагнетанием воды в пласт, так и без него.

Параметры торпедирования: диаметр скважин 45...60 мм; длина скважин  $L = 8...13,5$  м, расстояние между ними 2...2,5 м.

Массу заряда, кг, в скважине определяют по формуле

$$Q = \gamma(L - l_3),$$

где  $l_3$  – общая длина забойки, м (принимают  $l_3=3,5$  м, если  $L = 8...8,5$  м;  $l_3=4$  м, если  $L = 8,5...9$  м и  $l_3=5$  м, если  $L \geq 10$  м);

$\gamma$  – масса 1 м заряда, кг.

Неснижаемое опережение забоя скважинами должна быть не менее 2 м. Необходимо, чтобы скважины, расположенные в кутках забоя, выходили за контур выработки не менее чем на 2 м.

Скважины для пластового торпедирования бурят с наклоном 4...7°, что обеспечивает заполнение их водой. Время от заливки скважин водой до инициирования зарядов ВВ не должно превышать 45 мин. В качестве ВМ используют ВВ класса II (скальный аммонал №1), детонирующие шнуры (ДШ) и электродетонаторы мгновенного действия.

Применяют сплошной монозаряд. Его изготавливают в выработке в специально отведенном месте. Патроны ВВ укладывают в один ряд торец к торцу, вплотную друг к другу. Вдоль патронов по длине заряда прокладывают две нити детонирующего шнура, а если заряд более 3 кг – дополнительно пеньковую веревку. Патроны ВВ вместе со шнуром и веревкой обвязывают шпагатом или помещают в специальный рукав шириной 60 мм (в сложенном виде), сшитый из суровой бязи. Заряды инициируют двумя последовательно расположенными патронами-боевиками. Соединение ЭД в одном заряде параллельное, а подсоединение во взрывную сеть – последовательное.

Скважины диаметром 55...60 мм заряжают составными свинченными металлическими досыльниками (забойниками), изготовленные из стального прута диаметром 10 мм, имеющим вилку на конце для захвата петли веревки, на которой монтируется заряд ВВ при досылке его в скважину. Скважины диаметром 45 мм – с помощью свинчивающихся деревянных забойников, когда вода нагнетена. После заряжания устья всех скважин герметизируют на глубину 0,2 м песчаноглинистой забойкой, в которой оставляют отверстие диаметром 10...15 мм для заливки водой. Зарядов взрывают за один прием, их количество не должно превышать 10.

**Передовое торпедирование.** Для предотвращения внезапных выбросов угля и газа, снижения интенсивности оседания труднообрушаемых пород основной кровли в очистных забоях и в ряде других случаев нередко возникает необходимость взрывания скважинных зарядов, масса которых достигает несколько сотен килограмм (рис. 24, а).

Параметры скважинного метода взрывания при передовом торпедировании: диаметр скважины – 76...112 мм, длина скважин – 30...110 м и более, диаметр монозаряда – 55...70 мм, длина монозаряда – 10...55 мм и более, масса заряда в скважине – 50...210 кг и более.

Схема заряжания, принятая в шахтах Донбасса, состоит в следующем. Из патронов ВВ изготавливают монозаряд диаметром на 20...25 мм меньше диаметра скважины. Для этого патроны помещают в полиэтиленовый рукав (через карманы) вплотную друг к другу. Монозаряд закрепляют к металлическому тросу, переброшенного через блок стопорного элемента, размещенного у забоя скважины. Этим тросом его с помощью пневматической лебедки затягивают в скважину до проектной отметки.

Передовое торпедирование – сложная и весьма опасная операция. Взрывание в шахтах, опасных по газу и пыли, скважинных зарядов большой массы требует применения специальных технических средств и мероприятий по предупреждению воспламенения пылеметановоздушных смесей. В связи с тем, что взрывание скважинных зарядов производится в глубине монолитного нетрещиноватого массива, воздействие источников высокой температуры, сопровождающих детонацию ВВ, на шахтную атмосферу возможно только со стороны устья скважины. В этих условиях особое значение приобретает забойка, размещаемая в свободной от заряда части скважины. Для охлаждения продуктов детонации, различного рода раскаленных частиц, выбрасываемых из устья, наиболее эффективный по теплофизическим свойствам забоечный материал – вода. Поэтому на первом этапе применялась гидрозабойка. В этих целях одновременно с монозарядом в скважину затягивалась специальная полиэтиленовая ампула (шланг), которая затем заполнялась водой. Устье скважины герметизировалось с помощью глиняной пробки или гидрозатвора. Однако конструкция забойки обладала низкой взрывозащитной эффективностью из-за того, что полиэтиленовые ампулы разрывались (при заряжании или заполнении) и вода вытекала из скважин, или из-за простого незаполнения ампул водой на всю их длину. Технология заряжания и взрывания скважинных зарядов характеризовалась повышенной опасностью возникновения аварий, связанных со взрывами и пожарами в шахтах. Об этом свидетельствуют случаи воспламенения пылегазовоздушных смесей, происшедших при взрыве скважинных зарядов аммонита Т-19 на шахте “Молодогвардейская” ПО “Краснодонуголь” и ш/у “Донбасс” ПО “Донецкуголь”. В выработках со свежей струей воздуха, с которых бурились скважины, обнаруживались следы воздействия высокотемпературных продуктов взрыва (оплавленный телефонный кабель, обугленная деревянная крепь, обгоревшие вентиляционные трубы), “коксык” на крепи, свидетельствующий о взрыве угольной пыли, а также открытое пламя (оранжевого цвета) у устья скважины.

Возникновение аварийных ситуаций обуславливается выбросом в горные выработки продуктов детонации, содержащих 25...35 м<sup>3</sup> горючих газов (11...13% общего объема), в которых присутствуют в основном водород, оксид углерода и метан. В результате происходит свободное горение газов в выработке, что само по себе представляет значительную опасность для людей и как источник возможного пожара, а также чревато воспламенением метано- и пылевоздушной смесей.

К тому же наличие полиэтиленовой пленочной оболочки вокруг заряда ВВ и стального троса в скважине значительно увеличивает размеры пламени и дальность разлета искр. Кроме того, при взрыве значительных масс ВВ в призабойном пространстве выработки формируется ударная волна и выбрасываются продукты взрыва, что приводит к повреждению крепи и оборудования.

Комплексное решение этой было достигнуто за счет взрывания скважинных зарядов в режиме полного камуфлета, т. е. взрывания без выброса забойки из скважины в выработку, из которой она пробурена.

Камуфлетное взрывание было обеспечено за счет применения сыпучей забойки ВМК-1, представляющей собой увлажненную смесь гранулированного карбамида и порошкового хлорида калия в соотношении 3:1. Забойка ВМК-1 подается в скважину сжатым воздухом по гибкому зарядному трубопроводу с внутренним диаметром 25...32 мм с помощью порционного зарядчика ЗМК-1 (рис. 24, б). Она способна удерживаться в скважине большого диаметра (до 112 мм), в том числе восстающих (с углом восстания до 60°), без применения дополнительных герметизирующих средств (рис. 24, в).

После взрывания заряда такая забойка уплотняется (особенно средняя ее часть) до монолитного состояния и благодаря этому не выбрасывается из скважины. Продукты взрыва постепенно истекают из камуфлетной полости через трещины в массиве и через пористую забойку, и уже через 30...40 мин избыточное давление в скважине отсутствует (установлено теоретически и подтверждено экспериментально путем искусственного вымывания забойки и выдергивания стального троса после взрывания).

Для случая взрывания аммонита 6ЖВ или Т-19 в скважинах длиной 30...110 м с забойкой ВМК-1 длиной 15...45 м при соотношении между диаметрами заряда этих ВВ и скважины ( $d_{зар}/d_{скв}$ ) равных 55:76, 65:93, 70:105 и 70:112 можно пользоваться для определения длины забойки, при которой достигается камуфлет, следующей эмпирической формулой

$$l_{з.кам} = 1,27l_{зар}(d_{зар}/d_{скв})^2$$

Подчеркнем, что, кроме запирающей эффективности, забойка ВМК-1 обладает высокими теплофизическими и флегматизирующими свойствами. Поэтому даже в случае выбрасывания из скважины (в результате нарушения параметров взрывания), она способна надежно предотвратить воспламенение пылегазовоздушных смесей. Вместе с тем, для безопасного взрывания скважинных зарядов требуется выполнять ряд дополнительных требований ЕПБ в соответствии с инструкцией по передовому торпедированию.

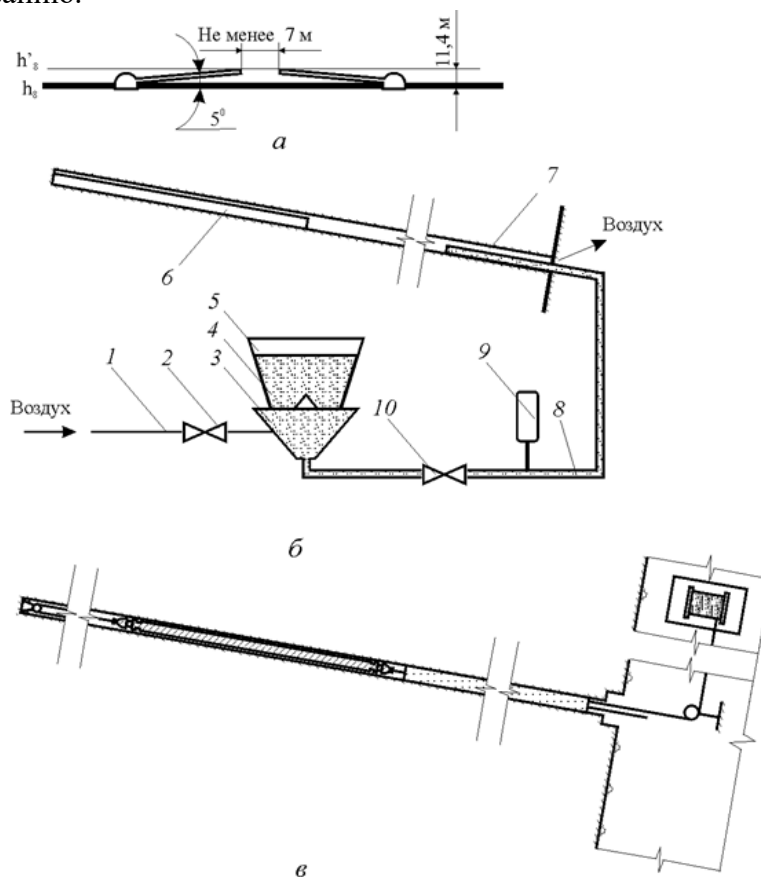


Рис.24 Схема зарядания скважин при передовом торпедировании

## **Особенности выполнения взрывных работ в искусственно замороженных породах и в зацементированной зоне**

Строительство горных выработок в сложных горно-геологических условиях ведется специальными способами. В частности, в рыхлых, неустойчивых, водонасыщенных породах (пльвунах) применяют искусственное замораживание горных пород, а в крепких, сильнопористых и трещиноватых породах с большими притоками воды предварительно заполняют поры материалом, способным затвердевать в присутствии воды и перекрывать ее движение вокруг выработки, например, цементируют.

В связи с опасностью нарушения защитного ледопородного или зацементированного цилиндра (ограждения), а также замораживающих колонок, выемку породы взрывным способом в этих зонах следует производить с соблюдением следующих предосторожностей:

расход ВВ на 1 м<sup>3</sup> породы – 0,3...0,5 кг;

опасную зону проходить короткими заходками с применением шпуров глубиной 1...1,5 м;

расстояние окружности расположения оконтуривающих шпуров от стенок ствола – не менее 0,3 м, а от замораживающих колонок – не менее 1,1...1,2 м;

в качестве предохранительной среды (если она необходима) применять только аэрозольные порошковые завесы

### *Особенности принудительного обрушения кровли в очистных забоях взрыванием шпуровых зарядов*

В шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрыву пыли, принудительное обрушение кровли в очистных забоях взрыванием шпуровых зарядов разрешается производить при строгом выполнении специальных мероприятий. Этот способ применяют в лавах, имеющих в кровле пласта труднообрушаемые породы мощностью 3...6 м. Надо помнить, что это очень опасная, с позиции возможного воспламенения взрывоопасных смесей, операция – в выработанном пространстве практически всегда есть метан!

Основные мероприятия:

шпуры бурят в кровле пласта со стороны забоя лавы под углом 60...65° к горизонтальной плоскости в один или два параллельных забоя лавы ряда.

Расстояние между шпурами в ряду следует принимать кратным интервалу между стойками крепи по длине лавы в пределах 0,9...2 м, расстояние между рядами шпуров – кратным шагу посадки кровли в пределах 1...4 м;

посадочную крепь передвигают только после завершения бурения шпуров. Однако в выработанном пространстве оставляют специально установленные стойки, чтобы предотвратить деформацию шпуров и зарядов. Расстояние от устья шпуров до вновь установленного ряда посадочной крепи должно быть равно половине мощности пласта;

если принудительное обрушение кровли производится отдельными участками по длине лавы (в несколько приемов), то взрывные работы выполняют только снизу вверх (участки разделяются органной крепью);

при взрывании по породе крепостью до 6 надо применять ВВ класса V, а при большей крепости пород – класса IV;

расстояние от шпуров до ближайших заколов и трещи должно быть не менее 0,3 м;

работы следует производить в режиме сотрясательного взрывания;

необходимо создавать предохранительную среду, а также применять гидрозабойку, причем одну ампулу целесообразно разместить у дна шпура, а вторую – со стороны устья (донно-устьевая забойка)

### *Дополнительные способы и средства обеспечения безопасности взрывных работ в шахтах, опасных по газу или пыли*

Существующий комплекс мероприятий по предупреждению воспламенения горючих смесей включает в себя как способы и средства снижения концентрации газа и пыли до

взрывобезопасных пределов, так способы и средства, направленные на устранение условий возникновения источников высокой температуры.

Основным направлением обеспечения безопасности взрывных работ в шахтах, опасных по газу или пыли, является применение предохранительных взрывчатых веществ и электродетонаторов, а также короткозамедленного взрывания. Однако специфика горных работ не в состоянии исключить образование взрывоопасной среды и появление источников ее воспламенения. Поэтому абсолютная безопасность взрывных работ в опасных условиях шахт обеспечивается только в сочетании с дополнительной системой мероприятий взрывозащиты. Такая система способна подавить (локализовать) в начальной стадии развития уже начавшееся воспламенение пыле- или метановоздушной смеси и, тем самым, предупредить развитие взрыва по сети горных выработок с катастрофическими последствиями. Она включает в себя обязательную изоляцию шпура во время взрыва (забойка), снижение взрывоопасности призабойного пространства (осланцевание, орошение) и создание предохранительной среды (завесы), предупреждающей и в призабойном пространстве локализующей взрывы (вспышки).

**Забойка шпуров.** В перечне условий, обеспечивающих высокую степень безопасности взрывных работ в шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрывам пыли, одним из наиболее существенных является обязательное применение доброкачественной, тщательно выполненной забойки.

Забойка шпуров – это негорючий материал, размещенный в свободной от заряда ВВ части шпура и обеспечивающий его замкнутость. Запрещается в качестве забойки применять горючие материалы, так как, загораясь или накаляясь в шпуре, они могут повлечь за собой воспламенение метана и угольной пыли после выбрасывания в выработку, что особенно опасно в случае выгорания ВВ в шпурах.

Применяется забойка (рис. 25): из пластичных и сыпучих зернистых материалов, гидрозабойка и ингибиторная.

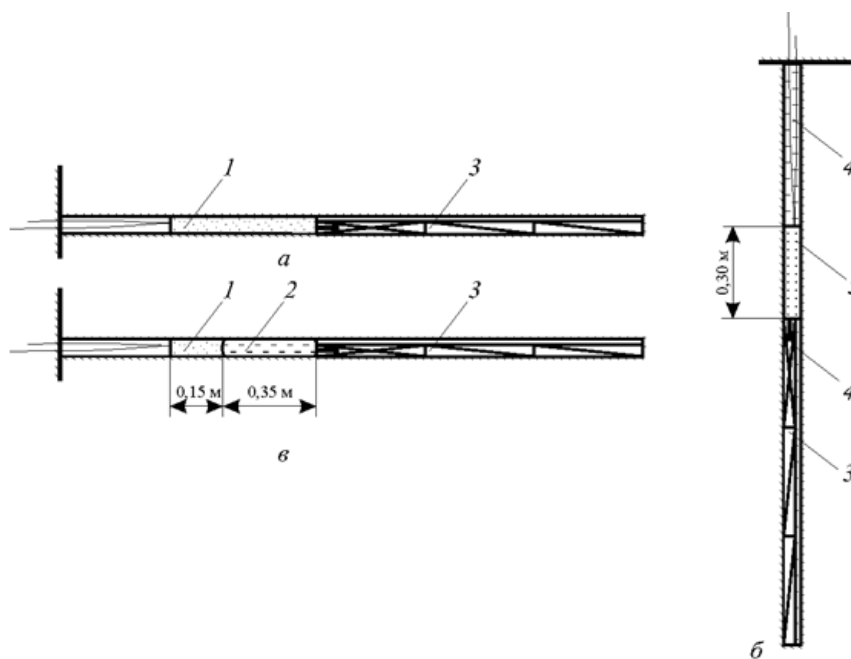


Рис.25 Конструкция шпурового заряда и забойки

*Из пластичных материалов наиболее эффективна песчано-глинистая смесь, состоящая из одной части жирной глины и трех частей крупнозернистого песка при влажности 14...15% (рис. 25, а). Применяется в виде пластичных «пыжей» диаметром 32...36 и длиной 100...150 мм, которые в шпуре (у заряда ВВ) раздавливаются при зарядании на полное его сечение. Как самостоятельный вид ее допускается применять только в пластовых выработках, в которых отсутствует выделение метана и взрывчатая угольная пыль, а также в полевых выработках независимо от метановыделения.*



Забойка из сыпучих материалов (песка или гранулированного шлака) подается в шпур с помощью специальных зарядчиков или самотеком (в вертикальные и наклонные шпуры с углом наклона более  $60^\circ$ ) на полное их сечение (рис. 25, б). При прочих равных условиях достигается лучший эффект взрыва, чем в случае песчано-глинистой забойки. Используется только при проходке вертикальных стволов.

Гидрозабойка применяется: путем непосредственной заливки воды в наклонные (вертикальные) шпуры и в виде водонаполненных полиэтиленовых ампул с обратным клапаном диаметром 37...38 мм, длиной 350 мм и вместимостью 250...280 мл – не менее одной ампулы на шпур (рис. 25, в).

Ингибиторная забойка выполнена на основе взрывоподавляющего порошка КСВ-30, состоящего из смеси углекислого кальция (мела) и хлорида натрия с добавкой поверхностно активного вещества (ПАВ). Применяется в виде пастообразной массы, содержащей 13...20% воды, которая патронируется в полиэтиленовые ампулы (забойка ПЗМ-3), используемые для гидрозабойки.

Гидрозабойку и ингибиторную забойку допускается применять во всех выработках, в том числе тех, в которых имеется выделение метана и взрывчатая угольная пыль. В выработках, проводимых по нарушенному массиву, и в других взрывоопасных условиях целесообразно применять донно-устьевую гидрозабойку, при которой дополнительно у дна шпура (впереди заряда) размещается ампула гидрозабойки.

Для предотвращения раздвижки патронов, выбрасывания воды и ампул с водой из шпура, а также в целях исключения возможности прорыва в выработку продуктов взрыва по радиальному зазору между стенками шпура и поверхностью ампулы, водяная и ингибиторная забойки должны применяться только в сочетании с запирающей забойкой из глины или смеси глины с песком длиной не менее 15 см или из сыпучих крупнозернистых материалов длиной не менее 30 см. В первом случае запирающая забойка должна примыкать к патронированной и полностью перекрывать поперечное сечение шпура, а во втором – располагаться у заряда ВВ.

Назначение забойки шпуров:

а) обеспечение высокого КИШ, а следовательно, максимального использования потенциальной энергии взрыва на отрыв породы, т. е. на полезную работу разрушения.

На первый взгляд кажется, что забойка, имеющая значительно меньшую прочность, чем взрывааемый массив, не может оказать достаточного сопротивления давлению газов, образующихся при взрыве ВВ. Однако установлено, что при тех огромных скоростях, с которыми происходит взрыв, забойка оказывает значительное сопротивление и задерживает продукты взрыва внутри шпура на время, достаточное для совершения полезной работы по разрушению массива. В то же время при холостых взрывах продукты детонации ВВ, не успев охладиться, будут выброшены из шпуров в рудничную атмосферу с более высокой температурой и под большим давлением, что увеличивает опасность воспламенения метано- и пылевоздушной смесей. Кроме того, в результате холостых взрывов в массиве породы все же образуются трещины, поэтому повторное бурение, зарядание и взрывание в трещиноватых забоях небезопасно, поскольку трещины могут пересекать заряды ВВ классов и пламя их взрыва, попав в призабойное пространство выработки, может воспламенить взрывчатую метано- и пылевоздушную смесь.

При применении гидрозабойки КИШ повышается до 10%, снижается запыленность на 40...60%;

б) охлаждение раскаленных продуктов взрыва до безопасных пределов за счет теплоотбора и потери энергии при расширении в инертной среде;

в) обеспечение устойчивости детонации шпурового заряда путем: предотвращения раздвижки патронов ВВ в сближенных шпурах; препятствия развитию откольных явлений в шпурах, заполненных водой, и создания условий перехода горения в детонацию. Горение ВВ при определенном давлении (например, для аммонита Т-19 при 60 МПа) может переходить в детонацию. В практике взрывного дела хорошо известен факт повышения устойчивости детонации шпурового заряда при применении прочной забойки;

г) флегматизация рудничной атмосферы призабойного пространства выброшенным из шпуров (в виде аэрозоля) забоечным материалом. Весьма продолжительное время существовало мнение, что внутренняя забойка из глины или смеси глины с песком (из пластичной ингибиторной

массы) при взрыве заряда ВВ в шпуре, пробуренном в крепкой породе, выбрасывается из шпура отдельным сплошным куском аналогично пробке, вылетающей из горлышка бутылки. Считалось, что вылетающие вслед за глиняной пробкой газы взрыва имеют высокую температуру и могут воспламенить метан или угольную пыль. Однако скоростная киносъемка показала, что при взрыве заряда забойка из канала выбрасывается в виде потока из отдельных частиц, т. е. в виде аэрозоля забоечного материала, смешанного с продуктами взрыва, что приводит к снижению в определенных условиях взрывания количества образующихся ядовитых газов. Например, гидрозабойка в случае применения ВВ V и VI классов снижает суммарный объем ядовитых газов по сравнению с песчано-глинистой забойкой в 1,5 раза.

Практикой ведения взрывных работ на рудных шахтах Кривбасса установлено, что применение песчано-глинистой забойки по сравнению со взрыванием таких же зарядов без забойки позволяет уменьшить количество ядовитых газов, образующихся при взрыве: в сухих забоях более чем в 2,5, в обводненных – в 1,5 раза.

При взрывании зарядов по углю и по породе забойка должна быть при длине шпуров от 0,6 до 1 м не менее половины длины шпуров; более 1 м – не менее 0,5 м.

Параметры и условия эффективного применения забоечных материалов определены нормативными документами.

### **. Орошение и осланцевание отложившейся угольной пыли**

Для взрывозащиты шахт, разрабатывающих пласты, опасные по взрывам пыли, осуществляются мероприятия по предупреждению взрывов отложившейся угольной пыли при взрывных работах в забоях выработок, проводимых по углю или по углю с подрывкой боковых пород. Мероприятия по предупреждению взрывов основаны на применении орошения или осланцевания.

Сущность *способа орошения* заключается в нейтрализации осевшей пыли путем ее смачивания до влажности, при которой она не может быть приведена во взвешенное состояние и взорваться. К тому же накапливающаяся поверх увлажненной пыли “свежая” угольная пыль также увлажняется в процессе испарения влаги, поэтому в течение определенного времени выработка поддерживается в пылевзрывозащитном состоянии. Предельно допустимая влажность пыли для пыли, отложившейся на кровле и на боках выработки, должна быть не менее 17, а на почве – не менее 12%.

Способ орошения осевшей пыли водными растворами смачивателя ДБ (0,1...0,2%-ными) благодаря простоте и высокой эффективности получил повсеместное применение в тупиковых горных выработках. Орошение производится за 20...30 мин до взрывных работ. В угольных забоях его необходимо применять перед каждым приемом взрывания, а при взрывании по породе – 1 раз на два приема.

При орошении отложившаяся в выработках пыль на протяжении 20 м от забоя должна быть превращена в шлам (грязь), что является гарантией безопасности.

Визуальный контроль за состоянием отложившейся угольной пыли должен осуществляться перед каждым взрыванием.

Для диспергирования раствора в забоях подготовительных выработок целесообразно применять ручной ороситель РО-1 с внутренней дозировкой ДБ. Для дозировки смачивателя могут применяться также дозаторы ДСУ-3 или ДСУ-4.

Сущность *осланцевания* заключается в искусственном озолении угольной пыли, осевшей на поверхности горных выработок, путем добавления к ней негорючей (инертной) пыли в таком количестве, чтобы она потеряла способность взрываться. При осланцевании бока, кровля и почва выработки должны быть покрыты сплошным слоем инертной пыли. При переходе во взвешенное состояние осланцованных пылевых отложений угольная пыль теряет способность к воспламенению в присутствии теплового источника вследствие поглощения энергии инертной пылью.

Несомненное достоинство осланцевания перед орошением – в том, что однажды внесенная в угольную пыль инертная навсегда смешивается с ней, повышая естественную зольность угля и снижая, тем самым, ее взрывчатость.

