

**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
«Технология взрывных работ при разработке месторождений открытым
способом»**

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

РАССМОТРЕНО

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

Донецк
2023

Составитель:

Шкуматов Александр Николаевич – доцент кафедры строительствазданий,
подземных сооружений и геомеханики.

Конспект лекций по дисциплине «Технология взрывных работ при разработке месторождений открытым способом» [Электронный ресурс] : для обучающихся по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Взрывное дело» всех форм обучения/ ГОУВПО «ДОННТУ», Каф. строительства зданий, подземных сооружений и геомеханики; сост. А. Н. Шкуматов. – Электрон. дан.. – Донецк: ДОННТУ, 2023. – 73 с. – Систем. требования: Acrobat Reader.

Приведено содержание всех лекций по дисциплине «Технология взрывных работ при разработке месторождений открытым способом», 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.

Оглавление

стр.

Тема 1. Общая характеристика промышленных ВВ для открытых горных работ, классификация и свойства.	
Л1: Требования, предъявляемые к промышленным ВВ для открытых горных работ. Тротил и гранулированные ВВ на его основе.....	5
Л2: Аммиачно-селитренные ВВ: простейшие (не содержащие тротил) и тотилсодержащие ВВ. Ассортимент простейших и тротилсодержащих гранулированных ВВ для открытых работ. ВВ изготавливаемые на местах производства взрывных работ водосодержащие акватолы, эмульсионные ВВ. Модификации водосодержащих ВВ: акватолы, ифзаниты, ГЛТ, карботолы.	9
Л3: Технологические особенности прикарьерных пунктов по приготовлению ВВ. Зарядно-доставочные машины. Эмульсионные ВВ из невзрывчатых компонентов, приготовляемые на взрываемом блоке: порэмиты, сибириты, эмулиты и др.....	15
Л4: Конверсионные взрывчатые материалы.....	18
Л5: Энергетическая эффективность взрывчатых веществ и методы ее оценки.....	23
Л6: Техничко-экономическая оценка эффективности применения ВВ.....	26
Тема 2. Требования к буровзрывным работам на карьерах, как к основному технологическому процессу для подготовки горных пород к выемке.	
Л7:Классификация методов взрывных работ. Основные требования к качеству взрыва.....	32
Л8: Понятие о рациональной и оптимальной степени дробления. Определение рациональной степени дробления горных пород взрывом.....	34
Л9: Оценка результатов взрывов, отрицательные результаты взрывов и способы их предупреждения.....	38
Л10: Классификация отказов. Методы ликвидации отказов.....	41
Л11: Методы регулирования степени дробления пород. Классификация методов регулирования дробления горных пород взрывом.....	46
Тема 3. Методы производства взрывных работ при открытой разработке полезных ископаемых.	
Л12: Метод скважинных зарядов, как основной при подготовке пород к выемке. Выбор диаметра скважин. Связь диаметра с удельным расходом ВВ. Связь диаметра со средним размером куска в развале.....	48
Л13: Назначение забойки. Сравнение расчетных зависимостей для определения величины забойки. Физическое представление о механизме запираания продуктов взрыва в зарядной полости. Назначение перебура. Сравнение расчетных зависимостей для определения величины перебура.	52
Л14: Расчет параметров конструкции скважинного заряда с воздушными и породными промежутками.....	55

	стр.
Л15: Способы преодоления завышенных ЛСПП. Особенности технологии преодаления завышенных ЛСПП. Технология взрывания на неубранную горную массу.....	58
Л16: Короткозамедленное взрывание и его схемы, как способ управления результатами массового взрыва (параметры развала горной массы, заколообразование, дробление). Короткозамедленное взрывание, как обязательный способ снижения уровня сейсмического действия взрыва. Вспомогательные взрывные работы.....	61
Л17: Дробление негабаритных фракций методами шпуровых и наружных зарядов. Выравнивание подошвы уступа. Подготовка разрезных траншей. Технология заоткоски уступов при постановке бортов карьера в конечное положение методами контурного взрывания, с предварительным щелеобразованием и т. п.....	67
Список рекомендуемой литературы	73

Лекция 1:

Требования, предъявляемые к промышленным ВВ для открытых горных работ. Тротил и гранулированные ВВ на его основе.

1.1 Требования, предъявляемые к промышленным ВВ для открытых горных работ

Требования к ВВ, применяемым на открытых горных разработках:

1. ВВ должны иметь относительно большой критический диаметр (не менее 100 мм). К таким взрывчатым веществам относятся грубодисперсные гранулированные смеси с широкой зоной химической реакции, которые обеспечивают более равномерное дробление породы при взрыве за счет уменьшения зоны переизмельчения вблизи заряда.