Осланцевание позволяет осуществлять оперативный визуальный контроль состояния выработок. По результатам лабораторных исследований количества негорючих веществ в отобранных пробах пыли можно объективно судить о пылевзрывобезопасности выработки.

Осланцевание целесообразно применять в сухих (необводненных и без капежа) выработках, в том числе с пучащими легкоразмываемыми породами. В остальных случаях рекомендуется орошение.

### Предохранительная среда

Для обеспечения безопасности работ в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, в призабойном пространстве выработок перед взрыванием шпуровых зарядов необходимо создавать предохранительную среду, т. е. такие условия, которые бы исключили или локализовали аварию в начальной стадии ее развития даже при наличии взрывоопасной смеси в призабойном пространстве и источников ее воспламенения.

**13.3.1. Предохранительная завеса.** Предохранительную среду создают путем распыления воды или порошкового ингибитора из полиэтиленовых сосудов (пакетов) взрывом заряда ВВ не ниже V класса. Под действием взрыва происходит интенсивное перемешивание капель воды (частиц порошка) с шахтной атмосферой, превращая ее в невзрывчатую систему. Такую предохранительную среду называют *предохранительной завесой*.

В качестве предохранительной среды могут быть водораспылительные и аэрозольные порошковые завесы.

Для создания *водораспылительной завесы* применяют полиэтиленовые сосуды вместимостью 20 и 30 л. Сосуды первого типоразмера с водой подвешивают к крепи, а второго укладывают на почве выработки

Полиэтиленовые сосуды для водораспылительных завес должны выдаваться мастеру-взрывнику одновременно с ВВ на складе ВМ согласно наряд-путевке, в которой указывается их количество. Заполняют их водой непосредственно перед взрыванием шпуровых зарядов ВВ.

При создании *аэрозольных порошковых завес* применяют порошковые ингибиторы (ПСБ-ТМ, ПВХ-1н, КСВ-30), которые помещают в полиэтиленовые пакеты вместимостью  $(3 \pm 0,3)$  и  $(5,5 \pm 0,5)$  кг и распыляют взрывным способом. Как и при водораспылительных завесах, пакеты с ингибитором и зарядом ВВ подвешивают к крепи или укладывают на почве выработки. Пакеты с ингибиторами поставляются на шахту герметично закрытыми. Вводить заряды ВВ в сосуды с водой и в пакеты с порошковым ингибитором разрешается только мастеру-взрывнику после заряжания шпуров перед началом монтажа взрывной сети.

Электродетонаторы распыляющих зарядов в сосудах с водой и в пакетах с порошковым ингибитором должны соединяться в общую взрывную сеть с электродетонаторами шпуровых зарядов последовательно и взрываться от одного импульса.

Один из важнейших параметров предохранительной среды – время ее эффективного действия, т.е. время, в течение которого концентрация диспергированной воды (порошкового ингибитора) остается не ниже флегматизирующей, т. е. при которой метановоздушная и пылевоздушная смеси не способны воспламениться. Оно должно быть больше общего времени взрывания шпуровых зарядов, но не менее 500 мс.

Для реализации этого условия норма расхода воды предусматривается не менее 4 л на 1 м<sup>2</sup> поперечного сечения выработки вчерне, а порошкового ингибитора – не менее 1,5 кг. В особо взрывоопасных условиях (при сотрясательном взрывании, при наличии в призабойном пространстве суфлярных выделений метана, а также при породной подрывке) расход воды и порошкового ингибитора необходимо принимать в 2 раза больше, т. е. не менее 8 л и 3 кг соответственно. Полиэтиленовые сосуды (пакеты) в этом случае располагают вдоль оси выработки в два ряда. В забоях подготовительных выработок с двумя открытыми поверхностями, в том числе при породной подрывке, второй ряд сосудов должен размещаться в опережающей полости.

Такая двухрядная завеса получила название *локализирующей*. Ее протяженность составляет не менее 7 м (протяженность однорядной водораспылительной завесы равна 4,5 м, а аэрозольной порошковой – 4 м). Этой длины достаточно (более чем с двукратным запасом), чтобы обеспечить локализацию (гашение) раскаленных продуктов взрыва шпуровых зарядов и небольшой (до 5 м<sup>3</sup>) очаг воспламенения метановоздушной смеси. Пространственные схемы размещения снаряженных сосудов (пакетов) в выработках в зависимости от их поперечных размеров, степени взрывоопасности и количества открытых поверхностей приведены на рис. 26.

Условия и порядок применения и аэрозольных порошковых завес определяют по нормативным документам.

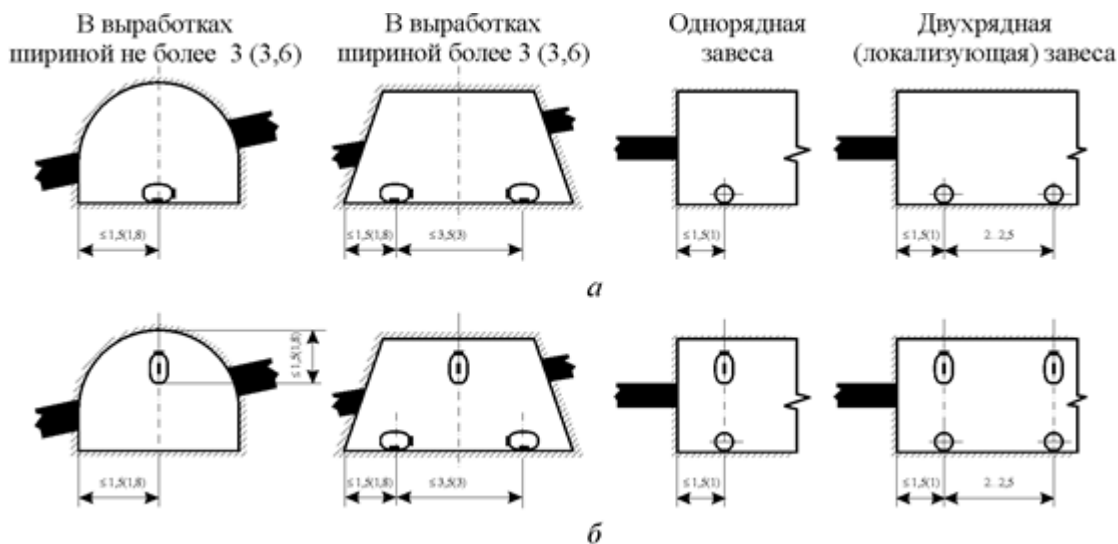


Рис.26 Схемы создания предохранительной завесы

**Длительно действующая предохранительная среда.** Как показали испытания, проведенные в опытном штреке МакНИИ, фактическое время эффективного действия водораспылительной завесы равно 1 с, а аэрозольной порошковой – более 1,5 с.

Этого времени достаточно, чтобы предупредить воспламенение пылевоздушных смесей от возможных источников воспламенения, кроме выгорающего заряда ВВ. Как известно, время выгорания может длиться 10...12 мин и более, т.е. на несколько порядков превышает взрывозащитный период предохранительных завес. Поэтому в угледобывающих странах постоянно ведутся поиски так называемой длительно действующей предохранительной среды, т.е. способной флегматизировать рудничную атмосферу в течение заданного времени, и тем самым предотвратить воспламенение метана и угольной пыли от выгорающего заряда ВВ и от невзрывных источников, время начала которых невозможно прогнозировать.

Первой такой средой, нашедшей широкое применение практически во всех угольных бассейнах Советского Союза, была предохранительная среда из высокократной пены.

Сущность способа состоит в том, что призабойное пространство выработки перед производством взрывных работ дистанционно (с расстояния 100...200 м) заполняется (за 2...5 мин) высокократной (кратностью более 300) воздушно-механической пеной на длину не менее 10 м.

Воздушно-механическая пена вытесняет из призабойного пространства смесь взрывоопасных газов и замещает ее пенной массой, характеризующейся высокой пламегасительной способностью. При воздействии высокой температуры пленочная вода быстро превращается в пар, поглощая большое количество теплоты. Кроме того, пена равномерно увлажняет стенки, кровлю выработки, отбитую горную массу и позволяет отказаться от их орошения. Из-за сложности контроля за стабильностью параметров пенообразования и заполнения выработки пеной этот способ в настоящее время практически не применяется.

В 1993-1995 гг. МакНИИ были разработаны и внедрены в шахтах водовоздушные завесы с помощью генератора тонкодисперсных водяных аэрозолей ГПВ (гидропневматический взрывозащитный).

*Техническая характеристика ГПВ-01 с тремя распылителями*

|   |             |
|---|-------------|
| Диаметр выходного отверстия водяного сопла, мм.....                 | 5           |
| Давления сжатого воздуха, Мпа.....                                  | 0,3...0,6   |
| Давление воды, Мпа.....   | 0,5...1,5   |
| Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /с.....                      | 0,12...0,24 |
| Расход воды, л/с.....   | 1,5...2,4   |
| Площадь факела на расстоянии 8м от генератора, м <sup>2</sup> ..... | 15          |
| Эффективная длина завесы, м.....                                    | 9           |
| Габаритные размеры, м:  |             |
| длина.....  | 0,3         |
| ширина.....   | 0,40...0,75 |
| высота.....   | 0,2...0,3   |

Генератор включает два-пять (в зависимости от площади сечения выработки) гидропневматических разрыхлителей, собранных в один блок с помощью стандартных сантехнических соединений и резинотканевых шлангов. Распылитель, входящий в генератор тонкодисперсных водяных аэрозолей, состоит из коаксиально расположенных воздушного и водяного сопел, перед которыми жестко закрепляется распылительный конус с углом конусности не более 60°. Время непрерывной работы генератора (указывается в паспорте БВР) должно быть не менее 10 мин. Причем включения генератора в работу производится не позже, чем за 2...3 мин до взрывания шпуровых зарядов.

Генератор ГВП должен располагаться впереди вентиляционного трубопровода или сбоку от него таким образом, чтобы факел водяной завесы двигался к забою выработки вместе с подаваемой струей свежего воздуха. При этом расстояние от генератора до забоя должно составлять не более 9 м.

В горной выработке его закрепляют к шахтной крепи со стороны подвески вентиляционной трубы. Правильность расположения генератора в забое выработки определяется кратковременным включением его в работу. При этом воздушная завеса должна достигать забоя и перекрывать поперечное сечение выработки.

Переноска генератора осуществляется после каждого цикла взрывания, если глубина заходки превышает 2 м, и через один цикл, если она 2 м и менее. Пуск генератора в работу осуществляется открытием запорных вентилях на водопроводе и магистрали сжатого воздуха.

**Область применения.** Предохранительную среду предписано обязательно применять при взрывных работах:

ВВ класса IV в забоях пластовых выработок, проводимых по пластам, опасным по взрывам пыли и внезапным выбросам угля и газа, независимо от газовыделения или проводимых по пластам, не опасным по взрывам пыли, но при наличии метановыделения;

ВВ класса V в забоях тупиковых выработок с двумя открытыми поверхностями; непридохранительными ВВ класса II при вскрытии пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, по выбросоопасным песчаникам.

При вскрытии выбросоопасных пород и при проведении выработок по таким породам с использованием ВВ класса II должны применяться водораспылительные завесы в сочетании с водовоздушной.

Аэрозольным завесам следует отдавать предпочтение при проведении вентиляционных штреков, нарезных и выработок по завалам.

Генераторы ГПВ могут применяться при взрывных работах в подготовительных выработках площадью сечения до 25 м<sup>2</sup>, в которых имеется сжатый воздух с давлением не менее 0,3 МПа и водопровод с давлением воды не менее 0,5 МПа.

Кроме того, полиэтиленовые сосуды с водой и распыляющим зарядом ВВ или пакеты с порошковым ингибитором и зарядом ВВ можно применять в качестве накладных зарядов для дробления негабаритов в шахтах, опасных по газу или пыли, ВВ классов V и VI вместо ВВ класса VII, допущенного для этой цели Едиными правилами безопасности. При срабатывании

распыляющих зарядов обеспечивается эффективное дробление практически без разброса разрушенных кусков породы.

Предохранительные завесы необходимо сочетать с применением гидрозабойки и орошения призабойного пространства.

## **Тема4. Проектирование взрывных работ в строительстве**

### **1.Общий порядок проектирования**

Виды, состав и методы взрывных работ в энергетическом и гидротехническом строительстве чрезвычайно разнообразны. Взрывные работы в этих видах строительства применяют для: 1) разработки открытых выемок (котлованов зданий и отводящих каналов ГЭС в водосбросных и оросительных каналов, расчистки под ядро и экран земляных и набросных плотин и других специальных сооружений; 2) проходки подземных выработок (напорных и безнапорных гидротехнических тоннелей больших и малых сечений, камер машинных залов подземных ГЭС, турбинных камер и других подземных выработок; 3) возведения плотин и перемычек; 4) подводных работ (дноуглубления, взрывания островов и пр.); 5) специальных работ (корчевки пней, валки деревьев, разрушения зданий, посадки насыпей и пр.).

Рассмотрим основные положения проектирования наиболее важных и специфичных видов взрывных работ в энергетическом и гидротехническом строительстве: возведение плотин и перемычек и проведение каналов и траншей массовыми взрывами на сброс и выброс.

Целью взрывных работ является создание сооружения или его части за счет транспортирования энергией взрыва разрыхленной породы в заданном направлении. Иногда после взрыва сооружение доводят до его проектных контуров при помощи механизмов, однако разработка большей части проектного профильного объема (тела плотины, сечения канала и пр.) выполняется взрывами. Эта часть работ по возведению сооружения технически наиболее сложна и ответственна. Проектирование таких работ осуществляется в несколько стадий.

На стадии предпроектной проработки рассматривается возможность применения буровзрывных работ, сравниваются технико-экономические показатели взрывного и других способов возведения сооружений, устанавливаются целесообразность применения взрывных работ, сроки и основные ресурсы, стоимость работ.

Все вопросы детальной проработки взрывного способа возведения сооружений решаются на стадиях составления проекта и рабочего проекта строительства гидротехнического объекта.

Проект (рабочий проект) взрывных работ входит в состав проекта строительства отдельной книгой и состоит из пояснительной записки, чертежей и смет. Записка содержит введение, в котором излагается краткое содержание проекта, описываются географические и климатические условия района работ, топографические особенности участка взрыва, а также приводятся геологическая и инженерно-геологическая характеристики пород и их физико-механические свойства.

В основной части пояснительной записки освещаются вопросы расположения системы зарядов, определяются объемы работ по подготовке взрыва, объемы доработки и дополнительных работ, рассчитывается ожидаемый результат взрыва. Приводятся также детальные описания организации взрывных работ по выделенным вариантам с параметрами оборудования и типом ВВ и указывается очередность выполнения работ. Текст иллюстрируется календарными графиками, таблицами трудозатрат и затрат по основным материалам. Здесь же рассматриваются вопросы снабжения энергией и материалами.

Обязательной частью пояснительной записки является глава "Техника безопасности", где приводятся расчеты опасных зон по сейсмическому действию взрыва, ударной воздушной волне, разлету кусков породы, распространению ядовитых газов взрыва, а также определяется стоимость защитных мероприятий. Включают пояснительную записку технико-экономические показатели проектируемого взрыва.

Сметная часть содержит сводную смету, дополнительные и единичные расценки и калькуляции.

На основании утвержденного проекта (рабочего проекта) с использованием данных дополнительных, более подробных топографических и инженерно-геологических изысканий, проведенных моделирующих взрывов меньшего масштаба и других исследований разрабатываются рабочие чертежи по выбранному варианту взрыва, на основе которых составляется проект производства работ.

Рабочие чертежи включают; 1) план местности в масштабе от 1:5000 до 1:1000 с указанием места производства взрыва, границ опасных зон, сетей сжатого воздуха, воды и энергоснабжения, подсобных и вспомогательных объектов и перечень материалов по

технике безопасности; 2) планы и разрезы в масштабе от 1:500 до 1:200 с указанием зарядов и подготовительных выработок; таблицы параметров зарядов, координат их размещения, высотных отметок, объемов работ; 3) разбивочные чертежи; чертежи подъездных дорог, сооружаемых специально для проведения взрывов; 4) чертежи взрывных сетей и боевиков с расчетами и указаниями о порядке взрывания зарядов; чертежи устройств и приспособлений, необходимых для производства взрывов; паспорт для проходки и крепления подготовительных выработок; чертежи устройств и приспособлений, связанных с охраной труда и техникой безопасности; календарный график с мероприятиями по подготовке и производству взрывов с указанием необходимых ресурсов.

## **2. Способы строительства каналов и других удлиненных выемок и методы взрывных работ**

Строительство каналов, траншей и других выемок с использованием энергии взрыва может проводиться двумя основными способами: 1) рыхлением грунта в пределах заданного профиля выемки методами шпуровых или скважинных зарядов с последующей выемкой механическими средствами; 2) взрыванием на выброс.

Рыхление грунта в выемках заданного сечения шпуровыми или скважинными зарядами может быть осуществлено на полную глубину или послойно. На полную глубину взрывают обычно скважинные заряды. Параметры взрывания определяют как при обычных методах взрывания на одну обнаженную поверхность в зависимости от ширины выемки поверху и ее глубины, крепости взрываемых пород и требований к качеству дробления, предъявляемых техническими возможностями применяемых выемочных механизмов.

Образование выемок взрыванием на выброс является наиболее эффективным способом из-за существенного сокращения сроков строительства и возможности проведения работ при отсутствии или недостаточном количестве землеройных механизмов и электроэнергии. При этом используются различные методы взрывных работ, отличающиеся конструкцией зарядов, которые бывают сосредоточенными, линейными (штольневые, траншейными, пунктирными) и скважинными.

Наибольшее распространение в различных горно-технических условиях получили сосредоточенные и траншейные заряды. Применяют также и штольневые заряды, однако при этом увеличивается время проходки зарядных выработок за счет сокращения количества одновременно проходимых забоев и возрастания дальности транспортирования на поверхность породы, отбитой в забоях. Пунктирные заряды выброса являются разновидностью траншейных зарядов и используются в тех случаях, когда не требуется после взрывов получить выемки с ровными стенками и дном.

## **3. Параметры взрывания на выброс сосредоточенными зарядами**

В качестве сосредоточенных применяют камерные или котловые заряды. Камерные заряды размещают в специально проходимых выработках: шурфах, рассечках, камерах. Котловые зарядные камеры образуют из скважин или шпуров с помощью взрывов в них прострелочных зарядов ВВ, либо путем расширения их механическими или термическим способами. Метод котловых зарядов имеет ограниченное применение вследствие трудоемкости прострелочных работ, ограниченности круга пород, в которых можно эффективно осуществлять прострелку и механическое и термическое расширения.

Параметры взрывов на выброс определяются на основе известного общего принципа пропорциональности расходуемой энергии взрыва объему разрушаемой породы, который для массы  $m$  и сосредоточенного заряда ВВ, расположенного на глубине  $W$  формулируется следующим образом:



$$Q = \Phi(n)qW^3$$

где  $\Phi(n)$ - функция показателя действия взрыва  $n$ , равного отношению полураствора воронки взрыва  $r$  к длине  $W$  (рис.12);  $q$  - удельный расход ВВ для зарядов выброса, кг/м<sup>3</sup>.

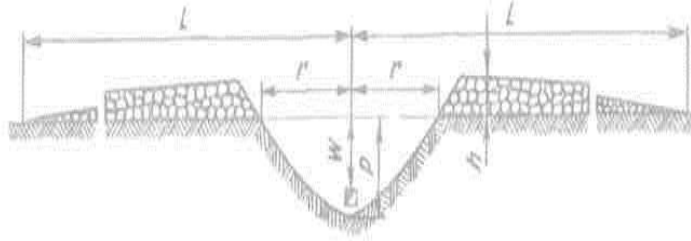


Рис.12. Схема действия заряда выброса

Схема действия заряда выброса

Функция  $\Phi(n)$  отражает характер действия заряда. Для зарядов рыхления ( $n < 1$ ), нормального выброса ( $n = 1$ ) и усиленного выброса ( $n > 1$ ) функция  $\Phi(n)$  соответственно

равна  $0,33-1$ ;  $1,0$  и  $0,4 + 0,6n^3$ .

Таким образом, для расчета сосредоточенных зарядов выброса зависимость преобразуется следующим образом (формула М.М.Борескова):

$$Q = qW^3(0,4 + 0,6n^3).$$

При  $W > 25$  м сосредоточенный заряд выброса рассчитывается по формуле

$$Q = qW^3(0,4 + 0,6n^3) \sqrt{\frac{W}{25}}.$$

Удельный расход  $q$  зависит от физико-механических свойств пород и типа ВВ и определяется опытным путем. Значения  $q$ , для эталонного ВВ приведены в табл.12. В случае применения других типов ВВ расчетный удельный расход ВВ необходимо пересчитать через переводной коэффициент работоспособности  $\epsilon$  принятого ВВ.

Основной задачей при проектировании параметров взрывов на выброс для строительства каналов, траншей и прочих выемок является выбор рациональных значений показателя действия взрыва  $n$  и глубины заложения заряда  $W$ .

Показатель действия взрыва  $n$  оказывает решающее значение на объем выбрасываемой из выемки породы, чистоту ее профиля и глубину заложения зарядов. Чем больше его значение, тем меньше взорванного грунта падает обратно в выемку и тем выше могут быть подняты заряды по отношению ко дну выемки, поэтому при проектировании необходимо прежде всего установить показатель действия взрыва. Он выбирается в зависимости от требуемого объема выбрасываемой породы и геометрических размеров проектных поперечных профилей выемки. Опыт показывает, что при взрывании скальных пород величина  $n$  должна находиться в пределах  $1,5-2,5$ ; при взрывании нескальных пород  $-1,5-3,5$ .

Для предварительных расчетов при проходке в скальных породах выемок глубиной до 15 м и одно- или двухрядном расположении зарядов можно рекомендовать значения показателя  $n$ , приведенные в табл.13.

Глубина заложения заряда  $IV$  определяется в зависимости от принятой величины  $n$ . При этом необходимо стремиться к максимальному совмещению профиля выемки, образуемого взрывом, с проектным профилем. Для условий гидротехнического строительства (копани, водосбросы и т.п.), когда задачей взрыва является создание выемки определенной глубины  $H_B$  и сечения независимо от профиля (при отношении ширины выемки по верху  $B_B$  к  $H_B$  в пределах  $3-4$ ), проектная глубина выемки  $H_B$  может быть принята

главной видимой глубине  $P$ . В этом случае  $W$  определяется по следующим эмпирическим формулам: для нескольких пород

$$W = P/0,5n$$

для скальных пород при  $n \ll 2$

$$W = P/(0,135n + 0,8);$$

для скальных пород при  $n > 2$

$$W = P/1,1$$

т.е.

$$W \approx P.$$

При создании взрывом профильных выемок глубина заложения  $W$  зависит от заданной крутизны и ширины откосов. Для выемок с пологими откосами (1:1,75 и выше), где определяющим фактором является обеспечение раствора выемки,  $W = B_B / 2n$ ; для выемок с крутыми откосами, где требуется обеспечить определенную ширину выемки на уровне проектной отметки основания (ширина выемки по низу  $B_B$ ),  $W = 4H_B + B_H / (2n + 1)$ .

Рассчитанные по формулам значения  $W$  проверяют по условиям расположения подготовительных (зарядных) выработок.

Таблица 12

Значение удельного расхода эталонного ВВ согласно опытными Данным треста Союзвзрывпром и СНиПа

| Порода                                    | Категория грунтов и пород по классификации СНиПа | Коэффициент крепости пород по шкале М.М.Протоdjeяконова | Удельный расход ВВ для зарядов выбросов, кг/м <sup>3</sup> |
|---|--|---|--|
| Песок                                     | I  | -   | 1,6-1,8  |
| Песок плотный или влажный                 | I-II   | -   | 1,2-1,3  |
| Суглинок тяжелый                          | II   | -   | 1,2-1,5  |
| Глина ломовая                             | III  | -   | 1,0-1,4  |
| Лесс                                      | III-IV   | -   | 0,9-1,2  |
| Мел, выщелоченный мергель                 | IV-V   | 0,8-1,0   | 0,9-1,2  |
| Гипс                                      | IV   | 1,0-1,5   | 1,1-1,5  |
| Известняк-ракушечник                      | V-VI   | 1,5-2,0   | 1,1-1,8  |
| Опока, мергель                            | IV-VI  | 1,0-1,5   | 1,0-1,3  |
| Туфы трещиноватые, плотные, тяжелая пемза | V  | 1,5-2,0   | 1,2-1,5  |

|   |          |         |         |
|---|----------|---------|---------|
| Конгломерат, брекчии на известковом и глинистом цементе                         | IV-VI    | 2,3-3,0 | 1,1-1,1 |
| Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдистый, серицитовый мергель | VI-VII   | 3,0-6,0 | 1,2-1,6 |
| Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе                   | VII-VIII | 5,0-6,0 | 1,2-1,8 |
| Известняк, песчаник, мрамор   | VII-IX   | 6,0-8,0 | 1,2-2,1 |
| Гранит, гранодиорит   | VII-X    | 6-12    | 1,7-2,1 |
| Базальт, диабаз, андезит, габбро  | IX-XI    | 6-18    | 1,7-2,2 |
| Кварцит   | X        | 12-14   | 1,6-1,9 |
| Порфирит  | X        | 16-20   | 2,0-2,2 |
| Метадиабаз  | IX-X     | 6-12    | 1,9-2,1 |

Таблица 13  
Значения показателя действия взрыва  $n$  для выемок глубиной до 15 м в скальных породах

| Глубина выемки, м | Требуемый объем выброса, % |         |         |         |
|-------------------|----------------------------|---------|---------|---------|
|                   | 50                         | 60      | 70      | 80      |
| 3-7               | 1,6-1,7                    | 1,8-1,9 | 2,0-2,2 | 2,2-2,4 |
| 7-15              | 1,4-1,5                    | 1,5-1,7 | 1,7-2,0 | 2,0-2,2 |

Может оказаться, что заряд приходится на слой неустойчивых либо сильно обводненных пород, в которых очень сложно соорудить зарядные камеры. В этом случае целесообразно изменить расположение зарядов, приняв иной показатель действия взрыва.