2. Для ВВ, применяемых для взрывания только на земной поверхности (I класс), нормативными документами в области промышленной безопасности вид кислородного баланса не регламентируется, т. е. может быть любым – положительным, отрицательным, нулевым. В то же время при взрывании в глубоких карьерах рекомендуется применение ВВ с нулевым кислородным балансом, поскольку при взрывании взрывчатых веществ с кислородным балансом, отличным от нулевого, в атмосферу выбрасывается значительное количество ядовитых газов, что заметно ухудшает условия проветривания района взрыва и может отрицательно сказываться на экологической обстановке в районе расположения карьера.

3. ВВ должны обладать хорошей сыпучестью, минимальной слеживаемостью при хранении, минимальным пылением при пересыпке и быть малочувствительными к механическим воздействиям, в частности к трению, чтобы работы по заряданию скважин могли выполняться механизированным способом (с применением зарядных машин), резко увеличивающим производительность труда.

4. ВВ должны сохранять стабильными свойства при нахождении в скважинах в течение длительного времени (5 -10 суток и более), обладать минимальным агрессивным воздействием на средства инициирования (детонаторы, детонирующий шнур), промежуточные детонаторы и вмещающие породы.

5. Значительная часть ассортимента ВВ должна быть водостойчивой и иметь плотность выше 1 г/см^3 , чтобы при зарядании обводненных скважин ВВ хорошо тонуло в воде. Взрывчатые вещества, заряженные в обводненные скважины, должны устойчиво детонировать.

6. ВВ должны иметь низкую стоимость, поэтому одним из основных направлений развития их ассортимента является разработка составов, изготавливаемых на местах производства взрывных работ, в том числе с использованием местных компонентов.

1.2 Общие сведения о промышленных взрывчатых веществах

В настоящее время на карьерах из индивидуальных ВВ применяют только тротил в виде гранул (гранулотол), шашек-детонаторов и кумулятивных зарядов для вторичного дробления. Из смесевых промышленных ВВ наибольшее распространение получили взрывчатые смеси на основе АС (нитрата аммония): аммониты, аммоналы, граммониты, гранулиты и различные водосодержащие взрывчатые смеси.

Аммониты — порошкообразные промышленные ВВ, основные компоненты которых — АС и тротил.

Аммоналы — промышленные ВВ, основными компонентами которых являются АС, нитросоединения (тротил) и дисперсный алюминий. Гранулированные аммоналы называют граммоналами.

Граммониты — промышленные ВВ, представляющие собой смесь гранулированной АС с гранулированным или чешуирующим тротилом либо гранулированный аммонит.

Гранулиты — гранулированные промышленные ВВ, не содержащие в составе бризантных ВВ. Основные их компоненты — АС и горючие невзрывчатые материалы.

Водосодержащие ВВ — промышленные ВВ, содержащие воду или водные растворы окислителей. Благодаря содержанию в составе воды эти ВВ имеют очень низкую чувствительность к внешним воздействиям и безопасны в обращении. По агрегатному состоянию в момент приготовления водосодержащие ВВ условно делят на суспензионные — акватолы (смесь жидких и твердых компонентов) и эмульсионные — порэмиты, сибириты. Водосодержащие взрывчатые смеси сенсibiliзируют (т. е. повышают их детонационную способность и чувствительность к инициирующему им пульсу) либо введением ВВ (тротил, порох), либо дисперсным алюминием, либо невзрывчатыми горючими добавками.

В сухих скважинах применяют *неводоустойчивые ВВ*. Для взрывания обводненных пород, особенно с проточной водой, применяют водоустойчивые ВВ — такие, которые сохраняют способность к полной детонации после выдержки в воде в течение установленного на предприятии времени.

Наиболее водоустойчивые ВВ — гранулотол и алюмотол, водоустойчивы также эмульсионные ВВ [1].

1.3 Основные компоненты взрывчатых веществ

Тротил (тринитротолуол) $C_6H_2(NO_2)_3CH_3$ — одно из самых распространенных ВВ. Чистый тротил представляет собой белое (желтеющее на свету) вещество, имеющее две полиморфные кристаллические формы (моноклиническая и орторомбическая).

Температура затвердевания тротила 80–85 °С, температура вспышки 290–310 °С. В порошкообразном виде тротил имеет насыпную плотность 0,9 кг/дм³

и хорошо прессуется до плотности 1,6 кг/дм³. Литой тротил имеет плотность 1,54–1,60 кг/дм³, а в расплавленном состоянии — 1,457 кг/дм³.

Тротил практически нерастворим в воде, имеет высокую химическую стойкость. При поджигании тротил загорается и обычно сгорает без взрыва. Переход горения во взрыв наблюдается только при горении в замкнутом объеме или в очень больших количествах.