После установления величины  $n$  и определения глубины заложения заряда  $W$  на каждый проектный поперечный: профиль выемки наносят теоретические воронки выброса, которые, как уже указывалось, должны максимально соответствовать проектному профилю выемки. Сечение теоретической воронки, образуемой взрывом при однорядном расположении зарядов, строят исходя из величин раствора и видимой глубины согласно данным рис. 13. При двухрядном расположении зарядов сечение выемки строят аналогично. Глубина выемки в промежутке между зарядами принимается равной средней видимой глубине выемки непосредственно под зарядами.

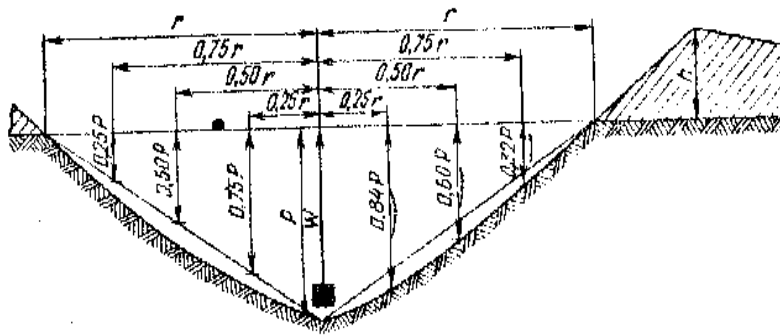


Рис. 13. Сечение воронки выброса

### Сечение воронки выброса

В зависимости от того, как вписываются теоретические воронки выброса в проектный поперечный профиль, принимается решение о необходимом количестве рядов па рядов на данном участке выемки и уточняется показатель  $n$ .

Построение откоса навала пород на бортах высшей выполняют исходя из средней крутизны  $I:1,3$ . Крутизна обратного откоса навала составляет в среднем  $I:4-1:5$ . Максимальную высоту навала пород ориентировочно принимают равной  $h = 0,7W/n$ , а ширину навала  $L = 5nW$ .

Расстояние между зарядами в ряду по длине выемки постоянной глубины определяется по формуле

$$a = 0,5W(n + 1),$$

а при понижающемся или повышающемся уклоне местности

$$a = \frac{0,5W(n + 1)}{1 \pm 0,25(n + 1)i},$$

где  $W$  - л.н.с. предыдущего заряда, м;  $i$  - уклон по оси выемки,  $a = \Delta W/l$

При двустороннем выбросе в основном применяют однорядное расположение зарядов. Заряды помещают, как правило, вдоль продольной оси выемки. Возможно применение двух- и трехрядного расположения зарядов, когда однорядное их взрывание не обеспечивает не-

обходимой конфигурации шейки. Заряды при этом располагают по рядам на одинаковой глубине. При двухрядном расположении зарядов показатель  $n$  принимается одинаковым для зарядов обоих рядов. При трехрядном взрывании

значение показателя  $n$  для зарядов среднего ряда принимается на 0,5 больше, значения, принятого для крайних рядов. Расстояния между рядами зарядов определяется графически, исходя из проектных контуров выемки.

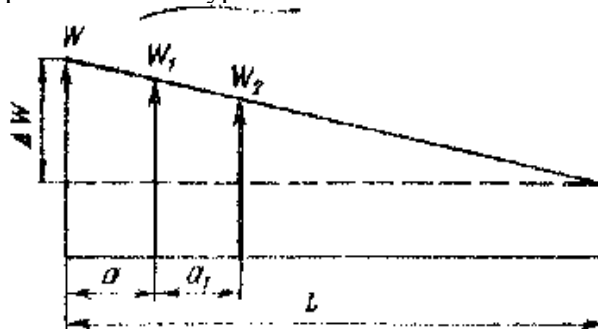


Рис. 14. К расчету расстояния между зарядами в ряду по длине выемки при постоянной ее глубине

Наряду с двусторонним выбросом, при проходке выброс (выброс в одну сторону). Такие выбросы осуществляются взрывом не менее двух рядов зарядов одним из двух способов, принимаемых на основе технико-экономического сопоставления.

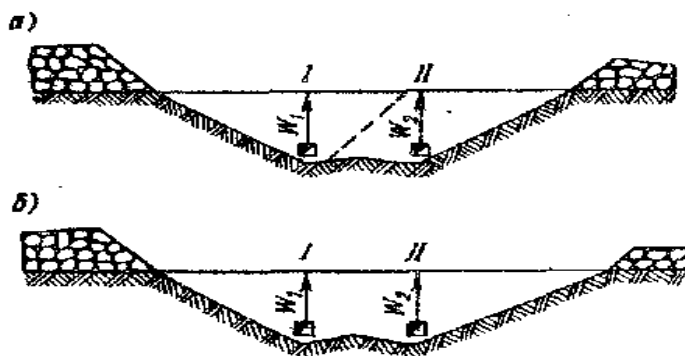


Рис.15. Схемы направленного выброса: а – разновременное взрывание зарядов; б – одновременное взрывание зарядов

Схема, направленного выброса: а – разновременное взрывание зарядов; б – одновременное взрывание зарядов

Первый способ направленного выброса (рис. 15,а) заключается в следующем. Заряды по обоим рядам закладывают на одинаковую глубину и рассчитывают на одинаковый показатель действия взрыва. Взрывание зарядов порядное. Заряды первого ряда, расположенного со стороны борта выемки, на который производится направленный выброс, взрываются мгновенно. Заряды второго ряда по отношению к первому ряду взрывают с замедлением  $t_z = 2A'W$  (А - коэффициент, зависящий от крепости взрываемых пород, для нескальных пород  $A' = 16 - 24$ ; для скальных пород 1V-V и V1-X1 категорий крепости по шкале СНиПа  $A'$  соответственно равен 10-12 и 6-8).

При втором способе направленного выброса (рис. 15,б) заряды по обоим рядам также закладывают на одинаковую глубину, однако расчет зарядов производится на различные показатели действия взрыва. Заряды первого ряда, расположенного ближе к месту максимального выброса рассчитывают на показатель  $n$ , на 0,5 меньший, чем заряды второго, бросающего ряда. Заряды обоих рядов взрывают одновременно.

Распределение объема выброшенной породы, как показывает отечественный и зарубежный опыт, составляет 60-70 % в требуемом направлении и 30-40% - в противоположном.

#### 4. Параметры взрывания на выброс линейными зарядами

К линейным относят удлиненные заряды выброса, расположенный в выработках, параллельных обнаженной поверхности. Преимуществом линейных зарядов, по сравнению с сосредоточенными зарядами выброса, является возможность механизации проходческих работ, а также лучшего использования энергии ВВ и получения ровных выемок без гребней по дну и пережимов поверху.

В зависимости от вида подготовительной выработки линейные заряды могут быть размещены в штольне или траншее (рис.16).

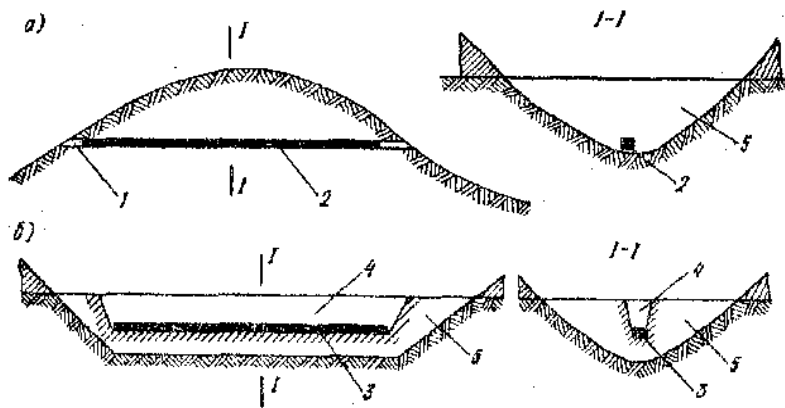


Рис.16. Взрывы на выброс линейными зарядами, расположенными: а - в штольне; б - в траншее  
 1 - штольня; 2 - заряд в штольне; 3 - заряд в траншее; 4 - траншея; 5 - выемка, образованная взрывом

Взрывы на выброс линейными зарядами, расположенными:  
 а- в штольне; б- в траншее  
 1 – штольня; 2 – заряд в штольне; 3 – заряд в траншее;  
 4 – траншея; 5 – выемка образованная взрывом

При сооружении выемок в скальных породах заряды помещают в штольню, при сооружении в грунтах - в траншею. Методика проектирования таких зарядов, за исключением отдельных характерных элементов, аналогична методике проектирования взрывов на выброс сосредоточенными зарядами.

Рациональную глубину заложения штольневых зарядов определяют по формуле  $W = B_B / 2n$ , где показатель действия взрыва  $n$  принимают равным 2.

Линейную величину заряда в штольне рассчитывают по формуле

$$Q' = 1,2qW^2(n^2 - n + 1).$$

Расчет видимой глубины выемки и построение ее сечения после взрыва аналогичны.

Определяющим условием проектирования взрывов траншейных зарядов и, в частности, глубины расположения зарядов, является максимальная глубина траншеи, обеспечиваемая экскаватором или другим землеройным механизмом.

Значения показателя действия взрыва, определяемые отдельно для типовых сечений, при использовании траншейных зарядов колеблются обычно в пределах 2-5.

Линейную величину траншейного заряда можно рассчитать по формуле

$$Q' = 0,6qW^2(n^2 + 10)/(10 + 0,1n).$$

При предварительных расчетах рациональную глубину заложения зарядов можно принимать равной

$$W = h_T - 0,5b_T,$$

где  $h_T$  и  $b_T$  - соответственно глубина и ширина зарядной траншеи понизу, м,

Ширина образованных в результате взрыва одного ряда траншейных зарядов выемок поверху  $B_B = 2W_n$ .

Для получения широких выемок можно расположить траншейные заряды в два ряда и более, при этом для получения выемок с ровными стенками и дном значения показателя действия взрыва не должны превышать 5-6.

Траншейными зарядами можно осуществлять направленный выброс пород по таким же схемам, как и при взрывании сосредоточенных зарядок выброса.

При проектировании проходки неглубоких (менее 1,5-2 м) выемок траншейными зарядами следует иметь в виду, что расчетный диаметр заряда может оказаться меньше критического для принятого в проекте ВВ, вследствие чего не будет обеспечена устойчивая детонация заряда. В этом случае можно применить пунктирные заряды выброса. Для размещения пунктирных зарядов проходят не сплошную траншею, а только отдельные ее участки, которые затем заряжают ВВ. Применение пунктирных зарядов, как показывает опыт, позволяет существенно сократить сроки выполнения работ по сравнению с использованием траншейных зарядов.

Рациональные параметры пунктирных зарядов следует определять так же, как и в случае использования сплошных траншейных зарядов, причем общая масса всех пунктирных зарядов, расположенных по продольной оси выемки, должна быть равна массе сплошного траншейного заряда, необходимого для сооружения этой выемки. Необходимую длину пунктирных зарядов устанавливают с учетом требуемых сроков строительства, однако для улучшения проработки дна и стенок выемок длину каждого пунктирного заряда следует принимать равной длине Л.Н.С. или большей ее.

При образовании выемок методом скважинных зарядов выброса достигается значительное снижение стоимости по сравнению с методом сосредоточенных зарядов, что объясняется снижением трудоемкости работ за счет механизированного бурения скважин и их заряжения, уменьшением расхода ВВ на 10-20 %, значительной экономией профильных объемов выемок.

Основным недостатком метода является ограниченность его применения. Взрыванием на выброс скважинных зарядов можно проходить выемки глубиной до 3-5 м. Большая глубина выемок требует применения зарядов значительных диаметров (в скальных породах более 900 мм). Бурение скважин под заряды такого диаметра связано с большими трудностями, а в скальных породах при современном уровне развития буровой техники это вообще невозможно. В связи с этим скважинные заряды выброса диаметром 150-200 мм применяют для прокладки каналов и канав (траншей) глубиной до 3-5 м в мягких грунтах (глины, суглинки, супеси и т.п.) и торфяниках.

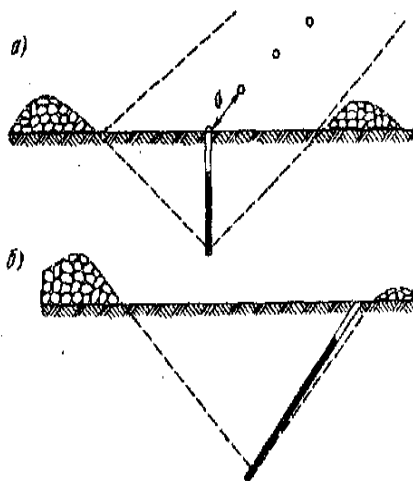


Рис.17. Схемы расположения скважинных зарядов выброса

#### Схема расположения скважинных зарядов выброса

Используются вертикальные и наклонные скважинные заряды выброса. С помощью вертикальных зарядов получают выемки узкого профиля с двусторонним выбросом

(рис.17,а). Для получения преимущественного выброса до 70-80 % породы в одну сторону следует применять наклонные скважинные заряды (рис.17,б).

В плотных трудновзрываемых грунтах наклонные скважинные заряды комбинируют со встречными подкольными зарядами уменьшенного диаметра для обеспечения глубины выемки и повышения направленности выброса породы до 90 % (рис.18). Этот метод можно рекомендовать для проходки канав в мягких грунтах и некрепких скальных породах.

Для получения выемок широкого профиля следует применять комбинацию из одного ряда вертикальных и двух рядов наклонных скважин.

Параметры скважинных зарядов выброса рассчитываются таким же образом, как и параметры сосредоточенных зарядов, с и расположения скважин. В соответствии с заданными параметрами выемки массу сосредоточенного заряда  $Q$  вычисляют по формуле (50), расстояние между зарядами в ряду  $a$  - по формуле (55). Глубина скважин  $l_{скв} = (1,1-1,2)W$  ( $W$  - л.н.с. эквивалентного

сосредоточенного заряда, можно принимать  $W=H_B$ ).

Схема взрывания широких траншей скважинными зарядами выброс

Затем определяют вместимость (массу заряда) одной скважины  $Q_{скв}$  при условии заполнения ее ВВ на  $2/3$  глубины.

Расстояние между скважинами вычисляют следующим образом: если  $Q < Q_{скв}$ , расстояние между скважинами  $a_{скв}$  принимают равным  $a$ ; при  $Q > Q_{скв}$ , скважины сближают, определив расстояние между ними по формуле  $a_{скв} = aQ_{скв} / Q$ . Последняя формула применима при  $Q_{скв} / Q > 1/3$ . При соотношении  $Q_{скв} / Q < 1/3$ , необходимо делать кусты из двух-трех скважин, при этом за расчетную массу заряда  $Q_{скв}$  принимают сумму масс зарядов в кусте.

Вертикальные скважинные заряды выброса следует взрывать мгновенно.

При наклонных скважинах (см. рис.17,б) угол наклона к горизонту принимают в зависимости от ширины выемки равным  $45-55^\circ$ .

Взрывание однорядных наклонных зарядов производится мгновенно, инициирование - сверху.

При использовании зарядов подкола встречные скважины следует бурить на таком же расстоянии друг от друга и с теми же углами наклона, что и основной ряд скважин. Диаметр зарядов подкола должен быть в 2,1 раза меньше диаметра основных зарядов. Взрывание производится только ДШ от устьев скважин и обязательно со стороны подкольных зарядов (см. рис.18).

При трехрядном расположении скважин для получения выемок широкого профиля - один ряд вертикальных скважин и два ряда наклонных (см. рис.19) - расстояния между рядами скважин по их устьям зависят от заданной ширины выемки, но не должны превышать расстояния между зарядами в среднем ряду. Крайние ряда взрывают мгновенно, а средний - через 50-100 мс. Инициирование необходимо производить сверху.

## 5. Типы и конструкции плотин и перемычек

Направленными, взрывами можно возводить плотины, и перемычки практически любых классов капитальности и при любых геологических, гидрогеологических, топографических условиях. Плотины и перемычки различаются не размерами, а классом капитальности, определяемым назначением и условиями работы сооружения.



При возведении направленными взрывами каменнонабросных и земляных плотин необходимо стремиться к тому, чтобы материалы в тело плотины были уложены таким же образом, как и при других способах строительства. Плотина должна иметь заданные профиль и распределение грунта по крупности, удовлетворять требованиям статической и динамической устойчивости, а также устойчивости к действию фильтрационного потока воды через тело сооружения и в обход его. Для этого в зависимости от назначения и капитальности плотины могут оборудоваться противофильтрационными и дренажными устройствами, креплением и пригрузкой откосов и пр. Эти сооружения выполняют взрывным способом либо с помощью механизмов.

Таким образом, требования к гидротехническим сооружениям и состав работ по их возведению разнообразны и сложны и определяются назначением и типом этих сооружений. Подробно с этими требованиями, типами и конструкциями плотин и перемычек можно ознакомиться по специальной литературе. Приведем лишь некоторые из них.

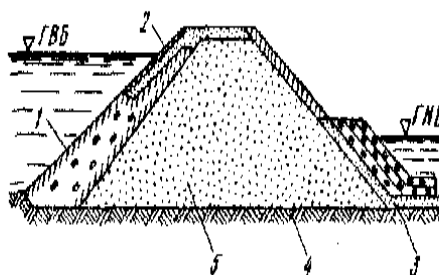


Рис.20. Плотина из песчано-гравелистого грунта с противофильтрационным экраном и наклонным дренажем

- 1 - грунт противофильтрационного экрана; 2 - мостовая;  
3 - наклонный дренаж; 4 - основание (водонепроницаемое или водопроницаемое); 5 - песчаный грунт  
ГВБ и ГНБ - горизонт соответственно верхнего и нижнего бьефа

#### Плотина из песчано-гравелистого грунта с противофильтрационным экраном и наклонным дренажом

- 1 – грунт противофильтрационного экрана; 2 – мостовая; 3 – наклонный дренаж;  
4- основание(водонепроницаемое); 5 – песчаный грунт  
ГВБ и ГНБ - горизонт соответственно верхнего и нижнего бьефа

На рис.20 изображена плотина из песчано-гравелистого грунта. Основная масса тела плотины 5 возведена взрывом "насухо", а противофильтрационный экран из глинистого грунта I и наклонный дренаж 3 отсыпаны с помощью механизмов после взрыва. Если основание плотины этого типа водонепроницаемое, то сначала устраивают противофильтрационную шпунтовую завесу в основании, а затем взрывом возводят плотину,

Следует иметь в виду, что противофильтрационные мероприятия в плотинах любого типа назначают с учетом геологических и гидрогеологических условий данного гидроузла. В случае благоприятных геологических и топографических условий створа плотины (например, один берег сложен глинистыми или песчано-глинистыми грунтами, а другой - скальными породами) можно так подобрать параметры взрыва (массу зарядов, их расположение, очередность взрывания), что сначала будут уложены глинистые или песчано-глинистые грунты в ядро плотины, а затем выбросом скальных пород созданы призмы с нижнего и верхнего бьефов. При этом можно заранее рассчитать крупность дробления породы и уложить наиболее крупные куски, в призму нижнего бьефа (рис.21).

На горных реках и в ущельях с помощью направленных взрывов можно создать завалы скальной породы и поддерживать напор воды фильтрующими плотинами (рис.22).

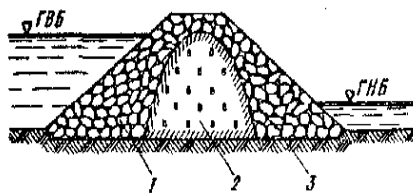


Рис.21. Плотина из каменной наброски с ядром из глинистого грунта  
1 - грунт призмы; 2 - грунт ядра; 3 - основание (скала или водонепроницаемый грунт)

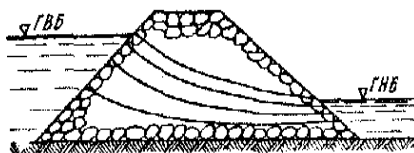


Рис.22. Фильтрующая плотина из камня на горных реках

Плотина из каменной наброски с ядром из глинистого грунта  
1 – грунт призмы; 2 – грунт ядра; 3- основание(скала или водонепроницаемый грунт)

Фильтрующие плотины из камня на горных реках

### **Обоснование возможности строительства плотин и перемычек взрывом, способа перекрытия и метода взрывных работ.**

Вопрос о возможности образования перемычки или плотины взрывами решается в процессе многостадийного проектирования и зависит от принятых проектных размеров и характера создаваемого сооружения, горно-геологических условий створа и водного режима перекрываемого водотока, экономической эффективности рассматриваемого варианта строительства.

При решении вопроса о возможности возведения плотин» взрывом важнейшими горно-геологическими условиями являются состав пород, слагающих берега водотока, высота и крутизна береговых склонов, ширина водотока в створе сооружения, Для того чтобы объем взрывааемой массы соответствовал объему создаваемой перемычки или плотины, один или оба берега водотока должны быть достаточно высокими и крутыми. Можно рассчитывать на успешное взрывное перекрытие в том случае, когда высота берегового склона не уступает ширине водотока и береговые откосы составляют с горизонтом угол не меньше  $45^\circ$ . При высоких береговых склонах ширина перекрываемых водотоков может быть значительной.

В отдельных случаях при неблагоприятном для взрыва строении берегов можно искусственно увеличить их высоту путем создания на береговой террасе складов привозных материалов либо уменьшить ширину водотока, предварительно стесняя русло в месте возведения перемычки или плотины.

Взрывы по созданию перемычек и плотин могут быть односторонними (при обрушении одного из берегов) или двусторонними (при обрушении обоих берегов водотока). Более распространены случаи односторонних взрывов, так как для проведения двусторонних взрывов сложнее подобрать подходящий створ и значительно труднее обеспечить сохранность близ расположенных сооружений гидроузла.

В то же время двусторонние взрывы обладают рядом преимуществ: контур сооружения, создаваемого взрывом, обеспечивается более точно; ими можно перекрывать

более широкие водотоки, а при раздельном подрыве берегов последним взрывом можно выправить недостатки предыдущего.

Размеры, характер и конструкция плотины или перемычки также определяют основные решения проекта производства взрывных работ. Так, при строительстве нефилтрующих плотин заряды необходимо располагать только выше проектного гребня плотины во избежание нарушения взрывом массива в сопряжениях плотины с берегами и в ее основании. При строительстве фильтрующих плотин заряды можно располагать и ниже проектного гребня. Длина, высота, объем плотины или перемычки определяют основные параметры заложения зарядов, количество их рядов и ярусов,

Из гидрологических факторов, влияющих на производство работ, необходимо учитывать расход водотока, перепад в створе перемычки к моменту взрывного перекрытия, скорость водного потока, удельную мощность потока. Чем выше значения этих показателей, тем сложнее и ответственнее становится работа по возведению перемычек взрывами.

Важное значение при взрывном перекрытии рек имеет правильная оценка объема сноса водным потоком обрушаемых в русло материалов. Закрытие водотока породами при взрыве происходит в срок, измеряемый секундами, поэтому существует предел продолжительности перекрытия, который необходимо определить при проектировании взрыва. Продолжительность перекрытия  $t_{\Pi}$  складывается из продолжительности обрушения пород взрывом отдельного заряда  $t$  и суммы интервалов замедления  $t_z$  между взрывами зарядов при принятой очередности их взрывания.

Продолжительность обрушения породы взрывом отдельного камерного заряда  $t$  в секундах можно приблизительно рассчитать по формуле  $t = 0,2Wn$ ; для скважинных зарядов  $t = 0,5H^{0,5}$ , где  $H$  - высота обрушаемого уступа, м.

Следует иметь в виду, что на возможный снос пород влияют не все заряды, а лишь те, за счет взрыва которых обеспечивается образование гребня перемычки. Если наброску в центральной части перемычки: удастся выполнить при минимальном сносе материалов потоком, то интервалы замедления между взрывами вспомогательных зарядов уже никаким образом не могут ухудшить результата перекрытия.

Объем материалов, сносимых водным потоком, помимо продолжительности перекрытия, зависит от параметров водного потока, т.е. его ширины, глубины и скорости течения, а также от состава материала, сбрасываемого в русло при перекрытии.

Предельные значения скорости водного потока  $g_{\Pi T \max}$ , не вызывающие сноса сбрасываемых в русло материалов, следующие, м/с: 0,5 - песчано-глинистые материалы; 2,0 - гравийное-галечниковые материалы; 5,0 - наброска из скальных пород.

Общий объем сноса материалов при перекрытии можно определить по формуле:

$$V_c = h_{\Pi T} B_{\Pi T} (g_{\Pi T} - g_{\Pi T \max}) t_{\Pi},$$

где  $h_{\Pi T}$  и  $B_{\Pi T}$  - соответственно глубина и ширина водного потока, м;  $g_{\Pi T}$  - фактическая скорость потока, м/с.

Расчет необходимо повторить перед взрывом, ориентируясь на фактические значения параметров потока в русле, а не на исходные данные проекта, так как параметры потока могут меняться, например, в связи с дождями, паводками, предварительным стеснением русла.

В зависимости от соотношения ширины перекрываемого водотока (каньона) и высоты и крутизны берегов взрывное перекрытие может быть осуществлено двумя способами: обрушением берегов или взрыванием на сброс.

Перекрытие обрушением применяется в каньонах с крутыми берегами, по высоте существенно превышающими ширину каньона. При создании перемычек или плотин в других условиях (широкие и относительно мелкие русла) применяют взрывание на сброс или комбинированное взрывание на сброс и обрушение.

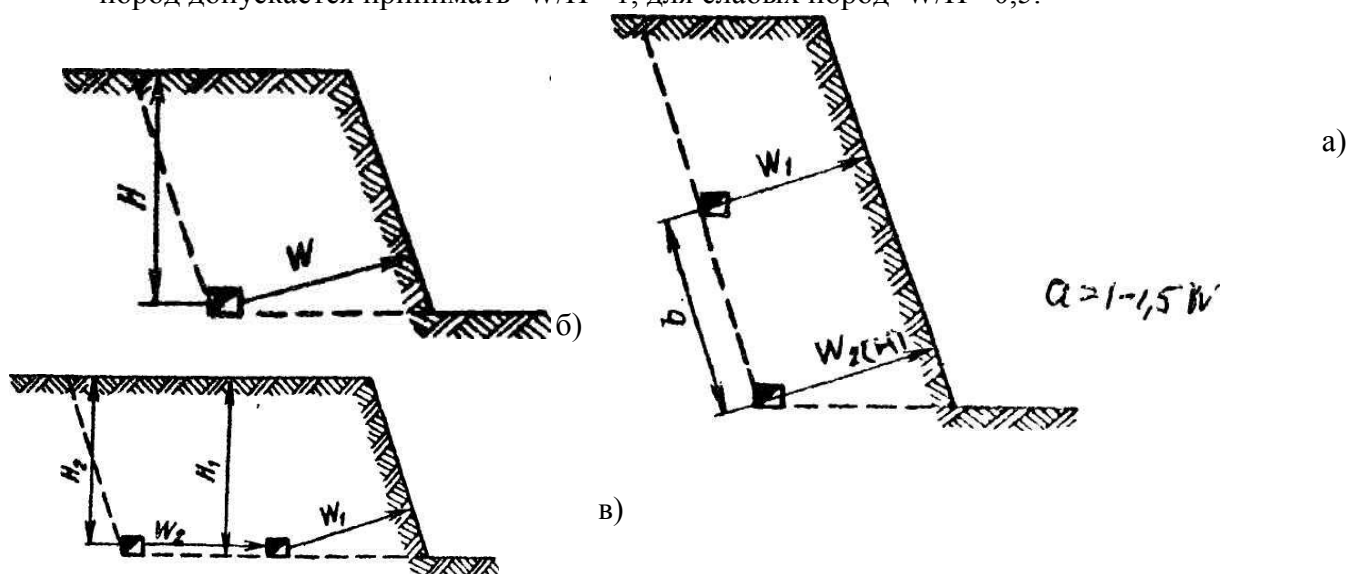
После определения возможности строительства гидросооружения взрывом и установления способа перекрытия обосновывается метод взрывных работ для конкретных условий строительства. Для каждого варианта определяется стоимость подготовительных работ и работ по зарядке и взрыванию. К проектной разработке принимается вариант, имеющий технико-экономические преимущества по сравнению с другими решениями и обеспечивающий максимальную безопасность производства работ.

Для взрывного перекрытия потоков применяют методы скважинных, камерных или линейных зарядов либо сочетание тех и других. Наиболее универсальным является метод камерных зарядов. Эффективность его тем выше, чем крупнее объем взрыва.

## 6. Параметры взрывных работ при перекрытии потоков обрушением берегов

Этот способ возведения плотин и перемычек может быть осуществлен методами камерных и скважинных зарядов рыхления. Метод камерных зарядов используется при обрушении глубоких каньонов, не имеющих площадки для размещения буровых станков.

Расположение камерных зарядов зависит от условий перекрытия и может быть однорядным, двухрядным, реже многорядным и соответственно однорядным, двухъярусным и многоярусным (рис. 23). При размещении камерных зарядов рыхления в массиве отношение длины л.н.с. к высоте уступа (обрушаемого берега)  $W/H$  должно находиться в пределах 0,6-0,9. В случае производственной необходимости для всех, типов пород допускается принимать  $W/H = 1$ , для слабых пород  $W/H = 0,5$ .



Относительное расстояние между камерными зарядами в ряду  $m = a/W_{ср} = 1,1-1,4$ . При взрывании слабых пород допускается принимать  $m = 1,5$ . В случае двух- и многорядного расположения зарядов длину л.н.с. для зарядов второго и последующего рядов следует устанавливать равной расстоянию между рядами.

Расстояние между ярусами зарядов при двух- и многоярусном их расположении  $b = (1,4-1,6)WH$ , где  $WH$ -длина л.н.с. нижнего ряда.

Массу камерных зарядов рыхления следует рассчитывать по формуле (49):  $Q = \Phi(n)qW^3$ , где  $\Phi(n)$  – функция показателя действия взрыва  $n$ ,  $q$  – удельный расход ВВ для зарядов выброса, кг/м<sup>3</sup>.

В формуле (49) для рассматриваемого способа перекрытия значение функции показателя действия взрыва  $\Phi(n)$  выбирается в зависимости от требований к крупности обрушаемой в тело плотины породы. Для нормального рыхления  $\Phi(n) = 1/3$ ; для уменьшенного рыхления (взрывание на сотрясение)  $\Phi(n) = 1/6-1/4$ ; для усиленного рыхления  $\Phi(n) = 1/2-1$ .

При многорядном расположении массу зарядов второго и последующего рядов, определенную расчетом, следует увеличивать на 20 %. Указанное правило не распространяется на те случаи, когда л.н.с. зарядов второго и последующего рядов направлены в сторону поверхности и не изменяются после взрыва зарядов предыдущего ряда.

При наличии нескольких зарядов по фронту применяется замедленное взрывание от центра перемычки к краям.

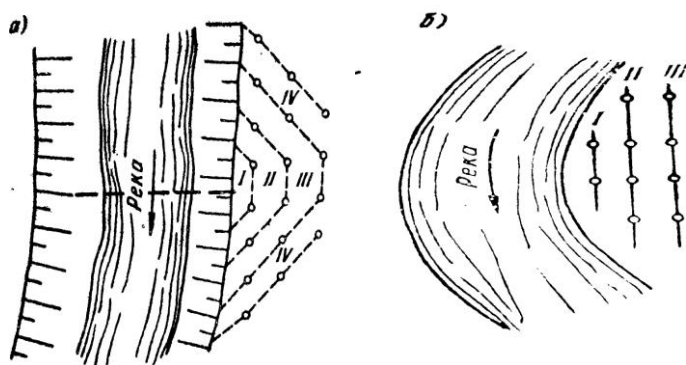
Метод скважинных зарядов используется при наличии в верхней части каньона горизонтальной или слабонаклонной площадки для установки буровых станков. Параметры зарядов рассчитывают аналогично параметрам обычных скважинных зарядов рыхления.

Скважины могут быть вертикальными и наклонными. Вертикальные скважинные заряды применяют при углах откосов каньонов свыше 75-80°. При меньшем угле откоса используют наклонные скважинные заряды, параллельные откосу каньона.

Расположение скважинных зарядов, как правило, многорядное, причем наибольшее количество рядов скважин размещается в створе гребня плотины, наименьшее – на периферийных участках.

Взрывание скважинных зарядов – короткозамедленное, по врубовой схеме: от центра к периферии, для обеспечения наибольшего навала пород в направлении гребня перемычки (рис.24,а). Если перемычка создается в месте изгиба русла потока и скважины расположены по вогнутой береговой дуге, ведут порядное взрывание с интервалами 25-100 мс (рис.24,б).

При обрушении обоих берегов все заряды взрывают одновременно для обеспечения встречи развалов.



## 7. Параметры взрывания на сброс.

Перекрытие потоков взрыванием на сброс применяется при высоких берегах с углом откоса менее 50° или при малой высоте берега. Показатель действия взрыва  $n$  для узких каньонов равен 1, для широких водотоков – до 2,5.

При определении действия заряда следует исходить из того, что ширина развала (расстояние от центра заряда до конца сплошного развала)

$$L_p = K'_p W \sqrt{1 + 2n^2}, \quad (61)$$

где  $K'_p$  - коэффициент, зависящий от гранулометрического состава породы в развале; для скальных пород  $K'_p = 4,0$ , для суглинка  $K'_p = 2,0$ .

Взрывание на сброс может осуществляться методами камерных или скважинных зарядов. Метод скважинных зарядов применяется при небольшой ширине водотока и горизонтальной поверхности береговой площадки. Необходимая дальность броска при этом обеспечивается сближением скважин в ряду до  $m = 0,6$  при величине л.н.с. 1-0,75 расчетного значения. Скважины располагают и взрывают по трапецевидной или клиновой схеме.

Метод камерных зарядов является основным при возведении плотин и перемычек взрывом на сброс. Глубина заложения камерных зарядов зависит от требуемого объема сброса и изменяется от  $W = 0,8H$  до  $W = H$ , где  $H$  - высота уступа над зарядом. Это соотношение должно выдерживаться при  $n = 1-1,25$ . При  $n > 1,25$  отношение  $W/H = 1,1-1,2$ . Данные соотношения установлены опытным путем. При  $W/H < 0,8$  заряд бросает на значительное расстояние лишь нижнюю часть уступа, а верхняя его часть под углом естественного откоса обрушается на месте. При  $W/H > 1$  и показателе действия взрыва  $n < 1,25$  взрыв заряда может вызвать образование воронки вверх и не обеспечит обрушение породы в тело перемычки. Кроме того, опыт показывает, что для обеспечения нормального перекрытия наиболее целесообразно принимать показатель  $n = 1,25$ , это обеспечивает нормальную сосредоточенную дальность броска породы.

Объем взрывающего участка берега необходимо проектировать большим объема плотины в 1,5-2 раза в зависимости от условий проведения взрыва. Это объясняется тем, что полезный сброс, определяемый отношением объема сброса пород взрывом в пределы проектного контура плотины к общему взрывающему объему, равен 50-70 %, в неблагоприятных условиях он снижается до 35 %.

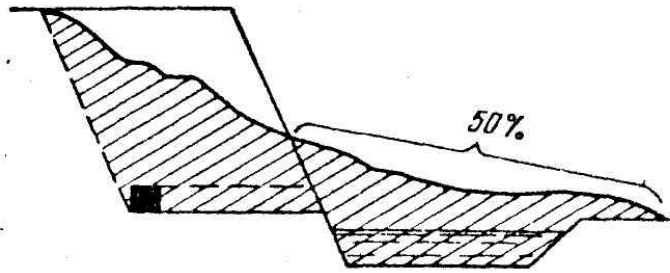
При проектировании потери породы при взрыве оценивают на основе принятых обобщенных характеристик взрыва:

1) потери вследствие неупорядоченного разброса обломков пород при взрыве составляют 5-15 % общего взрывающего объема, причем большие значения принимают для взрывов с относительно высоким показателем действия взрыва ( $n = 1,25-1,5$ );

2) потери за счет разрыхленных пород, оставшихся в пределах воронки взрыва, равны 15-50 % общего взрывающего объема, большие значения принимают, когда высота обрушаемого массива пород близка мощности массива в горизонтальном направлении;

3) потери вследствие сброса пород за пределы проектного профиля плотины составляют 10-20 % взрывающего объема, меньшие значения принимают для плотин с широким профилем вдоль русла реки.

При берегах, имеющих однородное строение (без трещин и промоин), и показателе  $n = 1,25$  объем сбрасываемой породы в тело перемычки можно принимать равным 50 % от общего обрушаемого объема (рис.25).



### Распределение объемов общего разрушения и полезного сброса

Если объем горной массы, сбрасываемой одним рядом зарядов, недостаточен для создания перемычки проектных размеров, заряды располагают в два или три ряда. При этом, вследствие увеличения дальности броска, показатель действия зарядов по мере удаления от берега следует увеличивать. Показатель действия заряда данного ряда определяют по формуле:  $n_2 = n_1 + L_p / K_p W$ , где  $n_1$  - показатель действия заряда предыдущего ряда;  $L_p$  - прирост дальности перемещения породы данного ряда по сравнению с предыдущим.

Расстояние между зарядами в ряду определяют аналогично расстояниям при взрывах выброса по формуле (55).

После определения объема взрыва, возможных контуров взрываемого участка и целесообразных методов взрывных работ проектируют распределение зарядов во взрываемом массиве. Для выполнения соответствующих построений используют разрезы, секущие участок взрыва в направлении, перпендикулярном руслу реки. Первоначально размещают заряды на разрезе, проходящем по гребню плотины, затем по остальным поперечным разрезам и переносят расположение зарядов на план участка взрыва. Возможно несколько вариантов решения задачи, поэтому при проектировании рассматривают расположение по вариантам и окончательный выбор варианта обосновывают либо наилучшими технико-экономическими показателями выполнения взрыва, либо наибольшим удобством выполнения подготовительных и основных работ.

Величину зарядов сброса определяют по известной формуле М.М.Борескова, а при  $W \geq 25$  по формуле.

Исходя из принятого расположения зарядов и их величины, уточняют контуры отрыва пород взрывом. Построение производят на разрезах, учитывая расчетные радиусы отрыва пород (рис.26): радиус отрыва в подгорную сторону  $r_1 = W \sqrt{1 + n^2}$ ; в нагорную сторону  $r_2 = 2,4W \sqrt[3]{n^2}$ .

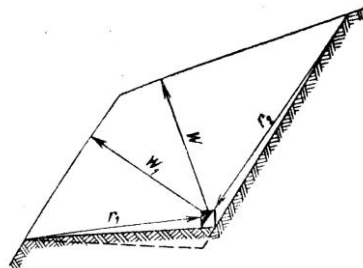


Схема однорядного расположения зарядов сброса

Построение контуров навала пород в русле в результате взрыва является одним из важнейших вопросов проектирования возведения плотин. Эти построения выполняют первоначально на разрезах, проведенных через центры зарядов в направлении их л.н.с.

Затем по найденным значениям  $r_1$  и  $r_2$  строят контуры отрыва пород в массиве и устанавливают площади отрыва.

На основе полученных данных определяют площади развала пород на соответствующих разрезах:  $S_p = KS_0$ , где  $S_p$  и  $S_0$  - соответственно площади развала и отрыва, м<sup>2</sup>;  $K$  - коэффициент, зависящий от условий взрывания:

|                              | Центральный заряд | Боковой заряд | Одиночный заряд |
|------------------------------|-------------------|---------------|-----------------|
| Скальный породы              | 1,25              | 1,1           | 0,9             |
| Полускальные породы и грунты | 1,15              | 1,0           | 0,85            |

После этого производят условное построение развала пород на уровне расположения зарядов, принимая форму развала треугольной. Дальность развала для камерных и линейных зарядов определяют по формуле (61). Для скважинных зарядов  $L_p = 10\sqrt{Hq}$ .

Максимальную высоту развала при этом рассчитывают по формуле  $h = 2S_p / L_p$ .

Контур развала от взрыва одиночного камерного заряда строят на основе типовой схемы развала

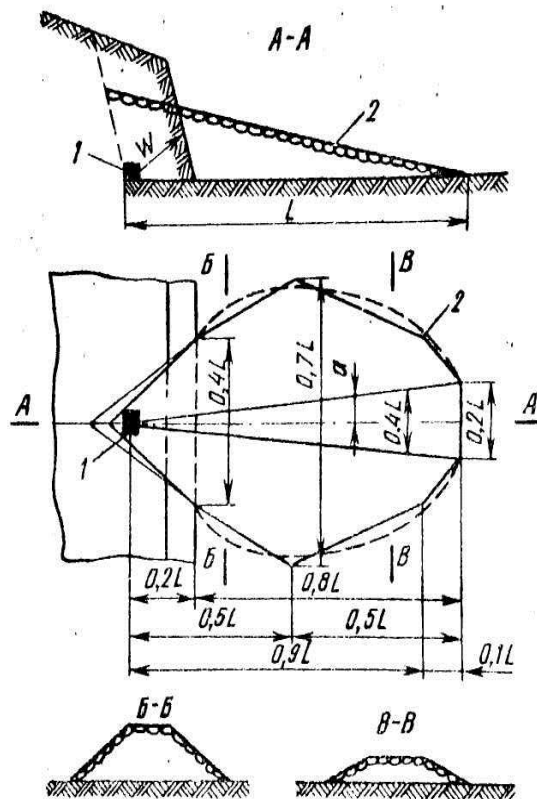


Схема развала от одиночного заряда сброса. 1 – заряд; 2 - контур навала

При взрывании группы камерных зарядов, направления л.н.с. которых приблизительно параллельны между собой (рис.28), предварительно строят контур развала на разрезах через заряды в направлении л.н.с. Длину и мощность навала определяют в зависимости от сечения зоны отрыва пород на данном разрезе и местоположения разреза.



Затем разрезы наносят на план и строят контур развала. Величину бокового развала наносят с учетом данных рис.27.

При взрывании группы зарядов, направления л.н.с. которых непараллельные между собой, предварительно строят развалы от каждого заряда, как при взрывании одиночных зарядов. Затем на участках, где развалы пород от отдельных зарядов, а плане совмещаются, на поперечных разрезах суммируют высоту развала.

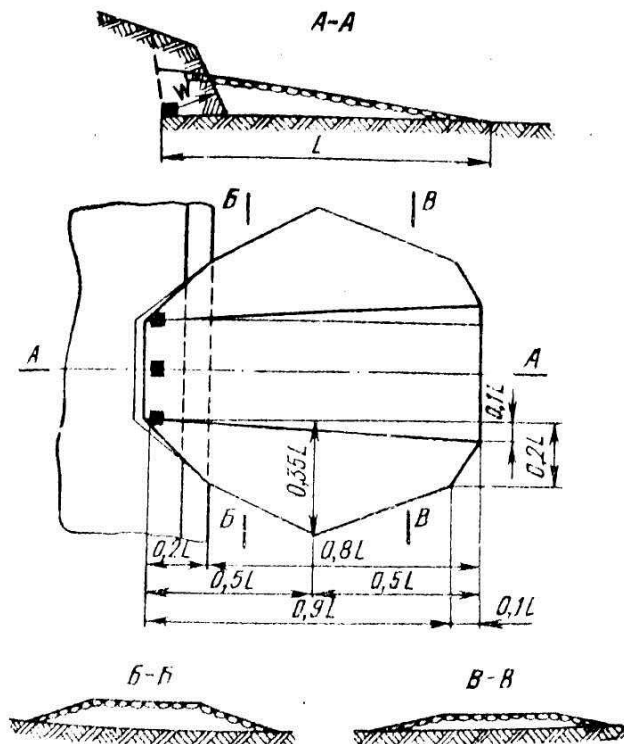


Схема развала при взрыве серии зарядов

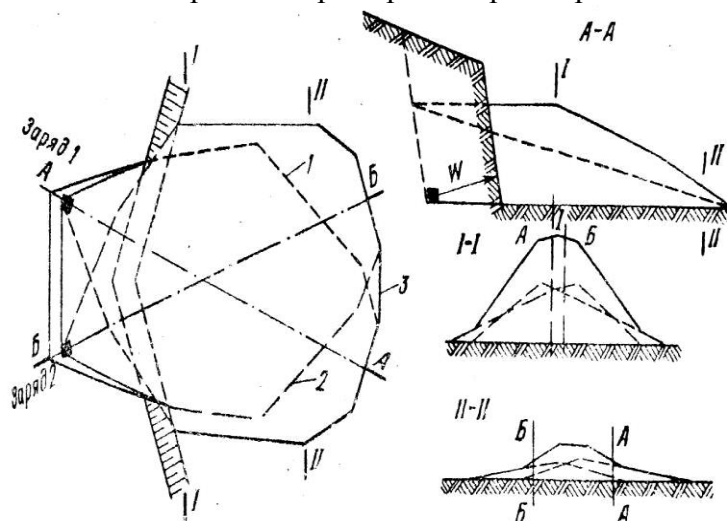


Схема развала при кумулятивном сбросе 1 и 2 – контуры развала от взрыва зарядов соответственно 1 и 2; 3 – суммарный развал

Для увеличения полезного сброса и обеспечения четких проектных контуров плотины при групповом взрывании устанавливается определенная очередность взрывания зарядов, направленная на концентрирование навала пород в направлении гребня плотины. При однорядном расположении камерных зарядов обычно принимают следующие схемы

взрывания: при величинах л.н.с. больших у центральных зарядов и меньших у периферийных - мгновенное взрывание; при одинаковых л.н.с. - короткозамедленное или замедленное взрывание периферийных зарядов по отношению к взрыву центральных зарядов с интервалом замедления в пределах

$$t_3 = (0.02 - 0.1)W$$

При двухрядном расположении зарядов принимают, как правило, порядное взрывание с указанным интервалом замедления. При двух- и многоярусном расположении зарядов их надлежит взрывать последовательно по ярусам сверху вниз с указанными выше интервалами замедления.

## 8. Обеспечение безопасности массовых взрывов на сброс и выброс

Все проектные решения по технологии взрывных работ в энергетическом и гидротехническом строительстве должны строго соответствовать требованиям действующих Единых правил безопасности при взрывных работах, Технических правил ведения взрывных работ в энергетическом строительстве, Технических правил ведения взрывных работ на дневной поверхности, СНиПам и обеспечивать полную безопасность людей и сохранность зданий и сооружений, ЛЭП и других объектов, находящихся в районе проектируемых взрывов.

Большие масштабы массовых взрывов на выброс и сброс, специфические условия их проведения требуют при проектировании тщательной проработки решений по обеспечению безопасности и расчету радиусов опасных зон по сейсмическому воздействию, разлету кусков породы, действию ударных воздушных волн, распространению ядовитых продуктов взрыва.

В общем случае безопасные расстояния по сейсмическому действию взрывов рассчитывают по методике Единых правил безопасности при взрывных работах.

Для сложных инженерных сооружений и массивов горных пород методика ЕПБ неприменима, поэтому сейсмически безопасные величины зарядов в килограммах (или безопасные расстояния при заданной величине заряда) определяют по методике института Гидроспецпроект:

$$Q_{с.б} = \left( \frac{g_{кр} \varepsilon}{K_r} \right)^\beta R^3,$$

где  $g_{кр}$  - допустимая критическая скорость колебаний, см/с;  $\varepsilon$  - коэффициент, зависящий от условий взрывания и положения охраняемого объекта;  $\beta$  - коэффициент, зависящий от расстояния  $R$ ;  $K_r$  - коэффициент, зависящий от геологических условий;  $R$  - расстояние до охраняемого объекта, м.

В зависимости от типа охраняемых сооружений» состояния объектов и метода взрывания принимают ориентировочные значения  $g_{кр}$

Коэффициент  $\varepsilon$  имеет следующие значения: рыхление в карьерных условиях, объект на дневной поверхности - 1,0; взрыв в подземных условиях - 1,5-3,0; на выброс - 1,5-2,0; на рыхление при одной обнаженной поверхности - 0,7-0,8. Для точек внутри, а не на поверхности массива значения  $\varepsilon$  удваиваются. При оконтуривании объекта щелью предварительного откола значения  $\varepsilon$  утраиваются.

В ближней зоне (для объектов, расположенных на поверхности массива на расстоянии менее 100d, и для объектов, расположенных внутри массива на расстоянии менее 50d) коэффициент  $\beta = 1-1,5$ , в дальней зоне (при расстоянии более 100d)  $\beta = 1,5-2$ .

Коэффициент  $K_r$  равен 500; 300; 200; 100; 50 соответственно категориям пород по трещиноватости I, II, III, IV, V по данным Межведомственной комиссии по взрывному делу.

В общем случае для камерных, котловых и скважинных зарядов расчет радиусов опасных зон по разлету кусков взрываеваемой породы для людей и механизмов (сооружений) выполняется по методике Единых правил безопасности при взрывных работах.

Особенностью взрывов на выброс траншейными и пунктирными зарядами является повышенный разброс породы, что связано с высокими значениями  $n$  и недостаточной забойкой заряда. Для определения радиусов опасных зон при взрыве траншейных и пунктирных зарядов рекомендуются следующие соотношения; для фронтальных направлений, перпендикулярных оси заряда,  $R_p = (100 - 120)W_n$ , для торцовых направлений  $R_p = (50 - 60)W_n$ .

Радиусы опасных зон по разлету осколков при взрывах штольневых зарядов рассчитывают по зависимости  $R_p = 100W_n$ .

Расчет радиусов опасных зон по действию ударных воздушных волн при взрывах сосредоточенных зарядов на выброс и сброс с показателями действия взрыва  $n = 3$ , а также при наружных или заглубленных на свою высоту зарядов следует производить по методике, изложенной в Буйных правилах безопасности при взрывных работах, в зависимости от принимаемой проектом степени безопасности, т.е. допустимого уровня повреждения. Для уменьшения вредного действия воздушной ударной волны взрывные работы необходимо выполнять по возможности в ясную сухую погоду или при высоте облачности не менее 0,5 км, чтобы избежать действия отраженных волны.

Радиус газоопасной зоны определяется при проектировании взрывов на рыхление или выброс (сброс) при общей величине зарядов более 100 т. Исходным условием для расчета является концентрация ядовитых газов (в пересчете на СО) на границе опасной зоны не свыше 0,008 %. Дальность распространения ядовитых продуктов взрыва зависит от их объема, что определяется массой взрываеваемого ВВ, а также от направления и скорости ветра в районе взрыва. Теоретические исследования и экспериментальные наблюдения за распространением ядовитых газов взрыва при производстве промышленных крупномасштабных массовых взрывов на выброс сосредоточенными и удлинненными зарядами позволили установить следующую зависимость для определения радиуса газоопасной зоны в метрах по направлению ветра:

$$R_r = 16\sqrt[3]{Q}(1 + 0,5g_B),$$

где  $Q$  - общая масса взрываеваемых зарядов, кг;  $g_B$  - скорость ветра во время взрыва, м/с.