Тротил используют как составную часть при производстве аммонитов и аммоналов, граммонитов, акватолов и граммоналов, алюмотола, а также в качестве самостоятельного ВВ для взрывных работ (гранулотол) или для изготовления промежуточных детонаторов в виде литых или прессованных шашек.

Аммиачная селитра NH₄NO₃ — основной компонент большинства промышленных ВВ. Она представляет собой белый кристаллический порошок с насыпной плотностью 0,86–0,97 кг/дм³, максимальной плотностью 1,56–1,74 кг/дм³ (в зависимости от формы и структуры кристаллов). Выпускается в виде кристаллов, чешуек и гранул, в том числе пористых.

1.4 Гранулированные ВВ заводского изготовления класса I

К гранулированным ВВ заводского изготовления класса I относятся **гранулотол** (гранулированный тротил) и **алюмотол** (смесь гранулированного тротила и дисперсного алюминиевого порошка).

Благодаря крупному размеру гранул, гладкой поверхности и относительно высокой плотности они хорошо тонут в воде, сыпучи в сухом и мокром состоянии, негигроскопичны, нерастворимы в воде и высокостабильны. Заряды из этих ВВ могут долгое время находиться в воде, в том числе и проточной, без потери или снижения взрывчатых характеристик. Пригодны для взрывания под водой на больших глубинах. На открытых горных разработках гранулотол и алюмотол применяют при взрывании обводненных скважин в крепких и весьма крепких породах.

При взрыве гранулотола или алюмотола в обводненных скважинах водная среда повышает давление и эффективность взрыва. Водонаполнение также приводит к снижению критического диаметра детонации (с 60–80 до 25–30 мм для зарядов гранулотола в бумажной оболочке), увеличению скорости и других параметров детонации, повышению работоспособности (для гранулотола с 285–295 до 310–320 см³). Для возбуждения их детонации требуется промежуточный детонатор. Поставляются гранулотол и алюмотол в мешках или мягких контейнерах, в комплекте с шашками-детонаторами. Из-за большого отрицательного кислородного баланса гранулотола и алюмотола при их взрыве выделяется большое количество ядовитых газов оксида углерода.

1.5 Область применения ВВ на карьерах

Сведения о тротилсодержащих ВВ 1-го класса заводского и местного изготовления приведены в табл.1.1.

Таблица 1.1 – Сведения о тротилсодержащих ВВ 1-го класса заводского и местного изготовления

Заводского изготовления				Изготовленные на местах применения (прикарьерных пунктах и передвижных установках)			
Порошкообразные и гранулированные ВВ	Водосодержащие ВВ	Эмульсионные ВВ	ВВ на основе утилизируемых ВМ	Порошкообразные и гранулированные ВВ	Водосодержащие ВВ	Эмульсионные ВВ	ВВ на основе утилизируемых ВМ
1	2	3	4	5	6	7	8
Сухие скважины, шпуры, траншеи							
<u>Коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjяконова до 12</u>							
Гранулит М Гранулит АС-4 Гранулит АС-4В Граммонит 79/21 Граммонит 82/18 Гранулиты РР-1, РР-2, РР-3	-	-	-	Иданит	Акватол Т-20 (ифзаниты Т-20, Т-60, Т-80) Ифзанит Т-40	Сибирит 1000 Сибирит 1200	Порэммит 1 ИМН ИМК МТН МТК Гранэммит 70/30
<u>Коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjяконова более 12</u>							
Аммонит 6ЖВ Граммонит 50/50 Граммонит 30/70 Граммотол марок 10, 15, 20 Гранулит ПМ Гранулит ПФ	Граммонит РЗ-30	-	Эмульсен Г Эмульсен П Тротил-У Поротол Гранипор ППФ	-	Акватол ГЛТ-20 Карбатол ГЛ-15Т Карбатол ГЛ-10В Акванит КТ-Х Комбизар	Эмульсолит А-20	Порэммит М марок 4А, 8А Гранэммиты 30/70, 50/50
Обводненные скважины и шпуры							
<u>Коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjяконова до 12</u>							
Гранулотол Аммонит 6ЖВ в полиэтиленовых пакета, мешках Граммониты РЗ-30ПР, 79/21ПР, 82/18 (ПР) (заряжание в полиэтиленовые рукава)	-	-	Эмульсен П Гельпор -1 Гельпор -3	-	Акванит КТ Акватол Т-20 (ифзаниты Т-20, Т-60, Т-80) Акватол Т-40	Порэммит 1А Сибирит 1000 Сибирит 2000	-
<u>Коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjяконова более 12</u>							
Гранулотол Граммонит 30/70 Граммонит 50/50 Дибазит Алюмотол Аммонал скальный №3	Граммонит РЗ-30	-	Тротил У Поротол Гранипор ППФ Гельпор-2 Альгетолы 15, 25, 35 Эмульсен Г	-	Карбатол ГЛ-15Т Акватол Т-20 (ГЛТ-20) Карбатол ГЛ-10В Акванал (Ипконит)	Порэммит М марок 4А, 8А Гранэммит 50/50 Эмульсолит А-20	-

Лекция 2:

Аммиачно-селитренные ВВ: простейшие (не содержащие тротил) и тротилсодержащие ВВ. Ассортимент простейших и тротилсодержащих гранулированных ВВ для открытых работ. ВВ изготавливаемые на местах производства взрывных работ водосодержащие акватола, эмульсионные ВВ. Модификации водосодержащих ВВ: акватола, ифзаниты, карботола.

Формирование простейших гранулированных взрывчатых смесей осуществляется путем механического смешивания из компонентов, содержащих избыток кислорода (как правило, АС), и горючих жидких и твердых добавок (жидких нефтепродуктов, порошков угля, древесной муки и др.). Гладкая (плотная, не пористая) АС в смеси с жидким или твердым горючим либо их смесью — самые дешевые источники энергии взрыва.

Недостаток системы, составными частями которой являются АС и ДТ, — потеря детонационной способности под воздействием воды и миграция жидкого горючего при использовании самой гладкой и плотной АС (ГОСТ 2–85).

Недостаток устраняется за счет применения более дорогой пористой АС, имеющей удерживающую способность 6% и более, а также путем добавления (опудривания) селитры тонкодисперсными твердыми горючими добавками (древесной мукой, алюминиевой пудрой, угольным порошком или карбонидом).

Для повышения энергетической насыщенности составов добавляют ВВ, в частности чешуирурованный тротил, гексоген, динитронафталин.

Для формирования водоустойчивых составов производят смешивание смеси АС + ДТ с обратной эмульсией типа «вода в масле», предназначенной для изготовления эмульсионных ВВ. В зависимости от свойств и назначения водонаполненных ВВ составы ВВ готовятся отдельно.

Гранулированные ВВ получают путем смешения гранулированной селитры с горючей добавкой — ДТ или минеральным маслом. Затем для повышения водоустойчивости получают водосодержащее ПВВ путем смешения гранулированного ВВ с обратной эмульсией.

Применение пористой селитры с плотностью $0,6–0,84 \text{ г/см}^3$ в таких смесях приводит к снижению объемной концентрации энергии ПВВ и его удорожанию. Смесь гладкой и пористой АС позволяет снизить себестоимость изготовления ВВ.

Общие недостатки гранулитов, содержащих ДТ в качестве горючего, — наличие запаха и значительное содержание паров углеводородов в забое при ведении подземных горных работ.

Недостатки гранулированных сыпучих промышленных ВВ, содержащих тротил, — пыление при ведении взрывных работ в подземных условиях, высокие стоимостные показатели производства, недостаточный уровень полноты выделения энергии при детонации вследствие невысокой площади соприкосновения жидкого топлива и последующий отжим пропитанных жидким горючим гранул АС от избытка жидкого горючего и окислителя,

сенсibilизатора, низкая санитарная и промышленная безопасность, значительные объемы выбросов ядовитых газов.

При традиционной технологии производства гранулированных ВВ ДТ и нефтепродукты, твердые порошкообразные энергетические добавки, сенсibilизаторы (угольный порошок и алюминиевая пудра, гранулы тротила и другие ВВ) не проникают внутрь гранул, а располагаются на их поверхности и поверхности каверн, что приводит к снижению полноты и кинетики протекания химических реакций в форме детонации. В таких системах, как правило, детонация проходит двустадийно. На первой стадии взрыва происходит неполная реакция горючего и окислителей исходного состава ВВ, а затем взаимодействуют образовавшиеся продукты взрыва.

Первый этап взрыва проходит в интервале температур 225–275 °С, а второй — в интервале температур 300–375 °С. Результат взрыва при этом далек от оптимального и существенно зависит от равномерности и полноты контакта горючего и окислителя исходного состава ВВ.

Для повышения удерживающей способности используют гранулированную АС, имеющую пористую структуру. Однако гранулированная пористая селитра значительно дороже плотной гранулированной АС.

В НОИВ разработана технология изготовления простейших ВВ, основанная на увеличении площади контакта компонентов ВВ. Технический результат повышения полноты и скорости прохождения химических реакций при взрывчатом превращении нового состава гранулита достигается благодаря многократному увеличению площади контакта топлива, сенсibilизаторов и неорганического окислителя, формированию в АС дополнительной системы пор, трещин и каналов, поризации гранул АС за счет применения разработанных полидисперсных водно-углеводородных эмульсий, используемых в составах ПВВ вместо ДТ и масла в обычном их структурном состоянии.