### **Организация подготовки и производства взрывных работ**

Массовые взрывы на сброс и выброс в энергетическом и гидротехническом строительстве должны подготавливаться и производиться на основе проекта производства работ, согласованного и утвержденного в установленном порядке. Если при подготовке взрыва выявляются обстоятельства, не предусмотренные проектом и могущие повлиять на изменение расчетных элементов, в проект должны быть внесены соответствующие коррективы, согласованные с проектной организацией.

Общее руководство работами по подготовке и проведению массового взрыва осуществляет начальник взрыва. Им утверждается специально разрабатываемый организационно-календарный план подготовки и производства массового взрыва по установленной форме.

Перед началом проходческих работ должны быть подготовлена площадки и участки трассы, выполнены вскрышные работы и расчищены места для бурения, произведены

маркшейдерская разбивка на местности плана сооружений и пикетажная разбивка трассы площадки и участки трассы, выполнены вскрышные работы и расчищены места для бурения, произведены маркшейдерская разбивка на местности плана сооружений и пикетажная разбивка трассы и закончены другие подготовительные работы, предусмотренные проектом. Производство всех работ оформляется соответствующими документами: актом выноса проекта на местность, актом соответствия фактической геологии и гидрогеологии проектным данным, актом готовности рабочей площадки (трассы) к началу проходки»

По окончании проходки подготовительных выработок их фактическое расположение переносится в проект и подтверждается маркшейдером, производившим съемки. Результаты съемки служат основанием для корректировки параметров зарядов. Прием подготовительных выработок для заряжения должен быть оформлен актом приема-сдачи зарядной камеры. До начала заряжения ВВ, предназначенные для заряжения, должны пройти испытания, что также оформляется соответствующим актом.

Проведение взрывов на сброс и выброс оформляется специальным приказом по строительству, в котором отражаются организационные вопросы проведения взрыва; распорядок работ на день взрыва; назначаются ответственные лица и распределяются обязанности между ними; указываются места расположения командного и наблюдательного пунктов, взрывной станции; точное время производства взрыва; границы опасной зоны и места расстановки постов оцепления; порядок и время эвакуации людей, оборудования и животных за пределы опасной зоны; мероприятия по технике безопасности и предупредительная сигнализация. К приказу прилагается необходимый графический материал, подписанный ответственными лицами.

После производства взрыва и осмотра места оформляются документы, характеризующие качество выполненных взрывных работ: акт результатов массового взрыва, акт освидетельствования дна и бортов (боков) сооружения после массового взрыва, акт приема-сдачи профильного сооружения. В этих документах устанавливается соответствие полученного профиля выемки или наброски проектному и объемы выброшенной или сброшенной породы.

## Тема 5. Решение вопросов безопасности при проектировании буровзрывных работ.

Разделы «Техника безопасности» в проектной документации взрывных работ являются важнейшей составной частью, определяющей как условия безопасности для людей, так и условия безопасности близрасположенных сооружений, включая меры по их защите.

В зависимости от стадии проекта и его вида объем раздела «Техника безопасности» и его содержание могут в определенной мере изменяться. В то же время основной перечень вопросов раздела является типичным. В связи с этим ниже в качестве примера приведен состав вопросов, связанных с техникой безопасности, для типовых проектов производства взрывных работ.

В типовых проектах к разделам, связанным с вопросами безопасности, относятся: техника безопасности в составе пояснительной записки типового проекта; ситуационный план объекта работ; дополнительные графические материалы.

Техника безопасности этом разделе отражен комплекс вопросов техники безопасности и промсанитарии с целью обеспечения безопасных и безвредных условий труда при буровзрывных работах на карьерах. Главу начинают с перечисления основных нормативных документов, соблюдение которых обязательно при проведении буровзрывных работ. В первую очередь дают ссылку на действующие «Единые правила безопасности при взрывных работах» и «Единые правила безопасности при разработке полезных ископаемых открытым способом». Для притрассовых карьеров и находящихся в стадии строительства (вскрытие или нарезка горизонтов) обязательна ссылка на главу СНиП «Техника безопасности в строительстве». Во всех случаях обязательна ссылка на то, что буровзрывные работы следует выполнять в соответствии с указаниями, утвержденными Ростехнадзором «Временной инструкции по организации и ведению массовых взрывов скважинными зарядами на открытых горных работах». Ссылки на прочие федеральные и ведомственные инструктивные материалы приведены в тех абзацах раздела, к которым инструкции имеют непосредственное отношение. В пояснительной записке приведен расчет радиусов опасной зоны. Предварительно указаны исходные данные для расчета: диаметр скважины (м); масса заряда в скважине (кг); длина забойки (м); максимальная ЛНС (м); общая масса зарядов (кг); максимальная масса зарядов в одной ступени при КЗВ (кг); интервал замедления (мс). Радиусы опасных зон рассчитывают в соответствии с указаниями Единых правил безопасности по разлету кусков породы, по сейсмическому действию взрыва и по ударной воздушной волне.

При суммарной массе зарядов свыше 100 т дополнительному расчету подлежит радиус газоопасной зоны.

Для всех выполняемых расчетов приводят ссылки на литературные источники, из которых заимствованы расчетные формулы. На основе выполненных расчетов назначают радиус опасной зоны при проведении массовых взрывов. Он может быть единым для всего карьера или разным для отдельных его участков, отличающихся по топографическим и производственно-техническим условиям ведения работ. Предусматривают соблюдение требования о том, что в косогорных условиях радиус опасной зоны по разлету камней в подгорную сторону должен не менее чем в 1,5 раза превышать радиус опасной зоны в остальных направлениях. Приводят перечень организационных мероприятий, выполняемых до начала взрывных работ: периодичность и время выполнения взрывных работ, согласование графика проведения взрывных работ с организациями, ведущими работы в пределах опасной зоны. При расположении вблизи карьера поселков, железных дорог, ЛЭП и линий связи, водных путей и пр. график ведения работ следует дополнительно согласовывать с диспетчерскими службами сетей, дорог и пр.; обозначение на местности границ опасной зоны установкой щитов с предупредительными надписями. При расположении карьера в лесном районе необходимо предусмотреть: устройство просек по границе опасной зоны; установку шлагбаумов на автодорогах, ведущих в опасную зону; приобретение или аренда катеров (моторных лодок) при расположении в опасной зоне водных путей для охраны опасной зоны по воде; защита рабочих мест и внутрикарьерных дорог от оползней горных пород и обрушений камней со склонов (оборка склонов, ограждения, укрытия сетками и пр.); способ уведомления служебного персонала объекта и жителей ближайших поселков о месте и времени проведения взрывных работ, о границах опасной зоны и значении подаваемых при взрывных работах сигналов.

По технологии и организации буровзрывных работ приводят нижеследующие данные.

1. Ссылки на инструкции по производству буровых работ. Допустимые расстояния

установки буровых станков по отношению к бровке уступа, минимально допустимые расстояния между станками, расположенными на одном или разных рабочих уступах, требования к транспортным путям, предназначенным для перевода станка с одного горизонта на другой (ширина дороги, уклон и пр.).

2. Мероприятия по обеспечению сохранности пробуренных скважин. Для сложных горно-геологических условий выполнения буровых работ проводят мероприятия по очистке скважин до начала заряжания.

3. Указания о контроле за вместимостью скважин при заряжании и мероприятия против образования пробок в скважинах. При пневмозаряжании дают ссылки на соответствующие инструкции и специальные меры защиты

4. Перечень оборудования, подлежащего удалению на безопасное расстояние при проведении взрыва, а также перечень защитных мероприятий, необходимых для сохранности оборудования, оставляемого в пределах опасной зоны; отключение электроэнергии и пр.

5. Способ охраны опасной зоны. Способ подачи звуковых сигналов при взрывных работах; значения сигналов и мероприятия, выполняемые по данным сигналам; местоположение минной станции.

6. Указания о подготовке ремонтных бригад электриков, связистов и других работников для устранения возможных повреждений сетей при массовых взрывах.

7. Мероприятия по технике безопасности при разделке негабарита, и в том числе по возможности использования блиндажей для укрытия взрывников при взрывных работах. В части создания нормальных условий труда приводят следующие данные.

1. Требования к освещению рабочих мест и транспортных путей при двух- и трехсменной организации работ на карьере, требования к резервному питанию осветительных сетей.

2. Потребности в санитарно-бытовых помещениях (для обогрева в зимнее время уборных и умывальных, раздевалок и сушилок для спецодежды).

3. Наличие на карьере аптечки с набором медикаментов и перевязочных материалов для оказания первой помощи. Аптечка должна быть доступна для каждого работника в течение всего рабочего времени.

4. Введение системы нарядов-допусков на работы, выполняемые вблизи ЛЭП или на участках склонов, опасных по условиям оползней.

#### *Ситуационный план*

На ситуационном плане указывают местоположение участков взрывных работ и границы опасной зоны; здания и сооружения, расположенные в пределах опасной зоны и вблизи ее границ; трансформаторные подстанции, линии электропередач и связи; трассы трубопроводов сжатого воздуха, воды и др., линии железной дороги, постоянные и временные автодороги. По представленным на плане зданиям, сооружениям и сетям дают экспликацию объектов в объеме, достаточном для решения вопросов безопасности проведения массовых взрывов. Топографические характеристики местности представляют системой основных горизонталей, контурами выемок и насыпей, рабочих площадок с указанием их высотных отметок, контурами зон лесных массивов, а также рек и водоемов.

На плане отражают местоположение постов оцепления, щитов с предупредительными надписями, шлагбаумов на дорогах, сигнальных мачт. При использовании на карьере специальных инженерных устройств для защиты рабочих мест от обрушения со склонов на плане указывают их местоположение.

#### *Дополнительные графические материалы*

К этим материалам относятся: рабочие чертежи инженерных устройств и приспособлений, предназначенных для защиты рабочих мест от обрушения породы со склонов; чертежи, схемы, технологические карты по устройствам и способам ограничения разлета камней при массовых взрывах или защите оборудования, оставляемого в опасной зоне; чертежи блиндажей, используемых для укрытия взрывников при разделке негабарита. Указанные в данном разделе материалы приводят в составе проектов лишь в случаях определенных осложнений в проведении взрывных работ, чтобы исключить несчастные случаи. При этом за безопасное расстояние необходимо принимать наибольшее из установленных по различным поражающим факторам.

### Определение безопасных расстояний при взрывных работах

Безопасные расстояния от места взрыва до механизмов, зданий, сооружений определяются в проектах буровзрывных (взрывных) работ с учетом конкретных условий.

Для защиты зданий и сооружений от сейсмического воздействия при взрывных работах и работах с взрывчатыми материалами масса зарядов взрывчатых веществ должна быть такой, чтобы при взрывании исключались повреждения, нарушающие их нормальное функционирование.

При размещении на земной поверхности нескольких объектов с взрывчатыми материалами (хранилищ, открытых площадок, пунктов изготовления, подготовки взрывчатых веществ) между ними должны соблюдаться расстояния, исключающие возможность передачи детонации при взрыве взрывчатых материалов на одном из объектов.

Для защиты людей, зданий, сооружений от поражающего действия ударной воздушной волны возможного взрыва на складах взрывчатых материалов, площадках хранения взрывчатых материалов и пунктах производства взрывчатых материалов должны соблюдаться расстояния, обеспечивающие безопасность. Указанные безопасные расстояния рассчитываются от мест нахождения взрывчатых материалов на складах, площадках или пунктах изготовления до мест нахождения людей и размещения охраняемых объектов.

Безопасные расстояния для людей при взрывных работах на земной поверхности следует принимать не менее величин, указанных в приложении N 21 к ПБ.

Расстояния, безопасные по разлету отдельных кусков породы (грунта) при взрывании скважинных зарядов рыхления.

Расстояние разл  $r_{\text{разл}}$  (м), безопасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее (дробящее) действие, определяется по формуле:

$$r_{\text{разл}} = 1250\eta_s \times \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{\text{заб}}} \times \frac{d}{a}} \quad (1)$$

где  $\eta_s$  - коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом;

$$\eta_s = \frac{l_s}{L},$$

$\eta_{\text{заб}}$  - коэффициент заполнения скважины забойкой;

$$\eta_{\text{заб}} = l_{\text{заб}}/l_H$$

f - коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протоdjяконова;

d - диаметр взрываемой скважины, м;

a - расстояние между скважинами в ряду или между рядами, м.

При полном заполнении забойкой свободной от заряда верхней части скважины  $\eta_{\text{заб}} = 1$ , при взрывании без забойки  $\eta_{\text{заб}} = 0$ .

Коэффициент крепости пород

$$f = \sigma_{\text{сж}}/100, \text{ где}$$

$\sigma_{\text{сж}}$  - предел прочности пород на одноосное сжатие при стандартном испытании образцов правильной формы, кгс/см<sup>2</sup> (1 кгс/см<sup>2</sup> = 98066,5 Па).

При ведении взрывных работ в горных породах, классификация которых осуществляется по строительным нормам, в случае отсутствия или недостаточной представительности данных по прочностным характеристикам разрабатываемых грунтов ( $\sigma_{\text{сж}}$ ) коэффициент крепости f определяется по формуле:

$$f = (F/2,5)^2,$$

где F - номер группы взрываемых грунтов по строительным нормам.

При взрывании серии скважинных зарядов одинакового диаметра с переменными параметрами  $\eta_{\text{вз}}$ ,  $a$ ,  $\eta_{\text{заб}}$  расчет безопасного расстояния по формуле (1) должен проводиться по наименьшим значениям  $\eta_{\text{заб}}$ ,  $a$  и наибольшему  $\eta_{\text{вз}}$  из всех имеющихся в данной серии.

Если взрываемый участок массива представлен породами с различной крепостью, следует в расчете  $r_{\text{разл}}$  принимать максимальное значение коэффициента крепости грунта  $f$ . При взрывании параллельно сближенных (кустов, пучков) скважинных зарядов диаметром  $d$  принимается их эквивалентный диаметр

$$d_3 = d\sqrt{N_c},$$

где  $N_c$  - число параллельно сближенных скважин в кусте.

При определении опасных расстояний необходимо учитывать возможные в процессе производства буровзрывных работ отклонения отдельных параметров взрывания скважинных зарядов  $\eta_{\text{заб}}$ ,  $a$ ,  $\eta_{\text{вз}}$  от принятых проектных значений. Поэтому расчет  $r_{\text{разл}}$  по формуле (1) следует проводить с определенным запасом, принимая для этого минимально возможные в процессе производства взрывных работ значения параметров  $a$ ,  $\eta_{\text{заб}}$  и максимально возможное значение  $\eta_{\text{вз}}$ .

При производстве взрывов на косогорах, а также в условиях превышения верхней отметки взрываемого участка над участками границы опасной зоны более чем на 30 м размеры опасной зоны  $r_{\text{разл}}$  в направлении вниз по склону должны быть увеличены и безопасные расстояния по разлету отдельных кусков породы ( $m$ ) рассчитаны по формуле:

$$R_{\text{разл}} = r_{\text{разл}} \times K_p \quad (2)$$

где  $R_{\text{разл}}$  - опасное расстояние по разлету отдельных кусков породы в сторону уклона косогора или местности, расположенной ниже 30 м, считая от верхней отметки взрываемого участка;

$K_p$  - коэффициент, учитывающий особенности рельефа местности.

При взрывании на косогоре

$$K_p = 1 + \text{tg } \beta \quad (3)$$

где  $\beta$  - угол наклона косогора к горизонту, градус.

В тех случаях, когда вместо угла  $\beta$  известно превышение места взрыва над границей опасной зоны,

$$K_p = 0,5 \times \left( 1 + \sqrt{1 + \frac{4 \times H}{r_{\text{разл}}}} \right) \quad (4)$$

где  $H$  - превышение верхней отметки взрываемого участка над участком границы опасной зоны, м.

Если в каком-либо направлении граница опасной зоны, рассчитанная по формуле (1) или (2), проходит по уклону (склону), необходимо учесть возможное скатывание отдельных кусков породы и увеличить в этом направлении безопасное расстояние. Также необходимо учитывать влияние силы ветра на возможное увеличение дальности разлета кусков породы.

Расчетное значение опасного расстояния округляется в большую сторону до значения, кратного 50 м. Окончательно принимаемое при этом безопасное расстояние не должно быть меньше минимальных расстояний, указанных в приложении N 21 [1].



Расстояния, безопасные по разлету отдельных кусков породы при взрывании на выброс и сброс, должны быть не менее величин, указанных в приложении N 22 [1], в зависимости от значений показателей действия взрыва заряда  $n$  и линии наименьшего сопротивления  $W$ .

При взрывании серии зарядов с различными значениями  $W$  и  $n$  радиус опасной зоны определяется по приложению N 22 [1]. За исходную величину принимается наибольшее значение  $W$  при одинаковых  $n$  или наибольшее значение  $n$  при одинаковых  $W$ . Если же оба значения ( $W$  и  $n$ ) являются переменными, находят такие заряды, у которых сочетание  $W$  и  $n$  дают наибольший радиус зоны. Последнюю принимают в качестве опасной зоны для взрыва данной серии зарядов.

Для зарядов с существенно различными значениями  $W$  и  $n$  при образовании протяженной выемки (0,5 км и более) радиус опасной зоны для людей может быть принят различным для разных ее участков.

Радиусы зон, опасных по разлету отдельных кусков породы, при взрывах сосредоточенных зарядов рыхления ( $n < 1$ ) определяют следующим образом. Из всех зарядов данной серии выбирается заряд с наибольшей линией наименьшего сопротивления -  $W_{\max}$ . Для этого заряда рассчитывают значение длины той условной линии наименьшего сопротивления ( $W_{\text{нв}}$ ), при которой он явился бы зарядом нормального выброса ( $n = 1$ ).

Поскольку значение принято определять из соотношения  $W_{\text{нв}} = 5W_{\text{рыхл}}/7$ , для рассматриваемого случая  $W_{\text{нв}} = 5W_{\max}/7$ .

Полученное значение  $W_{\text{нв}}$  является отправным для определения радиусов опасных зон по разлету отдельных кусков для людей. Искомые значения радиусов  $r_{\text{разл}}$ , находятся в тех же графах приложения N 22 [1], которые относятся к зарядам с  $n = 1$  и показаны на горизонтальной строке, соответствующей расчетному значению  $W_{\text{нв}}$ .

При определении максимальной высоты разлета отдельных кусков породы при  $n \leq 2$  ее следует приравнивать к значениям, определенным в соответствии с требованиями пунктов 779 - 790 Правил. При  $n > 2$  полученные значения необходимо увеличить в 1,4 раза.

Расстояния (м), на которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда взрывчатых веществ, становятся безопасными для зданий и сооружений, определяются по формуле:

$$r_c = K_r \times K_c \times a \times \sqrt[3]{Q} \quad (5)$$

где:

$r_c$  - расстояние от места взрыва до охраняемого здания (сооружения), м;

$K_r$  - коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения) [1];

$K_c$  - коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки [1];

$a$  - коэффициент, зависящий от условий взрывания;

$Q$  - масса заряда, кг.

При размещении заряда в воде или в водонасыщенных грунтах значения коэффициента  $a$  следует увеличить в 1,5 - 2 раза.

При взрыве наружных зарядов на поверхности земли сейсмическое действие не учитывается.

Сейсмическая безопасность зданий и сооружений при взрывах предполагает отсутствие повреждений, нарушающих нормальное их функционирование (вероятность появления в отдельных зданиях и сооружениях легких повреждений составляет около 0,1).

При одновременном (без замедления) взрывании группы из  $N$  зарядов взрывчатых веществ общей массой  $Q$  в тех случаях, когда расстояния от охраняемого объекта до ближайшего заряда и до наиболее удаленного заряда различаются не более чем на 20%, безопасное расстояние (м):

$$r_c = N^{1/6} \times K_r \times K_c \times a \times \sqrt[3]{Q} \quad (6)$$

При большем различии в расстояниях охраняемый объект будет находиться вне сейсмически опасной зоны, если будет соблюдаться условие:

$$(K_r K_c a)^3 \sum_{i=1}^N \frac{Q_i}{r_i^3} \leq 1 \quad (7)$$

где N - число зарядов взрывчатых веществ;

$Q_i$  - масса отдельного заряда взрывчатых веществ, кг;

$r_i$  - расстояние от отдельного заряда взрывчатых веществ до охраняемого объекта, м.

. При одновременном взрывании N зарядов взрывчатых веществ общей массой Q со временем замедления между взрывами каждого заряда не менее 20 мс безопасное расстояние (м):

$$r_c = \frac{K_r K_c a}{N^{1/4}} \times Q^{1/3} \quad (8)$$

При определении N и Q можно не учитывать заряды, масса которых в 3 раза и более меньше массы максимального заряда взрывающей группы.

В тех случаях, когда расстояние  $r_i$  от крайних зарядов массой  $Q_i$  до охраняемого объекта различается более чем на 20%, последний будет находиться вне сейсмически опасной зоны, если будет соблюдаться условие:

$$\left( \frac{K_r K_c a}{N^{1/4}} \right)^3 \sum_{i=1}^N \frac{Q_i}{r_i^3} \leq 1 \quad (9)$$

При определении N не учитываются заряды, для которых величина  $Q_i / r_i^3$  в 3 раза и более меньше максимальной из всей взрывающей группы.

При взрывании групп зарядов с замедлениями между взрывами в отдельной группе менее 20 мс каждую такую группу следует рассматривать как отдельный заряд с общей массой для группы.

При этом  $r_c$  с определять по формулам (8), (9), где N - число групп.

Приведенные в пунктах 792 - 794 настоящих Правил методы определения безопасных расстояний относятся к зданиям, находящимся в удовлетворительном техническом состоянии.

При наличии повреждений в зданиях безопасные расстояния, определенные по формулам (5) - (9), должны быть увеличены. Это увеличение устанавливается в соответствии с заключениями специализированных (научных, экспертных) организаций. При отсутствии таких заключений безопасные расстояния должны быть увеличены не менее чем в 2 раза.

Указанные методы определения безопасных расстояний неприменимы для зданий и сооружений уникального характера (здания атомных электростанций, башни, высотные здания, монументальные общественные здания) и для ответственных и сложных инженерных сооружений (мосты, реакторы различного назначения, гидротехнические сооружения, радиомачты). Для таких объектов вопросы сейсмической безопасности должны решаться с привлечением специализированных (научных, экспертных) организаций.

Условия взрывания, не предусмотренные пунктами 792 - 795 настоящих Правил, и такие факторы, как направленность сейсмического действия группы зарядов большой протяженности, наличие повреждений зданий при повторяющихся взрывах, особенности сейсмического действия мощных 1000 т взрывчатых веществ и более) взрывов, следует определять с привлечением специализированных (научных, экспертных) организаций.

796. Безопасные расстояния по действию ударной воздушной волны при взрыве на земной поверхности для зданий и сооружений рассчитываются по формулам:

$$r_{\text{в}} = K_{\text{в}}^3 \sqrt{Q} \quad (10)$$

$$r_{\text{в}} = k_{\text{в}} \sqrt{Q} \quad (11)$$

где  $r_{\text{в}}$  - безопасное расстояние от заряда, м;

$Q$  - масса заряда взрывчатых веществ, кг;

$K_{\text{в}}$ ,  $k_{\text{в}}$  - коэффициенты пропорциональности, значения которых зависят от условий расположения и массы заряда, а также от степени допускаемых повреждений зданий или сооружений (приложение N 23 [1]).

Формулы (10) и (11) следует применять для определения безопасных расстояний до зданий (сооружений) от мест изготовления взрывчатых веществ, хранения взрывчатых материалов на складах (хранилища, площадки), мест погрузки, разгрузки и переработки взрывчатых материалов, а также отстоя транспортных средств с ними, от мест взрывов наружных зарядов и зарядов выброса.

Формула (10) должна применяться при допустимости первой - третьей степеней повреждений для открытых (наружных) зарядов массой больше 10 т и для зарядов, углубленных на свою высоту, массой больше 20 т при допустимости первой - второй степеней повреждений. Формулу (11) нужно применять при допустимости первой - третьей степеней повреждений для открытых зарядов массой менее 10 т и первой - второй степеней повреждений - для зарядов, углубленных на свою высоту, с массой менее 20 т, а также для соответствующих зарядов выброса. Кроме того, формула (11) применима при допустимости четвертой - пятой степеней повреждений независимо от массы и расположения заряда.

При пользовании приложением N 23 [1] необходимо руководствоваться следующим:

а) при выборе степени повреждения и значений коэффициентов должна учитываться вся совокупность местных условий, причем в сложных случаях в выборе степени безопасности должны участвовать руководитель взрывных работ, представители заинтересованных организаций, владеющих охраняемым объектом, и представитель территориального органа исполнительной власти в области промышленной безопасности;

б) степень повреждения и значения коэффициентов при выборе местоположения складов взрывчатых материалов должны устанавливаться в зависимости от значимости объектов, расположенных в районе склада.

В общих случаях при расчете безопасных расстояний от складов взрывчатых материалов, пунктов производства взрывчатых веществ и тому подобных объектов до населенных пунктов, авто- и железнодорожных магистралей, крупных водных путей, заводов, складов взрывчатых и огнеопасных материалов и сооружений федерального и регионального значения принимается третья степень повреждения.

Для отдельно стоящих зданий и других сооружений второстепенного значения, автомобильных и железных дорог с небольшим движением, для особо прочных сооружений (стальные и железобетонные мосты, стальные и железобетонные копры, элеваторы, углемойки), а также при расположении складов взрывчатых материалов и тому подобных объектов на высоких берегах (при расчете расстояний до крупных водных путей) принимается четвертая степень повреждения;

Обвалованные хранилища при первой и второй степенях повреждений рассматриваются как наружные заряды. При необходимости принимать в расчетах степени повреждений выше второй обвалованные хранилища приравниваются к зарядам, углубленным на свою высоту.

При расчете безопасных расстояний хранящаяся на складах взрывчатых материалов и пунктах производства взрывчатых веществ аммиачная селитра не учитывается;

в) при определении расстояний до линии электропередачи следует исходить из значений радиуса разлета кусков выбрасываемой взрывом породы, поскольку линии электропередачи относятся к категории конструкций, стойких по отношению к действию ударной воздушной волны;

г) коэффициенты, указанные в приложении N 23 [1], следует выбирать в зависимости от состояния объекта, для которого устанавливаются безопасные расстояния: чем прочнее этот объект, тем меньшее значение коэффициента может быть принято при расчете в пределах значений, указанных в приложении N 23 [1];

д) свойства взрывчатых веществ при расчете безопасных расстояний не учитываются.

Если защищаемый объект расположен непосредственно за преградой (на опушке густого леса, у подножия холма), стоящей на пути распространения ударной воздушной волны, то безопасное расстояние, определенное по приведенным формулам, может быть уменьшено, но не более чем в 2 раза.

При производстве взрыва в узкой долине (ущелье) или между домами улицы безопасное расстояние должно быть увеличено в 2 раза.

Если за местом взрыва в радиусе  $1,5\sqrt{Q}$  имеются прочные преграды в виде стен, валов, в направлении, противоположном этим преградам, безопасное расстояние должно увеличиваться: при расчете по формуле (10) - в 1,3, а по формуле (11) - в 1,4 раза.

Для уменьшения поражающей способности ударно-воздушной волны могут быть использованы следующие способы:

а) засыпка (забойка) наружного заряда слоем грунта. При слое засыпки, равном не менее пяти высот заряда над всей площадью его основания, безопасное расстояние может быть уменьшено в 4 раза. Материал засыпки не должен содержать тяжелых предметов (камней, гальки);

б) удаление створок оконных рам или открывание окон и закрепление их в открытом положении; закрывание оконных проемов прочными щитами;

в) защита мешками или ящиками, заполненными песком.

Безопасные расстояния по действию ударной воздушной волны при выборе местоположения складов взрывчатых материалов и тому подобных мест хранения взрывчатых материалов, а также при выборе мест размещения иных объектов в отношении складов взрывчатых материалов могут приниматься согласно приложению N 24 [1].

Расстояния, безопасные по действию ударных воздушных волн на застекление при взрывании наружных зарядов и скважинных (шпуровых) зарядов рыхления, определяются в проекте для случаев, когда разрушение стекол недопустимо.

При одновременных взрывах наружных и скважинных (шпуровых) зарядов рыхления безопасные расстояния гв по действию ударно-воздушной волны на застекление при взрывании пород VI - VIII групп по классификации строительных норм определяют по формулам:

$$r_{\text{в}} = 200\sqrt[3]{Q_{\text{з}}} \text{ м, при } 5000 > Q_{\text{з}} \geq 1000 \text{ кг} \quad (12)$$

$$r_{\text{в}} = 65\sqrt{Q_{\text{з}}} \text{ м, при } 2 \leq Q_{\text{з}} < 1000 \text{ кг} \quad (13)$$

$$r_{\text{в}} = 65\sqrt[3]{Q_{\text{з}}^2} \text{ м, при } Q_{\text{з}} \leq 2 \text{ кг} \quad (14)$$

где  $Q_{\text{з}}$  - эквивалентная масса заряда, кг.

При взрывании пород IX группы и выше по строительным нормам радиус опасной зоны, определенный по формулам (12) - (14), 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 определяют следующим образом:

а) для наружных зарядов (высотой  $h_{\text{зар}}$  с засыпкой слоем грунта  $h_{\text{заб}}$ ), взрываемых одновременно:

$$Q_{\text{з}} = K_{\text{н}}Q \quad (15)$$

где Q - суммарная масса зарядов, кг;

$K_{\text{н}}$  - коэффициент, значение которого зависит от отношения  $h_{\text{заб}}/h_{\text{зар}}$  [1];

б) для группы в количестве N скважинных (шпуровых) зарядов (длиной менее 12 своих диаметров), взрываемых одновременно:

$$Q_3 = Pl_{\text{зар}}K_3N \quad (16)$$

где P - вместимость взрывчатых веществ 1 м скважины (шпура), кг;

$l_{\text{зар}}$  - длина заряда, м;

$K_3$  - коэффициент, значение которого зависит от отношения длины забойки  $l_{\text{зар}}$  к диаметру скважины (шпура) d (при отсутствии забойки зависит от отношения длины свободной от заряда части скважины  $l_{\text{св}}$  к d) [1];

в) для группы из N скважинных (шпуровых) зарядов (длиной более 12 своих диаметров), взрывааемых одновременно:

$$Q_3 = 12PdK_3N \quad (17)$$

805. Во всех случаях, когда заряды инициируются детонирующим шнуром, суммарная масса взрывчатых веществ сети детонирующего шнура добавляется к значениям  $Q_3$ , вычисленным по формулам (15) - (17).

В случае короткозамедленного взрывания под  $Q_3$  и N следует понимать соответственно массу эквивалентного заряда и число зарядов одной группы. При наличии нескольких групп зарядов, взрывааемых с замедлениями, к расчету принимается группа с максимальным  $Q_3$ . Если интервал замедления между группами 50 мс и более, безопасное расстояние определяется по формулам (12) - (14). При интервале замедления от 30 до 50 мс безопасное расстояние, рассчитанное по формулам (12) - (14), должно быть увеличено в 1,2; от 20 до 30 мс - в 1,5 и от 10 до 20 мс - в 2 раза.

Суммарная масса зарядов и число групп замедлений не ограничиваются.

Если взрывные работы проводятся при отрицательной температуре воздуха, безопасное расстояние, определенное по формулам (12) - (14), должно быть увеличено не менее чем в 1,5 раза.

При взрывах вблизи лечебных, детских учреждений и зданий с большой площадью застекления, значительным скоплением людей вопрос определения безопасных расстояний следует решать с привлечением специализированных (научных, экспертных) организаций.

Определение безопасного расстояния по действию ударной воздушной волны на человека.

Расстояние (м), безопасное по действию на человека ударной воздушной волны наружного заряда, следует определять по формуле:

$$r_{\text{min}} = 15^3\sqrt{Q} \quad (18)$$

где Q - масса взрываемого наружного заряда взрывчатых веществ, кг.

Формула (18) используется только, если по условиям работ необходимо максимальное приближение работников, производящих взрывание, к месту взрыва. В остальных случаях полученное по формуле расстояние следует увеличивать в 2 - 3 раза.

При наличии блиндажей расстояние, рассчитанное по формуле (18), может быть сокращено не более чем в 1,5 раза.

Расстояние  $r_d$ , исключающее возможность передачи детонации от взрыва на земной поверхности одного объекта с взрывчатыми материалами - активного заряда к другому такому объекту - пассивному заряду, определяется по формуле:

$$r_d = K_d^3\sqrt{Q^4b} \quad (19)$$

где:

$r_d$  - безопасное расстояние от центра активного до поверхности пассивного заряда, м;

$K_d$  - коэффициент, значение которого зависит от вида взрывчатых материалов зарядов и условий взрыва (приложение N 25 [1]);

Q - масса взрывчатых веществ активного заряда, кг;



$b$  - меньший линейный размер пассивного заряда (ширина штабеля), м.

При определении коэффициента  $K_d$  для расчета безопасных расстояний по передаче детонации (приложение N 25 [1]) необходимо приравнять:

обвалованные хранилища (объекты) - к зарядам, углубленным на свою высоту в грунт;

необвалованные, расположенные на поверхности хранилища и площадки с взрывчатыми материалами - к открытым зарядам.

Определять безопасное расстояние между двумя объектами (хранилищами) следует по формуле (19), считая поочередно каждый объект за активный заряд. За безопасное расстояние между объектами принимается большее из двух рассчитанных. При размещении взрывчатых материалов в расположенных по одной оси хранилищах удлиненной формы безопасное расстояние между ними во всех случаях должно составлять не менее удвоенной ширины большего (по ширине) хранилища.

При любом расположении хранилищ (площадок) безопасное расстояние должно быть не менее разрыва, установленного правилами противопожарной защиты.

Если при проектировании склада взрывчатых материалов необходимо сблизить объекты (хранилища) на расстояние меньшее, чем определено по формуле (19), безопасные расстояния для такого склада взрывчатых материалов должны определяться исходя из суммарного запаса взрывчатых материалов на складе.

Объекты повышенной опасности (хранилища средств инициирования, стационарные пункты растаривания и изготовления взрывчатых веществ, бункеры с взрывчатыми веществами), вместимость которых меньше вместимости основных хранилищ взрывчатых веществ, можно располагать только на таких расстояниях от каждого из хранилищ взрывчатых материалов, чтобы их взрыв не вызывал детонацию взрывчатых материалов в хранилищах.

Это расстояние определяется по формуле (19), причем в качестве активного заряда принимаются взрывчатые материалы, находящиеся на объектах повышенной опасности.

При расчете безопасных расстояний хранящаяся на складах взрывчатых материалов и пунктах производства взрывчатых веществ аммиачная селитра не учитывается.

Безопасные расстояния по передаче детонации можно определять также с помощью приложения N 26 [1].

Если пассивный заряд состоит из разных взрывчатых материалов (например, аммонита и тротила), при расчете безопасных расстояний значение коэффициента  $K_d$  выбирается для того взрывчатого материала (из числа входящих в состав заряда), который обладает наибольшей чувствительностью к детонации.

При одновременном взрывании зарядов выброса общей массой более 200 т должна быть учтена газоопасность взрыва и установлено безопасное расстояние  $r_g$ , за пределами которого содержание ядовитых газов (в пересчете на условную окись углерода) не должно превышать предельно допустимых концентраций.

Безопасное по действию ядовитых газов расстояние  $r_g$ , (м) в условиях отсутствия ветра или в направлении, перпендикулярном к распространению ветра, при взрыве зарядов на выброс определяется по формуле:

$$r_g = 160 \sqrt[3]{Q} \quad (20)$$

где  $Q$  - суммарная масса взрывааемых зарядов, т.

В направлении, противоположном распространению ветра, радиус газоопасной зоны следует принимать также равным  $r_g$ . По направлению ветра радиус газоопасной зоны  $r_{g1}$  определяется по формуле:

$$r_{g1} = 160 \sqrt[3]{Q} (1 + 0,5V_v) \quad (21)$$

где  $V_v$  - скорость ветра перед взрывом, м/с.

## Определение безопасных расстояний по воздействию ударной воздушной волны при производстве взрывных работ в подземных горных выработках

Для определения безопасных расстояний по воздействию ударной воздушной волны (далее - УВВ), исключая травмирование людей, повреждение сооружений и технологического оборудования при производстве взрывных работ в подземных горных выработках, определяется значение избыточного давления на фронте УВВ.

. Избыточное давление на фронте УВВ следует рассчитывать по формуле:

$$\Delta P = \left( 3410 \frac{Q_{\text{э}}}{R \sum S} + 794 \sqrt{\frac{Q_{\text{э}}}{R \sum S}} \right) e^{-\frac{\beta R}{d}} \quad (22)$$

где:

$\Delta P$  - избыточное давление на фронте УВВ, кПа;

$Q_{\text{э}}$  - масса одновременно (мгновенно) взорванного эквивалентного заряда, кг. В зависимости от метода производства взрывных работ (взрывы наружных, шпуровых или скважинных зарядов) массу эквивалентного заряда следует рассчитывать в соответствии с указаниями пункта 804 настоящих Правил;

$R$  - расстояние, пройденное УВВ от заряда до расчетной точки, м;

$\sum S$  - суммарная площадь поперечного сечения выработок, примыкающих к заряду взрывчатых веществ, для которых производится расчет давления в УВВ, м<sup>2</sup>;

$e$  - основание натурального логарифма,  $e=2,71$ ;

$d$  - приведенный диаметр выработки, м:

$$d = 1,12\sqrt{S} \quad (23)$$

$\beta$  - коэффициент, учитывающий шероховатость поверхности выработок. Значения коэффициентов шероховатости для различных видов крепи приведены в приложении N 29 [1].

Если заряд взрывается не в тупике выработки, то в формулу (22) следует подставлять суммарное сечение выработок, по которым распространяется УВВ от взрыва.

Если выработка или несколько выработок, по которым распространяется УВВ, переменного сечения, их приведенный диаметр следует определять по формуле:

$$d = \frac{d_1 + d_2 + \dots + d_n}{n} \quad (24)$$

где:

$d_1, d_2, d_n$  - приведенные диаметры соответствующих выработок, м;

$n$  - количество выработок.

При взрывании пород IX группы и выше по строительным нормам (коэффициент крепости  $f = 12 - 20$ ) величина давления в УВВ, определенная по формуле (22), должна быть увеличена в 1,5 раза.

Полученное значение избыточного давления на фронте УВВ не должно превышать предельно допустимого для людей и охраняемых объектов.

Предельно допустимое избыточное давление на фронте УВВ для людей следует принимать 0,1 кг/см<sup>2</sup> (10 кПа).

Перечень предельно допустимых значений избыточного давления на фронте УВВ для некоторых объектов приведен в приложении N 28 [1].

Если давление в расчетном месте окажется больше предельно допустимого, посты охраны опасной зоны необходимо перенести дальше и произвести повторный расчет.

Если на пути движения УВВ по выработкам встречаются местные сопротивления, то определенное по формуле (22) значение величины избыточного давления необходимо разделить на

коэффициенты ослабления (усиления), соответствующие каждому местному сопротивлению. Значения коэффициентов ослабления (усиления) для местных сопротивлений приведены в приложении N 30 [1].

Коэффициенты ослабления давления УВВ в местных сопротивлениях справедливы как для сквозных, так и тупиковых выработок (отводов), если длина последних более четверти пути, пройденного волной. Если же длина тупиковой выработки меньше четверти пройденного волной пути, то такое местное сопротивление в расчет не принимается. Плавные закругления выработок также не учитываются.

Расчет давления на фронте УВВ производят отдельно по всем сквозным выработкам, которые сообщаются с зарядами взрывчатых веществ (в зарядной машине, заряжаемых скважине, камере, шпуре).

При расчете давления на фронте УВВ в местах установки постов охраны запретной зоны (до ввода опасной зоны) необходимо принимать следующие максимально возможные количества взрывчатых веществ:

при механизированном и пневмозаряжении - максимальную массу взрывчатых веществ, которое размещается в бункере зарядного оборудования, а также максимальную массу одного скважинного, шпурового или камерного заряда;

при заряжении шпуровых, скважинных, камерных зарядов иным способом - максимальную массу взрывчатых веществ в одном шпуре, скважине, камере.

При определении границ опасных зон действия УВВ на людей принимается вся масса взрываемого взрывчатых веществ, вне зависимости от используемых замедлений между зарядами.

При расчете давления на фронте УВВ для оценки сохранности оборудования, подземных сооружений, коммуникаций и определения параметров защитных устройств для локализации взрыва принимается наибольшая масса одновременно взрываемого взрывчатого вещества в серии замедлений, если интервал замедления между взрывом соседних групп зарядов составляет 50 мс и более. При меньших интервалах замедления принимается суммарная масса взрываемого взрывчатого вещества.

### ***Получение, учет и транспортирование взрывчатых материалов. Общие сведения.***

#### *Порядок учета взрывчатых материалов*

Доставленные на места хранения взрывчатые материалы должны быть приняты по количеству, массе, оприходованы и помещены в хранилища, на площадки.

Организация обязана вести учет прихода и расхода взрывчатых материалов на складах взрывчатых материалов в Книге учета прихода и расхода взрывчатых материалов и Книге учета выдачи и возврата взрывчатых материалов (рекомендуемые образцы приведены в приложениях N 14 и N 15 [1]).

Книги, начатые до вступления в силу Приказа об утверждении [1], заполняются до их окончания.

Допускается вносить в указанные Книги дополнения, обеспечивающие полноту учета взрывчатых материалов.

Порядок учета взрывчатых веществ, изготавливаемых на местах производства взрывных работ в процессе заряжения скважин (шпуров) или на пунктах производства взрывчатых веществ из невзрывчатых компонентов, следует устанавливать распорядительным документом организации (шахты, рудника, карьера, разреза). В формах учета, разработанных на основании данного документа, должно быть указано количество изготовленного взрывчатого вещества и количество компонентов, израсходованных для его приготовления; количество взрывчатых веществ, заряженных в скважины (шпуры), количество взрывчатых веществ, возвращенных на склад.

Учет находящейся на складах взрывчатых материалов аммиачной селитры во всех случаях осуществляется в том же порядке, что и для взрывчатых материалов.

В паспортах складов взрывчатых материалов места хранения аммиачной селитры отражаются отдельной строкой.



Индивидуальные заводские номера изделий с взрывчатыми веществами, а также индивидуальные маркировочные индексы средств инициирования при выдаче взрывникам должны регистрироваться в Книге учета выдачи и возврата взрывчатых материалов.

Книга учета прихода и расхода взрывчатых материалов должна быть пронумерована, прошнурована и скреплена печатью или пломбой территориального органа федерального органа исполнительной власти в области промышленной безопасности (печатью инспектора территориального органа федерального органа исполнительной власти в области промышленной безопасности).

Книгу должны вести заведующие и раздатчики складов взрывчатых материалов.

Взрывчатые материалы каждого наименования должны учитываться отдельно.

В книгу вносятся по каждому наименованию взрывчатых материалов: число и месяц прихода; откуда, по каким документам получены; дата изготовления и номер партии; приход за сутки; приход всего с начала месяца; число и месяц расхода; куда и по каким документам отпущено; номер выданной партии; расход за сутки; всего выдано с начала месяца.

Остаток взрывчатых материалов по каждому наименованию должен быть подсчитан и занесен в книгу на конец текущих суток, при этом записи необходимо делать только по тем взрывчатым материалам, количество которых изменилось (поступление с заводов-изготовителей, выдача для производства взрывных работ, возврат неиспользованных взрывчатых материалов, уничтожение взрывчатых материалов) за истекшие сутки.

Книга учета выдачи и возврата взрывчатых материалов должна быть пронумерована, прошнурована и скреплена печатью или пломбой территориального органа исполнительной власти в области промышленной безопасности (печатью инспектора территориального органа федерального органа исполнительной власти в области промышленной безопасности). Книга учета выдачи и возврата взрывчатых материалов оформляется в складах и раздаточных камерах, из которых производится выдача взрывчатых материалов взрывникам и прием от них остатков взрывчатых материалов. Она также должна вестись заведующим складом и раздатчиками.

Книга учета выдачи и возврата взрывчатых материалов должна содержать: дату выдачи взрывчатых материалов взрывнику, фамилию и инициалы взрывника, получившего взрывчатые материалы, дату и номер наряд-путевки, наименование выданных взрывчатых материалов, номер партий, изделий, количество выданных взрывчатых материалов, подпись взрывника о получении указанных взрывчатых материалов, количество израсходованных взрывчатых материалов, количество возвращенных взрывчатых материалов с номерами партий и изделий, подпись раздатчика (заведующего складом) о получении возвращенных взрывчатых материалов.

В конце каждого суток необходимо подсчитать, сколько и каких (по наименованиям) взрывчатых материалов израсходовано, и под чертой записать их расход (отпущенные взрывчатые материалы за вычетом возвращенных). Количество израсходованных за сутки взрывчатых материалов должно записываться ежедневно в Книгу учета прихода и расхода взрывчатых материалов.

Если выдача или возврат взрывчатых материалов в течение суток не осуществлялись, соответствующие графы в Книге учета выдачи и возврата взрывчатых материалов не заполняются, при этом основанием для внесения данных по возвращенным взрывчатым материалам в Книгу учета выдачи и возврата является заполненная (имеющая подписи взрывника и руководителя взрывных работ, подтверждающие фактический расход взрывчатых материалов по назначению) после окончания взрывных работ и сданная на склад наряд-путевка. Если заполненная наряд-путевка не сдана на склад, в том числе по причине производства взрывных работ продолжительностью более суток, данные о количестве взрывчатых материалов, израсходованных взрывником за текущие сутки, в указанную книгу не вносятся.

Сведения об израсходованных взрывником взрывчатых материалах вносятся в Книгу учета выдачи и возврата взрывчатых материалов на дату представления заполненной наряд-путевки.

Наряд-накладная (рекомендуемый образец приведен в приложении N 17 [1]) используется для оформления отпуска взрывчатых материалов с одного места хранения на другое и должна выдаваться получателю для предъявления на склад вместе с доверенностью на получение взрывчатых материалов. (в ред. Приказа Ростехнадзора от 25.05.2022 N 171)

Допускается вносить в бланк наряд-накладной дополнения, обеспечивающие полноту учета взрывчатых материалов. (в ред. Приказа Ростехнадзора от 25.05.2022 N 171)

Наряд-накладная должна содержать наименование получателя (склад взрывчатых материалов, участковый пункт, доставщик) и дату отпуска взрывчатых материалов; наименования взрывчатых материалов, количество затребованных взрывчатых материалов, количество отпущенных взрывчатых материалов, дату изготовления и номер партии, подпись выдавшего и подпись получившего взрывчатые материалы. (в ред. Приказа Ростехнадзора от 25.05.2022 N 171)

Заведующий складом (раздатчик) после отгрузки взрывчатых материалов один экземпляр наряд-накладной обязан хранить на складе, другой выдать получателю как сопроводительный документ. (в ред. Приказа Ростехнадзора от 25.05.2022 N 171)

При передаче взрывчатых материалов с одного склада взрывчатых материалов на другой, принадлежащих одной и той же организации, заведующий складом, отпустив взрывчатые материалы, один экземпляр обязан оставить на складе и один экземпляр выдать получателю как сопроводительный документ. (в ред. Приказа Ростехнадзора от 25.05.2022 N 171)

При доставке взрывчатых материалов со склада на склад доставщик, получивший взрывчатые материалы, и заведующий складом (раздатчик), выдавший взрывчатые материалы, обязаны расписаться в наряд-накладной о получении и выдаче взрывчатых материалов. (в ред. Приказа Ростехнадзора от 25.05.2022 N 171)

По наряд-накладным также должен проводиться отпуск доставщикам взрывчатых материалов со склада для перевозки в участковые пункты хранения и к местам производства взрывных работ. В таких случаях наряд-накладная может подписываться руководителем взрывных работ в смене. Заведующий складом (раздатчик), отпустив затребованные взрывчатые материалы, один экземпляр наряд-накладной обязан хранить на складе, другой - выдать доставщику как сопроводительный документ". (в ред. Приказа Ростехнадзора от 25.05.2022 N 171)

Движение взрывчатых материалов в участковых пунктах хранения должно учитываться в Книге учета прихода и расхода взрывчатых материалов (рекомендуемый образец приведен в приложении N 16 [1]). Допускается вносить в указанную Книгу дополнения, обеспечивающие полноту учета взрывчатых материалов.

В книгу вносятся по каждому наименованию взрывчатых материалов: дата, смена в которую получены взрывчатые материалы; фамилия, инициалы лица, доставившего взрывчатые материалы; номер и дата наряд-накладной; количество полученных взрывчатых веществ и средств инициирования с указанием номеров изделий; подписи лиц, доставивших и принявших взрывчатые материалы; номер наряд-путевки, количество выданных взрывчатых веществ и средств инициирования с указанием номеров изделий; подписи лиц, получивших и выдавших взрывчатые материалы; количество возвращенных взрывчатых веществ и средств инициирования с указанием номеров изделий; подписи лиц сдавших и принявших возврат; остаток взрывчатых веществ и средств инициирования с указанием номеров изделий на участковом пункте на конец смены.

Наряд-путевка на производство взрывных работ (рекомендуемый образец приведен в приложении N 18 к [1]) служит для отпуска взрывчатых материалов взрывникам.

В наряд-путевке указывается: фамилия, имя, отчество (при наличии) взрывника, дата и место производства взрывных работ (наименование выработок, уступов, иных объектов), количество подлежащих взрыванию зарядов в шпурах (скважинах), масса зарядов в шпурах (скважинах), количество выписанных взрывчатых веществ и средств инициирования, количество выданных взрывчатых веществ и средств инициирования; количество взорванных зарядов в шпурах (скважинах) с указанием массы зарядов; количество израсходованных взрывчатых веществ и средств инициирования; общий расход взрывчатых материалов; остаток взрывчатых материалов, заверенный подписью заведующего складом или раздатчика; фамилии и инициалы рабочих, привлекаемых к доставке взрывчатых материалов. (в ред. Приказа Ростехнадзора от 25.05.2022 N 171)

Допускается вносить в бланк наряд-путевки дополнения, обеспечивающие полноту учета взрывчатых материалов.

Наряд-путевка должна подписываться руководителем взрывных работ, назначенным распорядительным документом организации, ведущей взрывные работы.

На шахтах и рудниках, опасных по газу или пыли, кроме того, наряд-путевка должна подписываться руководителем службы вентиляции или лицом, его замещающим и утверждаться техническим руководителем шахты (рудника) или лицом, его замещающим.

После взрывных работ взрывник, на имя которого выписана наряд-путевка, и руководитель взрывных работ в смене должны подтвердить своими подписями в наряд-путевке фактический расход взрывчатых материалов по назначению.

Остатки взрывчатых материалов по окончании взрывных работ должны быть сданы взрывниками лично лицу, ответственному за выдачу и приемку взрывчатых материалов (раздатчику, заведующему складом взрывчатых материалов).

Заполненная наряд-путевка по окончании взрывных работ должна быть сдана взрывниками лично лицу, ответственному за выдачу и приемку взрывчатых материалов (раздатчику, заведующему складом взрывчатых материалов).