Формирование трещин и каналов в гранулах АС происходит за счет реализации прямого эффекта Ребиндера. В результате воздействия на АС поверхностно-активных веществ происходит ослабление ее поверхностной энергии, облегчается разрыв и перестройка межмолекулярных (межатомных, ионных) связей.

Пористая АС (производство ОАО «Акрон») имеет стекловидную поверхность и компенсационные полости, которые не имеют каналов в стекловидной упрочненной поверхности, соединяющих их с порами внутри гранулы. После обработки множественной полидисперсной эмульсией на поверхности пористой АС формируется система каналов, соединяющих поверхность гранул с внутренними порами.

Применение такого гранулита в промышленных условиях показало возможность снизить объемы выброса пыли и вредных газов в атмосферу. Полностью исключен выброс окислов азота.

Показатели сейсмического действия взрыва и ударной воздушной волны в 2–3 раза меньше, чем у штатных ВВ.

Таблица 2.1

Основные взрывотехнические характеристики порошкообразных и гранулированных ВВ на основе плотной аммиачной селитры

Наименование ВВ	Переводной коэффициент ВВ	Теплота взрыва, ккал/кг	Концентрация энергии, ккал/дм ³	Насыпная плотность, г/см ³	Скорость детонации, км/с
Аммонит 6ЖВ (порошок в мешках)	1	1030	876	0,85-0,9	3,6-4,8
Аммонал скальный №1 (патронированный)	0,8	1343	1343	0,95-1,0	4,0-4,5
Детонит М (патронированный)	0,83	1200	1380	1,0-1,25	3,9-5,3
Граммонит 79/21	1	1030	876	0,8-0,85	3,0-3,6
Граммонит 82/18	1,01	1010	859	0,85-0,9	3,0-3,4
Граммонит 50/50	1,01	880	792	0,85-0,9	3,6-5,6
Граммонит 30/70	1,14	911	820	0,85-0,9	3,8-6,0
Гранулит М	1,13	920	828	0,9	2,5-3,6
Гранулит АС-8	0,89	1242	1118	0,87-0,92	3,0-3,6
Гранулит АС-4В	0,98	1080	918	0,8-0,85	2,6-3,2
Игданит	1,13	920	820	0,8-0,9	2,2-2,7
Гранулотол	1,2	980	980	1,0	5,0-5,2

Суспензионные горячелюющиеся ВВ — карбатола, акватолы и акваналы. Компоненты для горячелюющихся водосодержащих ПВВ изготавливались на стационарных пунктах или в нагревательно-смесительных машинах. При изготовлении этих ВВ вся селитра, входящая в их состав, предварительно переводилась в высококонцентрированный раствор, что упрощало технологию заряжания.

Для заряжания скважин **водосодержащими ПВВ** применялись транспортно-зарядные или смесительно-транспортно-зарядные машины, оснащенные теплоизолированной емкостью для раствора окислителей и бункером для гранулотола.

Вся селитра, входящая в состав горячелюющихся ВВ, растворяется в малом количестве воды при температуре 90–95 °С. При этом раствор приобретает концентрацию 88–90% и плотность 1,38–1,40 г/см³.

Чтобы исключить расслаивание в заряде более плотного гранулолола до момента кристаллизации и затвердения раствора, последний загущают во время приготовления с помощью добавок-загустителей, а для придания большей водоустойчивости заряду в него при зарядании вводят структурирующую добавку (карбометиллцеллюлозу, гуаргам и т. п.).

Температура раствора до момента смешивания с гранулололом должна поддерживаться (зимой с помощью подогрева) не ниже 90 °С во избежание преждевременной кристаллизации. При смешивании горячего раствора с холодным гранулололом температура смеси снижается до 80 °С, раствор кристаллизуется и заряд в скважине полностью затвердевает.

Затвердевание начинается от стенок скважины: образовавшаяся корка предотвращает утечку жидкой фазы в трещины за счет образования твердой корки ВВ на стенках скважины.

Быстрая кристаллизация препятствует осаждению гранулолола в нижнюю часть заряда. Для зарядания обводненных скважин смесь закачивалась под столб воды. Отвердевшие заряды инициировали при помощи шашек-детонаторов (промежуточных детонаторов).

Достоинства горячельющихся ВВ — высокая (1,5 г/см³) плотность зарядания, высокая эффективность взрыва, малое содержание в них воды и малое число компонентов в составе.

Недостатки — трудность работы с высококонцентрированным раствором селитры в холодное время года из-за преждевременной кристаллизации раствора в оборудовании. Кроме того, горячельющиеся ВВ нельзя использовать в сульфидных рудах.