Передача наряда-путевки другим лицам и необоснованная задержка ее сдачи являются нарушением установленного порядка.

Взрывчатые материалы не должны выдаваться взрывникам, не отчитавшимся в израсходовании ранее полученных взрывчатых материалов.

Наряд-путевка является на складе основанием для записи выданных взрывчатых материалов в Книгу учета выдачи и возврата взрывчатых материалов, а заполненная после окончания работы - для списания их в Книге учета прихода и расхода взрывчатых материалов.

В приходно-расходных документах, в том числе в Книге учета прихода и расхода взрывчатых материалов и Книге учета выдачи и возврата взрывчатых материалов не допускаются записи карандашом, помарки и подчистки записей, а исправления должны выполняться проставлением новых цифр. Каждое исправление должно быть объяснено и подписано лицом, внесшим его.

Перечисленные в пунктах 554 - 561 приходно-расходные документы должны храниться не менее трех лет.

На складе взрывчатых материалов должны быть образцы подписей лиц, имеющих право подписывать наряд-путевки и наряд-накладные на отпуск взрывчатых материалов, а также образцы подписей лиц, имеющих право подтверждать фактический расход взрывчатых материалов. Образцы подписей должны быть заверены руководителем организации, ведущей работы со взрывчатыми материалами или назначенным им лицом. Отпуск взрывчатых материалов по указанным документам, подписанным другими лицами, запрещается. (в ред. Приказа Ростехнадзора от 25.05.2022 N 171)

Порядок учета взрывчатых материалов в раздаточных камерах должен быть аналогичным установленному для складов взрывчатых материалов.

Для получения взрывчатых материалов, прибывших на станцию железной дороги, пристань, другой транспортный пункт, руководитель (технический руководитель) организации, ведущей работы со взрывчатыми материалами, обязан направить ответственного за прием работника с доверенностью и охрану.

Организация, ведущая работы со взрывчатыми материалами, должна вести учет прихода и расхода взрывчатых материалов на основании приходно-расходных документов, представляемых заведующими складами взрывчатых материалов.

Правильность учета, хранения и наличия взрывчатых материалов на складах должна проверяться ежемесячно лицами, назначенными распорядительным документом организации, ведущей работы со взрывчатыми материалами. Допускается не распаковывать невскрытые ящики, мешки, пакеты, коробки и контейнеры при исправности и целостности пломбы и упаковки.

Число электродетонаторов, капсулей-детонаторов, пиротехнических реле, других средств инициирования во вскрытых ящиках должно проверяться вне хранилища или в тамбуре хранилища, в отдельной камере. При этом изделия необходимо выкладывать на столы, отвечающие установленным требованиям.

В случае выявления при проверке недостачи или излишков взрывчатых материалов об этом немедленно должно быть сообщено руководителю организации, ведущей работы со взрывчатыми материалами, территориальному органу федерального органа исполнительной власти в области промышленной безопасности и органам внутренних дел.

## *Общие требования к погрузке, выгрузке и транспортированию взрывчатых материалов*

Прием взрывчатых материалов, их погрузка (выгрузка) должны выполняться на складе взрывчатых материалов или в специально отведенном охраняемом месте (на погрузочно-разгрузочной площадке) и под контролем назначенного лица, имеющего право руководства взрывными работами, или заведующего складом взрывчатых материалов. К операциям по погрузке (выгрузке) взрывчатых материалов могут привлекаться работники, ознакомленные под подпись с мерами безопасности при обращении с взрывчатыми материалами. (в ред. Приказа Ростехнадзора от 25.05.2022 N 171)

Погрузочно-разгрузочная площадка, за исключением площадок, расположенных на территории складов взрывчатых материалов, в околоствольных дворах шахт, рудников, штолен и надшахтных зданиях, должна оборудоваться в соответствии с проектом.

К местам погрузки (выгрузки) взрывчатых материалов не должны допускаться лица, не имеющие отношения к погрузке (выгрузке) взрывчатых материалов.

Место погрузки (выгрузки), меры безопасности, а также порядок погрузки (выгрузки) взрывчатых материалов в околоствольных дворах шахт, рудников, штолен и надшахтных зданиях должны определяться распорядительным документом шахты (рудника).

Организация, ведущая работы со взрывчатыми материалами, обязана обеспечить контроль за количеством взрывчатых материалов при их приемке.

Запрещается оставлять взрывчатые материалы без надзора при проведении погрузочно-разгрузочных операций.

Погрузочно-разгрузочная площадка за исключением площадок, расположенных на территории складов взрывчатых материалов, в околоствольных дворах шахт, рудников, штолен и надшахтных зданиях должна:

ограждаться колючей проволокой на расстоянии не менее 15 м от места погрузки (выгрузки) транспортных средств. Высота ограды должна составлять не менее 2 м;

при наличии на площадке взрывчатых материалов освещаться в темное время суток электрическим освещением. Рубильники в нормальном исполнении разрешается располагать на расстоянии не ближе 50 м от места погрузки (выгрузки) взрывчатых материалов;

обеспечиваться необходимыми противопожарными средствами;

иметь телефонную связь с организацией, ведущей работы со взрывчатыми материалами, железнодорожной станцией (пристанью, портом), органами Министерства внутренних дел Российской Федерации и Министерства Российской Федерации по делам гражданской обороны, чрезвычайным ситуациям и ликвидации последствий стихийных бедствий. Телефон должен устанавливаться в караульном помещении, расположенном не далее 50 м от места погрузки (выгрузки) взрывчатых материалов;

охраняться на весь период проведения погрузочно-разгрузочных работ.

Места (площадки) выгрузки, погрузки и отстоя железнодорожных вагонов с взрывчатыми материалами должны быть удалены от жилых и производственных строений, от главных стационарных железнодорожных путей на расстояние не менее 125 м.

Места погрузки (выгрузки) взрывчатых материалов в околоствольных дворах шахт, рудников, штолен и надшахтных зданиях должны быть освещены и охраняться на весь период погрузо-разгрузочных работ силами и средствами организации, ведущей работы со взрывчатыми материалами, организации, эксплуатирующей опасный производственный объект, или организации, с которой заключен договор на оказание охранных услуг.

Совместное транспортирование взрывчатых материалов в пределах опасного производственного объекта производится только при выполнении следующих требований:

а) взрывчатые материалы одной группы совместимости, но разных подклассов можно транспортировать совместно при условии применения к ним мер безопасности как к взрывчатым материалам, имеющим подкласс 1.1;

б) взрывчатые материалы группы совместимости N могут транспортироваться с взрывчатыми материалами группы совместимости S, средства инициирования группы совместимости S допускается транспортировать совместно со средствами инициирования группы совместимости B.

в) совместное транспортирование в пределах опасного производственного объекта взрывчатых веществ, средств инициирования и прострелочно-взрывной аппаратуры допускается только по письменному разрешению руководителя (технического руководителя) организации, ведущей работы со взрывчатыми материалами, или назначенного им лица, при соблюдении следующих условий:

загрузки транспортного средства не более  $2/3$  его грузоподъемности;

размещения упаковок или сумок со средствами инициирования в передней части кузова транспортного средства в плотно закрывающихся ящиках с внутренними мягкими прокладками со всех сторон;

разделения упаковок с взрывчатыми веществами и ящиков со средствами инициирования способами, исключающими передачу детонации от последних;

размещения порохов группы С и перфораторных зарядов в заводской упаковке или в специальных ящиках не ближе 0,5 м от других взрывчатых материалов;

закрепления ящиков и другой тары с взрывчатыми материалами способами, исключающими удары и трение их друг о друга.

Во всех остальных случаях транспортирование в пределах опасного производственного объекта взрывчатых материалов различных групп совместимости должно осуществляться раздельно.

Транспортирование взрывчатых материалов от склада взрывчатых материалов на места работ в пределах опасного производственного объекта должно проводиться по маршрутам, утвержденным руководителем (техническим руководителем) организации, эксплуатирующей опасный производственный объект.

Транспортирование взрывчатых материалов в пределах опасного производственного объекта должно осуществляться исправным транспортом, оборудованным и предназначенным для этой цели, за исключением случая, указанного в пункте 35 настоящих Правил. Присутствие в транспорте работников, не связанных с доставкой взрывчатых материалов, не допускается.

В подземных выработках допускается доставка аммиачно-селитренных взрывчатых веществ от участковых пунктов хранения и мест выгрузки взрывчатых материалов к местам проведения взрывных работ в ковшах погрузочно-доставочных машин при условии загрузки ковша не более  $2/3$  по его высоте. При этом ковш должен быть очищен от остатков перевозимых грузов. Средства инициирования должны доставляться отдельно.

Запрещается доставка гранулированных взрывчатых веществ, содержащих тротил, гексоген и нитроэферы, под собственным весом по трубам (обсаженным скважинам) на рабочие горизонты (подземные пункты) рудников, шахт.

Запрещается транспортирование взрывчатых материалов по стволу шахты во время спуска и подъема людей. При погрузке, разгрузке, перемещении взрывчатых материалов по стволу шахты в околоствольном дворе и надшахтном здании около ствола допускается присутствие только взрывника, раздатчика, нагружающих и разгружающих взрывчатые материалы рабочих, рукоятчика, стволового и лица, ответственного за доставку взрывчатых материалов.

Спуск-подъем взрывчатых материалов по стволу шахты должен проводиться только после извещения об этом диспетчера (дежурного по шахте) лицом, назначенным ответственным за доставку (подъем, спуск) взрывчатых материалов.

Ящики и мешки с взрывчатыми материалами должны занимать не более  $2/3$  высоты этажа клетки, но не выше дверей клетки.

При спуске в вагонетках ящики и мешки с взрывчатыми материалами не должны выступать выше бортов вагонеток, а сами вагонетки необходимо прочно закреплять в клетях.

Средства инициирования должны спускаться и подниматься отдельно от взрывчатых веществ.

Ящики и сумки с детонаторами должны размещаться по высоте в один ряд.

При спуске-подъеме взрывников с взрывчатыми материалами и подносчиков с взрывчатыми веществами по наклонным выработкам в людских вагонетках на каждом сиденье должно находиться не более одного взрывника или подносчика.

Допускается доставка взрывчатых веществ ленточными конвейерами и канатно-кресельными дорогами в соответствии с установленным на шахте (руднике) порядком.

Разрешается одновременно спускаться или подниматься в одной клетке несколькими взрывникам с сумками с взрывчатыми материалами и подносчикам с сумками с взрывчатыми веществами из расчета 1 м<sup>2</sup> пола клетки на одного человека на этаже. Каждому из указанных лиц разрешается иметь при себе не более указанного в пунктах 51 и 52 настоящих Правил количества взрывчатых материалов.

Спуск-подъем взрывников с взрывчатыми материалами и подносчиков с взрывчатыми веществами должен проводиться вне очереди.

Транспортирование взрывчатых материалов по подземным выработкам должно осуществляться со скоростью не более 5 м/с (18 км/ч). Машинист обязан включать в работу и останавливать подъемную машину, лебедку, локомотив плавно, без толчков. (в ред. Приказа Ростехнадзора от 25.05.2022 N 171)

Транспортирование взрывчатых материалов в подземных выработках транспортными средствами должно проводиться при соблюдении следующих условий:

а) погрузочно-разгрузочные работы с взрывчатыми материалами разрешается проводить только в установленных местах;

б) в аварийных ситуациях место погрузочно-разгрузочных работ определяет лицо, ответственное за доставку взрывчатых материалов;

в) при перевозке в одном железнодорожном составе взрывчатые вещества и средства инициирования должны находиться в различных вагонетках, разделенных таким числом порожних вагонеток, при котором расстояние между вагонетками с взрывчатыми веществами и средствами инициирования, а также между этими вагонетками и локомотивом было бы не менее 3 м. В составе не должно быть вагонеток, загруженных, кроме взрывчатых материалов, другими грузами.

г) при транспортировании рельсовым транспортом детонаторы и электродетонаторы должны транспортироваться в вагонетках, футерованных внутри деревом и закрытых сплошной крышкой из негорючих материалов. При этом ящики (коробки), а также сумки и кассеты с детонаторами и электродетонаторами должны быть переложены мягким материалом и размещены по высоте в один ряд;

д) перевозка взрывчатых веществ контактными электровозами должна проводиться в вагонетках, закрытых сплошной крышкой из негорючих материалов. Гранулированные взрывчатые вещества допускается укрывать негорючей тканью;

е) транспортные средства (составы) с взрывчатыми материалами спереди и сзади должны иметь специальные световые опознавательные знаки, со значением которых необходимо ознакомить всех работающих;

ж) при перевозке взрывчатых материалов по горным выработкам водители встречного транспорта и люди, проходящие по этим выработкам, обязаны остановиться и пропустить транспортное средство с взрывчатыми материалами;

з) водители транспортных средств и все лица, связанные с перевозкой (доставкой) взрывчатых материалов, должны быть проинструктированы о мерах безопасности;

и) при транспортировании взрывчатых материалов рельсовым транспортом в поезде никого не должно быть, кроме машиниста локомотива, взрывника или раздатчика, а также рабочих, связанных с перевозкой взрывчатых материалов. Сопровождающие лица должны находиться в людской вагонетке в конце поезда. Допускается сопровождение поезда пешком при условии, что его скорость не превышает скорости передвижения сопровождающих лиц;

к) транспортирование взрывчатых материалов без сопровождающих лиц допускается в специально оборудованных вагонетках, контейнерах, других емкостях, закрытых на замок и опломбированных на складе взрывчатых материалов;

Техническая исправность транспортных средств, используемых для доставки взрывчатых материалов, должна проверяться ежедневно.

При перепуске взрывчатых веществ по трубопроводам ревизию емкостей, труб и запорной арматуры необходимо проводить в порядке, установленным распорядительным документом эксплуатирующей организации.

В подземных выработках вагонетки с взрывчатыми материалами необходимо формировать в составы и доставлять непосредственно в район подготовки взрыва или размещать в специально оборудованных выработках - пунктах отстоя. Каждое место сосредоточения взрывчатых веществ

необходимо обеспечивать не менее чем четырьмя огнетушителями, а также пожарным стволом, рукавом или шлангом, подсоединенным к противопожарной водяной магистрали.

Система сигнализации между машинистом электровоза и сопровождающими лицами при транспортировании взрывчатых веществ по подземным выработкам утверждается руководителем (техническим руководителем) организации, ведущей взрывные работы, или назначенным им лицом.

Спуск-подъем взрывчатых материалов при проходке шурфов, оборудованных ручными воротками и лебедками, необходимо выполнять с соблюдением следующих условий:

- а) в забое не должны находиться лица, не связанные с взрывными работами;
- б) спуск-подъем взрывчатых материалов осуществлять не менее чем двум лицам;
- в) вороток или лебедку оборудовать храповыми устройствами или автоматически действующими тормозами, а прицепной крюк предохранительным замком;
- г) спуск-подъем взрывчатых веществ проводить отдельно от средств инициирования.

Спуск-подъем взрывчатых материалов с применением лебедок по восстающим выработкам (печам) должен осуществляться в соответствии с организацией работ и паспортом на установку лебедки, утвержденными руководителем шахты (рудника).

Взрывчатые вещества и средства инициирования вручную необходимо доставлять к местам производства взрывных работ отдельно в сумках, кассетах, заводской упаковке.

Средства инициирования переносятся только взрывниками, при этом они должны находиться в заводской упаковке, либо помещаться в сумки с жесткими ячейками (кассеты, ящики), покрытыми внутри мягким материалом. Доставка взрывчатых веществ может осуществляться проинструктированными рабочими под наблюдением взрывников.

При одновременной доставке вручную средств инициирования и взрывчатых веществ взрывник может переносить не более 10 кг взрывчатых материалов.

При переноске в сумках взрывчатых веществ без средств инициирования взрывник может переносить не более 24 кг.

При переноске взрывчатых веществ в заводской упаковке их количество должно быть в пределах норм переноски тяжестей.

Автотранспорт, используемый для транспортирования взрывчатых материалов, должен отвечать требованиям законодательства Российской Федерации в области обеспечения безопасности перевозки опасных грузов, а также Европейского соглашения о международной дорожной перевозке опасных грузов от 30 сентября 1957 г.

Перевозки взрывчатых материалов автомобильным, железнодорожным, морским, речным и воздушным видами транспорта осуществляются в соответствии с правилами перевозок на указанных видах транспорта.

### ***Хранение взрывчатых материалов. Склады ВМ***

#### **Хранение ВМ.**

Взрывчатые материалы должны храниться в предназначенных для этой цели помещениях и местах, отвечающих установленным требованиям. Организация хранения взрывчатых материалов должна исключать их утрату, а условия хранения - порчу.

Взрывчатые материалы различных групп совместимости должны храниться отдельно. Допускается совместное хранение:

- 1) дымных (группа совместимости D) и бездымных (группа совместимости C) порохов в соответствии с требованиями к наиболее чувствительным из них;
- 2) огнепроводного шнура, средств зажигания его и порохов, сигнальных и пороховых патронов и сигнальных ракет (группа совместимости G) с взрывчатыми материалами групп совместимости B, C и D;
- 3) детонирующего шнура и детонирующей ленты (группа совместимости D) с капсюлями-детонаторами, электродетонаторами и пиротехническими реле (группа совместимости B).

Места хранения взрывчатых материалов (кроме мест сменного хранения, размещаемых вблизи мест ведения взрывных работ) должны быть приняты в эксплуатацию комиссиями из

представителей организации-владельца и территориального органа исполнительной власти в области промышленной безопасности.

Приемка должна оформляться актом, в котором указывается соответствие места хранения проектной документации.

На складах ВМ хранилища и контейнеры с взрывчатыми материалами должны запираяться на замки и опломбироваться или опечатываться. В складах ВМ с круглосуточным дежурством раздатчиков опломбирование или опечатывание хранилищ может не проводиться.

Комплексы зданий, предназначенные для хранения взрывчатых материалов и сооружений вспомогательного назначения, расположенные на общей территории (далее - склады ВМ), камеры и ячейки для хранения взрывчатых материалов и вспомогательные камеры с подводными к складу горными выработками (далее - подземные склады ВМ), другие места хранения взрывчатых материалов должны оборудоваться по проектам, утвержденным в установленном порядке, и эксплуатироваться в соответствии с требованиями настоящих Правил.

По месту расположения относительно земной поверхности склады взрывчатых материалов разделяются на поверхностные, полууглубленные, углубленные и подземные.

К поверхностным относятся склады, основания хранилищ которых расположены на уровне поверхности земли; к полууглубленным - склады, здания хранилищ которых углублены в грунте ниже земной поверхности не более чем на карниз; к углубленным - у которых толщина грунта над хранилищем составляет менее 15 м, и к подземным - соответственно более 15 м.

В зависимости от срока эксплуатации склады разделяются на постоянные - три года и более, временные - до трех лет и кратковременные - до одного года.

Сроки эксплуатации склада ВМ исчисляются с момента завоза взрывчатых материалов.

Эксплуатация кратковременных складов может быть продлена на один последующий срок при условии повторной приемки комиссией.

По назначению склады ВМ разделяются на базисные и расходные.

На складе ВМ аммиачная селитра должна храниться в отдельных хранилищах (на отдельных площадках).

Учет находящейся на складах ВМ аммиачной селитры во всех случаях осуществляется в том же порядке, что и для взрывчатых веществ.

В паспортах складов ВМ места хранения аммиачной селитры отражаются отдельной строкой.

При расчете безопасных расстояний хранящаяся на складах ВМ и пунктах производства взрывчатых веществ аммиачная селитра не учитывается.

При поступлении на склад ВМ незатаренной аммиачной селитры она может храниться в бункерах, имеющих приспособления для ее механизированной загрузки и выгрузки. Срок хранения аммиачной селитры в бункере без перегрузки или рыхления не должен превышать 10 дней.

Общую вместимость подземного (углубленного) расходного склада и вместимость отдельных камер (ячеек) необходимо определять проектом. При этом на угольных и сланцевых шахтах вместимость склада без учета емкости раздаточных камер не должна превышать семисуточного запаса взрывчатых веществ и пятнадцатисуточного запаса средств инициирования.

Вместимость камеры в складах камерного типа не должна превышать 2 т взрывчатых веществ, а в складах ячейкового типа в каждой ячейке разрешается хранить не более 400 кг взрывчатых веществ.

Предельная вместимость отдельной раздаточной камеры в подземных выработках не должна превышать 2 т взрывчатых веществ и соответствующего количества средств инициирования, а отдельного участкового пункта хранения - 1 т взрывчатых веществ и соответствующего количества средств инициирования.

В научно-исследовательских институтах, лабораториях и учебных заведениях взрывчатые материалы следует хранить в сейфах (в каждом не более 10 кг взрывчатых веществ или 500 детонаторов и по 300 м детонирующего и огнепроводного шнуров). Допускается хранение взрывчатых материалов в одном помещении, но в разных сейфах. Сейфы должны размещаться на расстоянии, исключающем передачу детонации.

В организациях должны обеспечиваться условия для испытаний и уничтожения взрывчатых материалов. В этих целях необходимо оборудовать полигоны или лаборатории, оснащенные



соответствующими приборами и оборудованием. Испытания должны проводиться в соответствии с требованиями технической документации на соответствующие взрывчатые материалы в порядке, установленном распорядительным документом организации, ведущей взрывные работы.

Полигоны должны оборудоваться по проектам на расстоянии, безопасном от места проведения взрывных работ на полигоне до склада ВМ и иных объектов.

Допускается уничтожение взрывчатых материалов на подготовленных площадках на нерабочих уступах карьеров.

При выполнении на базисном складе операций по выдаче взрывчатых материалов взрывникам и приемке от них неизрасходованных взрывчатых веществ, средств инициирования, прострелочных и взрывных аппаратов помещение, в котором выполняются эти операции, должно находиться вблизи въезда (входа) на склад, но не ближе 20 м от хранилищ взрывчатых материалов, сооружаться из негорючих материалов и разделяться сплошной негорючей капитальной (кирпичной или бетонной) стеной толщиной не менее 25 см на две части: для взрывчатых веществ и средств инициирования. Указанное помещение оборудуется двумя тамбурами для выдачи-приемки взрывчатых веществ и средств инициирования.

Общее количество взрывчатых материалов всех наименований (изделий), находящихся в указанном помещении во время выдачи, не должно превышать 3 тыс. кг, в том числе детонаторов не более 10 тыс. шт.

Ящики с детонаторами должны размещаться на стеллажах у наружной стены здания.

Хранение взрывчатых материалов в указанном помещении запрещается.

Изготовление (подготовка) боевиков с детонирующим шнуром в случае выдачи-приемки взрывчатых материалов на базисном складе должно проводиться в отдельном здании (помещении).

Поверхностные постоянные склады должны отвечать следующим условиям:

- иметь водоотводные каналы (в условиях многолетнемерзлых пород необходимость канав определяется проектом с учетом конкретных условий);
- дороги и подъездные пути необходимо содержать в чистоте и исправности;
- хранилища следует располагать так, чтобы обеспечивался свободный подход и подъезд к каждому из них;
- расстояния между отдельными хранилищами, а также между хранилищами и различными зданиями и сооружениями на территории склада и вне ее должны быть не менее установленных противопожарных разрывов и соответствовать требованиям Правил;
- склады должны ограждаться и иметь запретную зону шириной от ограды не менее 50 м. На границах запретной зоны устанавливаются предупредительные знаки.

На территории склада (в пределах ограды склада) допускается располагать только следующие здания и сооружения: хранилища взрывчатых веществ, средств инициирования, прострелочных и взрывных аппаратов; площадки для хранения взрывчатых материалов и АС в контейнерах; здание (помещение) для выдачи взрывчатых материалов; здание для подготовки взрывчатых материалов; приемные рампы и другие объекты, связанные с приемом, хранением и отгрузкой взрывчатых материалов; пункты изготовления гранулированных и водосодержащих взрывчатых веществ (на отгороженной территории), а также пункты подготовки взрывчатых веществ заводского производства к механизированному заряданию; лабораторию; караульные вышки, будки для сторожевых собак; вышки (мачты, столбы) с фонарями, прожекторами; щиты для противопожарных средств; противопожарные водоемы (насосы); проходные будки; молниезащитные сооружения.

За запретной зоной склада должны располагаться следующие здания и сооружения, относящиеся к складу ВМ: полигон для испытаний и уничтожения взрывчатых материалов, сжигания тары; караульное помещение; административно-бытовое помещение для персонала, обслуживающего склад; пункты обслуживания и заправки средств механизации; котельные, емкости для нефтепродуктов; водопроводные и канализационные насосные станции; трансформаторные подстанции.

Сарай или навес для хранения тары допускается размещать в пределах запретной зоны не ближе 25 м от ограды склада.

Объекты, не относящиеся к складу ВМ (здания, сооружения, населенные пункты), должны располагаться за пределами опасной зоны, определяемой согласно требованиям Правил.

Расстояние от ограды до ближайшего хранилища должно быть не менее 40 м. В горных местностях это расстояние может быть уменьшено по согласованию с территориальным органом исполнительной власти в области промышленной безопасности.

Ограду необходимо выполнять из колючей проволоки, дерева, кирпича, камня, металла. Высота ограды должна быть не менее 2 м. По верху ограды из дерева, кирпича, камня, металла на металлические стержни высотой не менее 0,5 м должна натягиваться колючая проволока в четыре нитки.

В ограде должны быть устроены ворота и калитка, запирающиеся на замки.

На территории склада и запретной зоны вокруг него деревья и кустарники должны быть вырублены, сухая трава, заросли, хворост и легковоспламеняющиеся предметы убраны.

Хранение ВМ на местах работ. ВМ, доставленные к местам работ, должны находиться в сумках, кассетах или в заводской упаковке. При этом ВВ и СИ необходимо размещать отдельно.