После окончания работ по расчетам зарядов и установления параметров расположения скважин (W , a , l) производят разметку мест заложения. На практике часто необходимо сдвинуть место заложения скважины в ту или другую сторону от намеченной точки в целях удобства бурения. Изменение сетки расположения скважин на 5% не требует перерасчета зарядов. При большем проценте изменения требуется сделать перерасчет.

Когда скважины пробурены, замеряют расстояния между ними, линию наименьшего сопротивления и глубину каждой скважины, уточняют заряд. Перед заряданием на каждую скважину составляется эскиз со схемой расположения в ней заряда с указанием массы и длины отдельных его частей, длины инертных прослоек и забойки.

Забоечный материал доставляется к скважинам заблаговременно. Перед началом зарядания механизмы и машины (буровые станки, экскаваторы и т.д.) убирают на безопасное расстояние. Железнодорожные пути перед взрываемым забоем должны быть сняты на площади предполагаемого развала породы. Ширина развала составляет 1,5...2,5H, считая от линии расположения скважин.

Отличительной особенностью *водонаполненных ВВ*, является наличие воды в их составе (6-15%) в виде концентрированного раствора аммиачной селитры, который превращает смесь в высокоплотную суспензию, сравнительно безопасную в применении.

К водонаполненным ВВ относятся: *аквато́лы, ифза́ниты и карба́толы.*

Аквато́лы марок 65/35 С и М-15 (металлизированный) предназначены для взрывания крепких и весьма крепких горных пород, а также в обводненных условиях. Они выпускаются в виде безводных сыпучих смесей для заполнения их на месте применения, а также гелеобразные готовые к употреблению аквато́лы марок АВ, АВМ и МГ. Два последних аквато́ла являются металлизированными.

Гелеобразные аквато́лы АВ, МГ, АВМ, представляющие собой высоковязкие суспензии, для дальних транспортировок потребителям, расфасовывают массой по $17 \pm 0,25$ кг в полиэтиленовые оболочки, диаметром 180-190 мм с толщиной стенок 150 мкм, длина патрона 430-485 мм. По два таких патрона, при поставке с гарантийным сроком хранения 6 месяцев, упаковывают в картонные ящики или многослойные бумажные мешки с полиэтиленовым вкладышем.

К водонаполненным ВВ относятся: *ифза́ниты* Т-20, Т-60, Т-80, карба́толы Т-15, ГЛ-10В, которые относятся к высокомоощным ВВ с повышенной объемной энергией, и, предназначенной, для производства взрывов в крепких и весьма крепких горных породах, а также в сухих и обводненных условиях диаметром 100 мм и более. Они способны полностью заполнять зарядную полость и обеспечивать высокие концентрации энергии взрыва в заряде.

Ифза́ниты группы растворонаполненных ВВ, представляют собой плотные суспензии, твердой фазой у которых является смесь гранулированной аммиачной селитры с гранулированным или чешуйчатым тротилом, а жидкий насыщенный раствор аммиачной селитры, полностью заполняет пространства между гранулами в заряде ВВ.

Ифза́нит изготавливают путем смешивания горячего раствора аммиачной селитры с сухими компонентами в передвижных смесительно-зарядных агрегатах. Раствор изготавливается в специальной установке, смещение с гранулотолом выполняется в зарядной машине, которая по шлангу подаёт взрывчатую смесь на дно скважины. Охлаждаясь в скважине, взрывчатая смесь затвердевает, приобретая следующие параметры: содержание раствора не менее 40%, соотношения компонентов: аммиачная селитра 60-70%, тротил 20-25 %; вода 6-10%; температура готовой смеси – не менее 55-65 °С; плотность смеси – $1,6 \text{ г/см}^3$.

Таблица 2.2

Технические характеристики водосодержащих ВВ

Наименование ВВ	Переводной коэффициент ВВ	Теплота взрыва, ккал/кг	Концентрация энергии, ккал/дм ³	Плотность, г/см ³	Скорость детонации, км/с
Граммонит РЗ-30	1,19	862	1207	1,35-1,40	4,5-5,0
Акватол М-15	0,76	1470	1660	1,35-1,40	4,8-5,8
Акватол Т-20М	1,16	890	1380	1,5-1,6	4,6-5,0
Акватол Т-20 (ифзаниты Т-20, Т-60, Т-80)	1,16	890	1340	1,5-1,6	4,6-5,0
Ифзанит Т-40	1,15	880	1300	1,38-1,40	4,8-5,0
ГЛТ-20	1,15	880	1320	1,40-1,45	4,9-5,0
Акванал (ипконит)	0,97	1062	1460	1,40-1,45	3,8-4,6
Карбатол ГЛ-10В	0,8	1360	2108	1,55-1,60	4,5-5,1
Карбатол ГЛ-15Т	1,2	820	1230	1,4-1,6	4,5-4,8
Акванит КТ-Х	1,16	840	1260	1,45-1,50	5,0-5,5

Лекция 3:

Технологические особенности прикарьерных пунктов по приготовлению ВВ. Зарядно-доставочные машины. Эмульсионные ВВ из невзрывчатых компонентов, приготовляемые на взрываемом блоке: порэмиты, сибириты, эмулиты и др.

3.1 Технологические особенности прикарьерных пунктов по приготовлению ВВ

В настоящее время наблюдается тенденция к расширению производства компонентов или готовых ВВ вблизи мест проведения взрывных работ на стационарных или передвижных пунктах (зарядных машинах) с последующей доставкой их на взрываемые блоки транспортно-зарядными или смесительно-зарядными автомашинами. На местах потребления изготавливают неводоустойчивые (гранулированные бестротиловые) двух- и трехкомпонентные ПВВ (простейшие) — игданиты (АС — 94%, соляровое или минеральное масло — 6%).

Наиболее широко, особенно на угольных разрезах, используют *трехкомпонентные углениты* (АС + соляровое масло + угольный порошок). На отдельных предприятиях в качестве горючей добавки используют отработанные масла, подсолнечную лузгу и животные жиры. Недостаток этих ВВ — нестабильность их взрывчатых характеристик из-за изменчивости свойств горючих добавок.

При зарядании порошкообразным ВВ в скважину опускают две нити детонирующего шнура (основная и дублирующая). Для большей надежности в срабатывании зарядов к нитям ДШ привязывают тротиловую шашку, затем засыпают ВВ. После засыпки каждой очередной порции ВВ (30...40 кг) в скважину опускают мерный шнур с подвязанным свинцовым или бронзовым грузиком и проверяют высоту заряда.

Во время зарядания и забойки необходимо следить за сохранностью линии ДШ. По окончании зарядания производят забойку, засыпая скважину инертным материалом. Первую порцию забойки должен вводить взрывник, производивший зарядание, остальную часть — его помощники.

В забоечном материале не должно быть камней, способных повредить средства инициирования. Лучшие забоечные материалы для вертикальных шпуров и скважин — буровая мелочь, отходы обогатительных фабрик, мелкозернистый слегка увлажненный песок и др.

3.2 Зарядно-доставочные машины

Зарядание с воздушными промежутками рекомендуется как при однорядном взрывании скважинных зарядов, так и при многорядном. Заряды с воздушными промежутками рассчитывают как сплошные. Рассчитанные массу и длину заряда распределяют на две-три части в соответствии с приведенными рекомендациями. Заряды рекомендуется делать комбинированными — нижнюю

часть скважин заряжать более мощным ВВ, а верхнюю – менее. При наличии притока воды в скважину нижнюю часть ее целесообразно заряжать гранулированными алюмотолом или тротилом в смеси с аммиачной селитрой. Поверх зарядов гранулитов и зерногранулитов для безотказного их инициирования в качестве промежуточного детонатора целесообразно помещать небольшое количество (10 кг) хорошо измельченного аммонита БЖВ, шашку- детонатор Т-400 или Т-500.

При зарядании скважины игданитом (другим аналогичным типом ВВ) смешивания селитры с минеральным маслом производят в забое. На крупных карьерах этот процесс механизуют (табл. 3.1).

Таблица 3.1.

Технические характеристики зарядных машин для карьеров

Показатели	МЗ-3А	МЗ-3Б	МДЗ-1М	МЗ-8	МЗ-4
Грузоподъемность, т	10	10	10	7	5
Производительность зарядания, кг/мин	300	600	350	650	450
Вместимость:					
бункера	11,3	11,3	11,5	9,0	26,6
смесительной камеры дозаторабака	220	---	150	9,0	---
солярового масла	700	700	1000	---	1500
Масса с ВВ, т	23,5	23	23,5	20	49,5

Зарядная машина МЗ-3Б выполняет те же операции, что и МЗ-3А, но, в отличие от нее, дополнительно оснащена устройством для рассредоточения зарядов в скважине пневмозатворами и для удаления воды из скважин. Базой для МЗ-3А и МЗ-3Б служат шасси автомобиля КраЗ-256Б.

Машина МЗ-4 функционально выполняет те же операции, что и МЗ-3А. Основное отличие – высокая грузоподъемность. Эти зарядные машины следует применять на крупных карьерах с объемом зарядания более 200 т.