ВМ на местах работ, а также заряженные шпурсы, скважины и т.п. **запрещено** оставлять без охраны (надзора).

Допускают хранение ВМ в подземных выработках без постоянного надзора при условии размещения их в специальных участковых пунктах хранения, металлических ящиках, сейфах (контейнерах), закрытых на внутренние замки.

ВМ разрешено хранить на местах работ в размере:

- суточной потребности – вне опасной зоны;
- сменной потребности – в пределах опасной зоны. Хранение ВВ в зарядных машинах более 1 суток **запрещено**.

При проходке стволов, штолен, тоннелей разрешено хранить ВМ в размере сменной потребности в будках или под навесом на расстоянии не ближе 50 м от устья и поверхностных сооружений.

### Устройство и эксплуатация складов ВМ

*Склад ВМ* – комплекс зданий и сооружений основного производственного и вспомогательного назначения, расположенных на общей территории с оформленным в установленном порядке земельным отводом.

*Подземный склад ВМ* – камеры и ячейки для хранения ВМ и вспомогательные камеры с подводными к складу горными выработками.

Все склады и другие места хранения ВМ должны сооружаться или приспособляться по проектам, утвержденным в установленном порядке, и эксплуатироваться в соответствии с требованиями ЕПБ

1 – **по месту расположения** относительно земной поверхности:

- *поверхностные* – основания хранилищ которых расположены на уровне поверхности земли;
- *полууглубленные* – здания хранилищ которых углублены ниже земной поверхности не более чем на карниз;
- *углубленные* у которых толщина грунта над хранилищем составляет *менее* 15 м;
- *подземные* – у которых толщина грунта над хранилищем составляет *более* 15 м.

2 – **по сроку эксплуатации** с момента завоза ВМ:

- *постоянные* – 3 года и более;
- *временные* – до 3 лет;
- *кратковременные* – до 1 года.

3 – **по назначению**: *базисные* и *расходные*.

Общая вместимость *базисных* складов – не ограничивается, при этом предельная вместимость одного *хранилища* – до 420 т ВМ (нетто) и 600 т для аммиачной селитры.

Предельно допустимая вместимость *поверхностных* и *полууглубленных расходных* складов и хранилищ ВМ

| № | ВВ в от- | Вид ВМ и их количество на всем |
|---|----------|--------------------------------|
|---|----------|--------------------------------|

|    | Тип склада                   | дельном хранилище, т | ВВ, т      | КД, ЭД, тыс. шт. | ДШ, тыс. м | ОШ и средства его поджигания |
|----|------------------------------|----------------------|------------|------------------|------------|------------------------------|
| 1. | <i>Постоянный</i> склад      | 120                  | 240        | 300              | 400        | не ограничено                |
| 2. | <i>Временный</i> склад       | 60                   | 120        | 150              | 200        | не ограничено                |
| 3. | <i>Кратковременный</i> склад | по проекту           | по проекту | 75               | 100        | не ограничено                |

Вместимость *контейнерных площадок* принимается аналогично установленной для хранилищ складов ВМ.

Общую вместимость *подземного и углубленного расходного* складов и вместимость отдельных камер (ячеек) определяют проектом. При этом:

- на угольных и сланцевых шахтах вместимость склада не должна превышать 7-суточного запаса ВВ и 15-суточного запаса СИ;
- вместимость камеры – до 2 т ВВ;
- вместимость ячейки – до 0,4 т.

Предельная вместимость отдельной *раздаточной камеры* – до 2 т ВВ и соответствующего количества СИ, а отдельного *участкового пункта хранения* – до 1 т ВВ и соответствующего количества СИ.

В НИИ, вузах хранят ВМ в разных сейфах на расстоянии, исключающем передачу детонации, – до 10 кг ВВ или 500 детонаторов и по 300 м ОШ или ДШ.

На базисном складе в помещении выдачи-приемки ВМ – до 3 т ВМ, в т.ч. – до 10 тыс. детонаторов.

На базисном складе выдачу и приемку ВМ выполняют в специальном помещении, которое находится вблизи въезда на склад, но не ближе 20 м от хранилища ВМ, его сооружают из негорюемых материалов и разделяют на 2 части для хранения ВВ и СИ сплошной капитальной негорюемой стеной толщиной не менее 25 см. Помещение оборудуют 2 тамбурами – для выдачи-приемки ВВ и СИ.

Кроме того:

общее количество ВВ всех наименований в помещении не должно превышать 3000 кг, в том числе детонаторов не более 10 тыс. шт.;

ящики с детонаторами необходимо размещать на стеллажах у наружной стены хранилища.

В *постоянных и временных расходных* складах выдачу-приемку ВМ производят в отдельных помещениях или тамбурах хранилищ либо в здании подготовки ВМ.

Помещение для изготовления зажигательных и контрольных трубок должно быть отделено от помещения подготовки ВВ капитальной стеной из негорюемых материалов (в подземных – в отдельных камерах).

Для выдачи детонаторов необходим стол с закраинами, обитый брезентом по войлоку или резиной толщиной не менее 3 мм и заземленный при работе с ЭД, а также стол для резки ДШ и ОШ.

Изготовление боевиков с ДШ должно производиться в отдельном здании (помещении).

При устройстве хранилищ ВМ соблюдают следующие требования:

- хранилища строят из негорюемых материалов, если конструкции деревянные – то покрывают негорюемым составом или оштукатуривают с обеих сторон;
- полы должны быть без щелей, ровные (деревянные, бетонные, асфальтированные, глинобитные, а для дымных порохов покрывать мягкими матами, стены побелены или покрашены;

- необходимо обеспечить естественное приточно-вытяжное проветривание;
- защищать от проникновения воды и снега;
- постоянные и временные склады оборудовать двумя видами освещения – рабочим и резервным (аварийным);
- освещенность рабочих мест на уровне пола не менее 30 лк;
- стеллажи и штабели для ВМ размещать: от стен – более 20 см; от пола – более 10 см;
- проходы между штабелями – более 1,3 м; между стеллажами – более 1 м;
- мешки и ящики на настилах в штабелях высотой до 2 м, шириной не более 2 мешков (ящиков) для обеспечения подсчета;
- при механизации погрузочно-разгрузочных работ мешки (ящики) хранят в пакетах на поддонах, в стропконтейнерах, до 2 ярусов по высоте, но не более 2,6 м;
- на стеллажах мешки (ящики) по 2 в высоту, по 2 – в ширину с двухсторонним проходом и по 1 – у стен;
- стеллажи с высотой верхней полки до 2 м (для раскрытой тары до 1,7 м), расстояние между мешками (ящиками) и полками более 4 см; доски полок настилают с промежутками до 3 см, нижняя полка – сплошная; головки гвоздей или болтов для крепления полок утапливают полностью;
- возле стеллажей, штабелей, камер (ячеек) вывешивают таблички с указанием наименования ВМ, количества, № партии, даты изготовления, гарантийного срока хранения;
- внутри здания устанавливают термометры;
- температура в хранилищах с ВВ на основе аммиачной селитры должна быть до 30 С;
- при хранении ВМ в контейнерах на специально оборудованных площадках допускают их размещение в 2 яруса;
- грузоподъемные механизмы эксплуатируют по требованиям существующих для них правил, при этом, двигатели внутреннего сгорания оснащают системой нейтрализации выхлопных газов и искрогасителями, а электрооборудование должно отвечать требованиям Правил устройства электроустановок (ПУЭ) для помещений класса В-Па;
- число входов определяют из того, чтобы максимальное расстояние от входа до наиболее удаленной точки одного помещения по проходам было не более 15 м, а при механизации – 25 м;
- окна оборудуют стальными решетками из прутков более 15 мм, сваренных в каждом перекрестке, ячейки не более 150х150 мм, концы прутков заделывают в стену на глубину более 80 мм, и красят светлой краской;
- стекла окон, выходящих на солнечную сторону, матовые или покрыты белой краской, отношение световой поверхности окон к площади пола от 1:25 до 1:30;
- в чердачных помещениях запрещено что-либо хранить, для входа устанавливают снаружи лестницу, дверь – на замок и пломбу.

Территория поверхностных и полууглубленных *постоянных* складов должна отвечать следующим условиям:

- иметь водоотводные канавы;
- дороги и подъездные пути содержать в чистоте и исправности;
- обеспечить подход и подъезд к каждому хранилищу;
- расстояния между зданиями хранилищ и сооружениями – по требованиям ПБ;
- ограда из колючей проволоки, дерева, камня, металла, кирпича высотой не менее 2 м, по верху ограды не из колючей проволоки – металлические стержни высотой не менее 0,5 м с 4 нитками колючей проволоки;

- в ограде ворота и калитка – на замке;
- расстояние от ограды до ближайшего хранилища не менее 40 м;
- запретная зона шириной от ограды не менее 50 м, на ее границах устанавливают ограждения и предупредительные знаки;
  - на территории склада и запретной зоны деревья и кустарники вырубает, сухую траву, заросли, хворост и другие легковоспламеняющиеся предметы убирают для предохранения от лесных и напольных пожаров;
  - на расстоянии не менее 5 м вокруг каждого здания должен быть снят дерн;
  - на расстоянии 10 м от ограды оборудовать канавы шириной по верху не менее 1,5 м и глубиной не менее 0,5 м или систематически вспахивать полосу шириной 5 м для уничтожения растительности.

На территории склада разрешено располагать:

хранилища ВВ, СИ, ПВА; площадки для ВМ в контейнерах; здание для выдачи ВМ; вспомогательное помещение (хранилище, площадка); здание для подготовки ВМ; приемные рампы и другие объекты для приемки и отгрузки ВМ; пункты изготовления простейших гранулированных и водосодержащих ВВ, а также подготовки ВВ заводского производства к механизированному заряданию; лаборатория; караульные вышки, будки для сторожевых собак; столбы (мачты) с фонарями, прожекторами; щиты с противопожарными средствами; противопожарные водоемы (насосы); проходные будки.

В пределах запретной зоны склада допускается размещать сарай или навес для хранения тары не ближе 25 м от ограды.

За запретной зоной склада в пределах опасной зоны, определенной по ЕПБ, разрешается размещать:

полигон для испытания и уничтожения ВМ, сжигания тары; караульные помещения; административно-бытовое помещение для персонала склада; пункты обслуживания и заправки средств механизации; котельные, склады топлива; водопроводные и канализационные насосные станции; трансформаторные подстанции.

Устройство валов обязательно, если расстояние от мест хранения или переработки ВМ до зданий и сооружений либо между ними меньше значений, предусмотренных ЕПБ.

Валы насыпают только из пластичных или сыпучих материалов. **Запрещено** использовать для насыпки валов камень, щебень и горючие материалы (уголь, опилки и т.п.).

Высота валов должна быть на 1,5 м выше верхнего уровня стеллажа (штабеля) с ВМ в хранилище.

Ширина валов по верху не менее 1 м, по низу обусловлена углом естественного откоса грунта, из которого насыпан вал.

Разрыв вала устраивают для подъезда при полном обваловывании хранилища. Перед разрывом размещают защитный вал с таким расчетом, чтобы прямая линия, проведенная в плане от ближайшего угла хранилища через ближайшую конечную точку разрыва гребня главного вала и продолженная дальше, проходила через гребень защитного вала.

Электроустановки складов ВМ, в том числе силовые и осветительные сети, должны быть оснащены защитой от утечек тока и поражения людей электрическим током (согласно ПУЭ).

Склад ВМ, подступы к нему и хранилища ВМ должны быть освещены (допускается выполнять освещение по периметру склада).

*Рабочее освещение* лампами напряжением до 220 В.

*Аварийное освещение* для хранилищ – рудничные аккумуляторные светильники или фонари с сухими батареями (при металлическом корпусе – в резиновом чехле).

**Запрещено** применять ручные переносные лампы, питаемые от электросети в помещениях склада.

При выдаче ВМ только в светлое время суток электроосвещение не обязательно.

Выключатели, распределительные щитки, предохранители, розетки и т.п. устанавливать снаружи здания в закрытых ящиках либо в изолированном помещении, оснащенном противопожарными средствами.

*Молниезащиту* устанавливают согласно требованиям по проектированию, устройству и эксплуатации молниезащиты складов ВМ. Все склады, караульные помещения необходимо оборудовать телефонной связью с предприятием, пожарной охраной, и ОВД (при не- возможности – радиосвязью). Между караульными постами и караульным помещением – двухсторонняя телефонная связь. Средства связи размещают вне взрывопожароопасных помещений.

*Охрану* складов осуществляют в соответствии с требованиями ЕПБ. Все склады ВМ должны охраняться круглосуточно вооруженной охраной: на поверхности – огнестрельным оружием; в подземных – холодным оружием. Охрана подземных и передвижных складов может быть возложена на раздатчиков, заведующих складом или взрывников.

Средствами охранной и пожарной *сигнализации* склады и хранилища могут быть оборудованы по проектам, утвержденным в установленном порядке.

*Противопожарные средства* размещают на складах по согласованию с органом пожарного надзора. В каждом складе вывешивают инструкцию о порядке содержания противопожарных средств и пользования ими, персонал расписывается за ознакомление с ними.

При печном отоплении на дымовых трубах необходимо устанавливать искроуловительные сетки.

Под временные хранилища приспособляют неиспользуемые строения, сараи и другие дощатые, глинобитные, земляные и т.п. помещения, которые необходимо проветривать и защищать от попадания в них дождя и снега. Топки печей в таких помещениях должны быть замурованы.

При устройстве *временных* складов ВМ соблюдают следующие требования:

а) полы могут быть деревянные, бетонные или глинобитные; б) деревянные стены и крыши должны покрываться огнезащитным

составом; в) ограждение разрешается устраивать из жердей, плетней, досок и других подобных материалов, причем высота ограды должна быть не менее 2 м;

г) устройство водоемов необязательно; д) устройство тамбуров необязательно, двери могут быть одинарными;

е) рабочее освещение внутри хранилищ может осуществляться рудничными аккумуляторными светильниками или фонарями с сухими батареями (при металлических корпусах в резиновых чехлах);

ж) в приспособляемых помещениях могут быть сохранены существующие размеры дверей и окон.

В остальном к временным складам предъявляются такие же требования, как и к постоянным складам.

Для производства ВР кратковременного характера хранение ВМ допускается:

в неиспользуемых строениях, сараях, землянках и пр.; в железнодорожных вагонах; на судах;

в автомобилях, прицепах и повозках;

в палатках, на площадках у мест производства ВР.

Ограду кратковременных складов разрешается делать высотой не менее 1,5 м не ближе 20 м от ближайшей стены хранилища. Расстояние от ограды до караульного помещения должно быть не менее 15 м.

Деревянные стены хранилищ кратковременных складов снаружи и внутри необходимо покрывать в качестве огнезащитного состава известково-соляным раствором в три слоя. Крыша, потолок и конструкции чердачных перекрытий склада должны быть несгораемыми или также покрыты огнезащитным составом.

На кратковременных складах ВМ необязательны устройство молниезащиты, освещения, телефонной связи, канавы вокруг ограды склада и очистка зоны вокруг склада ВМ от деревьев.

Во всем остальном должны быть выполнены соответствующие требования к временным складам, предусмотренные ЕПБ

При кратковременном хранении ВМ в нежилых строениях, землянках и т.п. в одном хранилище количество ВМ не должно превышать 3 т ВВ и 10 тыс. шт. детонаторов с соответствующим количеством ДШ и ОШ (средств поджигания ОШ), при этом должны обеспечиваться со- хранение их качества и соответствующая охрана.

Детонаторы следует помещать в деревянный ящик, обитый изнутри войлоком, а снаружи

металлическими листами. Ящик необходимо устанавливать на расстоянии не ближе 2 м от ВВ и запирать на замок.

В отдельном двухосном вагоне допускается хранить не более 3 т ВВ или 10 тыс. шт. детонаторов и 1000 м ДШ.

В четырехосном вагоне разрешается хранить не более 6 т ВВ или 20 тыс. шт. детонаторов и 2000 м ДШ.

В указанных случаях количество совместно хранимого ОШ и средств его поджигания не ограничивается.

Разрешается совместно хранить ВМ в двухосном вагоне не более 1 т ВВ, 5 тыс. шт. детонаторов, 1000 м ДШ и необходимое количество ОШ (средств поджигания ОШ), а в четырехосном соответственно вдвое больше ВМ.

Вагоны, оборудуемые под хранение ВМ, должны быть исправны и иметь запорно-предохранительные устройства. Вагоны, использовавшиеся для перевозки угля и других легковоспламеняющихся материалов, перед размещением ВМ следует очистить от этих продуктов и промыть щелочной водой.

Вагоны, предназначенные для совместного хранения ВВ, СИ, ПВА, должны быть разделены на три отделения деревянными перегородками. Крайние отделения вагона служат для хранения ВВ (прострелочных и взрывных аппаратов) и СИ, среднее (тамбур) для выдачи ВМ. Двери для входа в отделения должны быть сплошными и иметь размер не менее 1,8х0,9 м.

Двери вагона должны быть защищены наглухо и с внутренней стороны обшиты тесом. Для входа в вагон с одной стороны необходимо оборудовать дверь размером не менее 1,8х0,9 м, открывающуюся внутрь.

Вагон должен быть обеспечен средствами пожаротушения.

Выдавать ВМ, а также принимать их остатки необходимо только во время стоянок вагона в тупиках или на запасных путях, отстоящих от магистральных путей, промышленных и жилых строений на расстоянии, определяемое по согласованию с начальником станции (переезда), но не менее 125 м. Для подхода автомобильного транспорта к вагону должны быть удобные подъезды.

До начала любых маневров с вагонами, загруженными ВМ, а также в пути следования таких вагонов все люки должны быть закрыты, вагоны заперты на замки и опломбированы. Ящики, мешки с ВМ должны быть закреплены.

В ночное время при стоянке вагона-хранилища ВМ в тупике или на запасных путях он должен обозначаться видимыми сигналами.

В остальном должны соблюдаться требования правил перевозки опасных грузов по железным дорогам.

При выполнении взрывных работ на морях, реках, озерах и водохранилищах разрешается хранить ВМ на исправных судах, имеющих отдельные помещения для ВВ, СИ с отдельными входами и специально оборудованных для этой цели.

**Запрещено** использовать несамоходные суда под хранилища ВМ при выполнении ВР на море.

ВМ должны укладываться и закрепляться так, чтобы в случае крена судна, качки, удара, посадки на мель и т.д. исключалась возможность их падения, удара и т.п.

Для стоянки судна должно выбираться место, удаленное от пристаней, жилых, производственных и иных зданий и сооружений на безопасное расстояние, и во всех случаях вне судового хода.

При постановке судна с ВМ у берега посторонние лица не должны допускаться к нему по берегу ближе 50 м. Для этого береговая стоянка ограждается с суши изгородью (жердями, колючей проволокой или канатом). Концы ограды должны вводиться в воду на расстоянии не менее 3 м от берега.

Освещение хранилищ ВМ на технических судах должно быть электрическое с расположением проводки, осветительной арматуры и выключателей вне хранилищ. В качестве аварийного освещения могут применяться аккумуляторные светильники.

Суда, предназначенные для хранения ВМ, должны быть оборудованы молниезащитой.

На работах передвижного характера допускают хранение ВМ на специально оборудованных автомобилях, прицепах, повозках и санях – передвижные склады, которые должны представлять

собой прочный кузов (фургон), установленный и капитально закрепленный на автомобиле, повозке, прицепе, санях. Такой склад ВМ может быть самоходным или несамоходным.

Дерево, применяемое для изготовления кузова (фургона), необходимо пропитывать огнезащитным составом. Для внутреннего покрытия следует использовать материалы, не вызывающие искр и неспособные образовывать опасные соединения с перевозимым грузом.

В передней части кузова (в правом нижнем углу) должен быть размещен ящик (отсек) для СИ. Этот ящик (отсек) должен быть изнутри покрыт мягким материалом (войлок, резина, поролон и др.). Конструкция ящика (отсека) должна исключать передачу детонации ВВ в случае непредвиденного взрыва наибольшего количества СИ.

Двери отсеков для ВВ, СИ, прострелочных и взрывных аппаратов должны быть снабжены врезными замками и приспособлениями, препятствующими открытию их в случае выхода из зацепления замков.

В фургоне должно быть рабочее место для заведующего складом ВМ (раздатчика).

Фургон должен освещаться светильником, плафон которого устанавливают в верхней передней части кузова с наружной электропроводкой, проложенной в защитном кожухе. Электрические проводки внутри кузова не допускают.

В кузове передвижного склада должны быть оборудованы окна, снабженные металлическими решетками. Окна в передней стенке фургона необходимо устраивать на уровне заднего окна кабины транспортного средства.

Передвижной несамоходный склад должен иметь устройство для присоединения на жесткой сцепке к буксирующему транспортному средству.

Погрузку (разгрузку) ВВ производят через дверь, расположенную с правой стороны фургона. Допускается расположение двери в задней стенке фургона при условии устройства сигнализации, выведенной в кабину транспортного средства и срабатывающей при открывании двери.

Техническое состояние, оборудование, укомплектованность передвижного склада, организация его движения и подготовленность к ликвидации аварийных ситуаций должны отвечать требованиям Правил перевозки опасных грузов автомобильным транспортом, утвержденных приказом министерства транспорта Российской Федерации № 73 от 08.08.95.

При транспортировании несамоходного склада ВМ масса буксируемого прицепа не должна превышать половины массы буксирующего транспортного средства или трех четвертей тягового усилия тягача.

**При проведении ВР по охране объектов** от повреждения ледоходом и паводковыми водами допускается кратковременное (не более 30 суток) хранение ВМ на специальных площадках. Для производства массовых взрывов, геофизических и других разовых работ срок кратковременного хранения ВМ не должен превышать 90 суток.

При хранении ВМ на площадках СИ необходимо размещать на отдельных площадках или в палатках, расположенных на расстоянии, безопасном по передаче детонации ВВ из условия принятия СИ за активный заряд.

При этом во всех случаях ВМ необходимо размещать на деревянном настиле высотой не менее 20 см от земли и под навесом или брезентовым покрытием.

**НИИ.** ВМ должны храниться в помещениях с сейфами или помещениях- сейфах. Такие помещения должны иметь несгораемые стены и перекрытия. В смежных комнатах, а также в комнатах, расположенных под и над помещениями, предназначенными для хранения ВМ, не должно быть рабочих мест с постоянным пребыванием людей. От соседних помещений эти комнаты следует отгораживать капитальной кирпичной или бетонной стеной толщиной не менее 25 см. Дверь в помещении должна быть изготовлена из материала с пределом огнестойкости не менее 45 мин.

Сейф для хранения СИ должен быть футерован внутри мягким материалом, заземлен и размещен не ближе 2 м от сейфа с ВВ.

Помещение должно быть оборудовано пожарной и охранной сигнализациями.



## СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кутузов Б.Н. Проектирование и организация взрывных работ [Электронный ресурс]: учебное пособие для вузов / Б.Н. Кутузов, В.А. Белин. - 19 Мб. - Москва: Горная книга, 2012. - 1 файл. - Систем. требования: Acrobat Reader. URL:
2. «ФЕДЕРАЛЬНЫЕ НОРМЫ И ПРАВИЛА В ОБЛАСТИ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ "ПРАВИЛА БЕЗОПАСНОСТИ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ". Утверждены приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 8 декабря 2020 г. № 507
3. «ФЕДЕРАЛЬНЫЕ НОРМЫ И ПРАВИЛА В ОБЛАСТИ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ "ПРАВИЛА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ, ХРАНЕНИИ И ПРИМЕНЕНИИ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ ПРОМЫШЛЕННОГО НАЗНАЧЕНИЯ". Утверждены приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 3 декабря 2020 г. № 494
4. Методические указания к проведению практических занятий по дисциплине «Проектирование и организация взрывных работ»: для обучающихся по специальности 21.05.04 «Горное дело» всех форм обучения / ФГБОУ ВО «ДонНТУ», Каф. строительство зданий, подземных сооружений и геомеханики; сост. С.А. Калякин, В. В. Глебо. – Донецк : ДонНТУ, 2024. – Систем. требования: Acrobat Reader. – Загл. с титул. экрана.
5. Методические указания к выполнению курсового проекта по дисциплине «Проектирование и организация взрывных работ»: для обучающихся по специальности 21.05.04 «Горное дело» всех форм обучения / ФГБОУ ВО «ДонНТУ», Каф. строительства зданий, подземных сооружений и геомеханики; сост. С.А. Калякин, В. В. Глебо. – Донецк : ДонНТУ, 2024. – Систем. требования: Acrobat Reader. – Загл. с титул. экрана.
6. Шевцов, Н.Р. Взрывозащита горных выработок: Учебное пособие для вузов. – 2-е изд. перераб. и доп. – Донецк: Норд-Пресс, 2002. – 280 с.

7. Кутузов, Б. Н. Методы ведения взрывных работ Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом : учебник для студентов вузов, 2-е изд., стер. – Москва: Горная книга, Изд-во Москов. гос. горн.ун-та, 2009. – 471 с.

8. Кутузов, Б. Н. Методы ведения взрывных работ Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности : учебник для студентов вузов. – Москва : Горная книга, 2008. – 512 с.

9. Шевцов, Н.Р. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. / Н.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левит, А.Г. Гудзь; – 4-е изд., перераб. и доп. – Донецк: ООО „Лебедь”, 2003. – 272 с.

10. Масаев Ю. А. Технология и безопасность взрывных работ в практических задачах : учеб.пособие / Ю. А. Масаев, В. В. Першин ; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2007. – 204 с.

### **Электронно-информационные ресурсы**

ЭБС НТБ ДОННТУ – <http://donntu.ru/library> .

ЭБС IPR SMART – <http://www.iprbookshop.ru>