Машина МДЗ-1М применяется для доставки сухих акваторных смесей к местам производства взрывных работ и перегрузки смесей ВВ в установки типа Акватор, а также для доставки и зарядания скважин гранулированными ВВ. Оборудование смонтировано на шасси автосамосвала КраЗ-256Б. Машина МЗ-8 представляет собой бункер, смонтированный на автомобиле МАЗ-563Б, с размещенными внутри него пневматическими диафрагмами для перемещения ВВ. ВВ из бункера самотеком поступает в объемный дозатор, откуда также самотеком – в скважину.

Для работ на небольших по производительности карьерах и строительных объектах с годовым объемом потребления до 500 т могут использоваться зарядные машины типа ЗШ-120, ЗШ-400 и ЗШ-1200, созданные для подземных рудников.

Для зарядания шпуров и скважин в труднодоступных местах применяют пневмозарядчики типа ЗМК-1 или ЗМБС-2, производительность которых 25 и 100 кг/мин соответственно.

В качестве забоечного материала при механизированной забойке скважин следует применять несвязанный хорошо сыпучий материал. На карьерах Кривбасса, Урала и других карьерах в качестве забойки используют отходы обогатительных фабрик с крупностью частиц до 25 мм.

На промежуточные склады забоечный материал доставляется в самосвалах. В бункеры забоечных машин забойку загружают экскаваторами небольшой производительности или тракторными погрузчиками. Продолжительность заполнения забойкой одной скважины составляет 30...40 с. В среднем на забойку одной скважины с учетом подготовительно-заключительных операций затрачивается 6...7 мин.

Применение машин для забойки скважин обеспечивает повышение производительности труда в 3 раза и снижает себестоимость этой операции в 2 раза по сравнению с забойкой вручную. В настоящее время для забойки скважин применяются забоечные машины ЗС-1М и ЗС-2М (табл. 3.2).

Таблица 3.2.

Технические характеристики забоечных машин

Показатели	ЗС-1М	ЗС-2М
Грузоподъемность, т	5	11
Диаметр скважины, мм	≥190	≥190
Производительность, кг/мин	1700	1700
Вместимость одного бункера, м ³	4	4,4
Масса полная, т	13,35	23,5

Взрывную сеть монтируют после окончания заряжания и забойки скважин, вывода людей и удаления оборудования из опасной зоны.

Взрывную сеть из ДШ монтируют следующим образом. Магистраль, состоящую (во избежание отказов) из двух нитей ДШ, протягивают вдоль заряженных скважин на расстоянии 0,3...0,5 м от них. Линии ДШ при этом соединяют между собой через каждый метр.

К магистрали подсоединяют нити ДШ, идущие из скважин. При монтаже взрывной сети используют ДШ одной партии и применяют один тип соединений – внакладку, внакрутку, двойной морской узел и т.д.

При применении пиротехнических замедлителей (КЗДШ и других типов) в местах их присоединения (вмонтирования) в магистрали оставляют специальные разрывы.

После завершения монтажа сети взрывник проверяет ее правильность от конца сети до точки инициирования. Магистральные линии инициируют при помощи двух электродетонаторов или двух зажигательных трубок.

3.3 Эмульсионные ВВ из невзрывчатых компонентов, приготовляемые на взрываемом блоке: порэмиты, сибириты, эмулиты

В настоящее время горячельющиеся ВВ практически везде заменены более дешевыми и безопасными ЭВВ. Переход на водосодержащие акватолы, а затем эмульсионные (чистые эмульсии – эмулиты, порэмиты, сибириты) и смесевые с добавками в эмульсию 20-70 % ANFO (АС-ДТ), получившие название *эмуланы и гранэмиты*.

При этом с 60-х годов на Западе и с 80-х годов в России все больший процент ПВВ стали изготавливать на горных предприятиях вблизи мест их применения для заряжания взрываемых блоков [2].

Принципы построения составов ВВ на основе пары «горючее — окислитель» относятся и к ЭВВ, но имеются некоторые трудности получения и применения этих составов. Следует отметить, что ЭВВ — один из немногих типов ВВ, удовлетворяющих основному требованию потребителей и сочетающих высокую эффективность взрывных работ с их относительной безопасностью при изготовлении и применении.

ЭВВ были разработаны, чтобы максимально снизить вероятность возникновения аварийных ситуаций как при их получении, так и при применении на горных предприятиях. В то же время полностью исключить возможность произвольного взрыва при стечении каких-либо условий, по-видимому, не удастся, так как известны несанкционированные взрывы даже при обращении с такими безопасными веществами, как нитрат аммония.

Однако создание нового класса ЭВВ позволило выйти на более высокий уровень безопасности составов и получать ВВ с требуемыми характеристиками, причем непосредственно при заряжании в скважины.

Основа всех составов ЭВВ — матричная эмульсия, которая образуется путем смешения в специальных аппаратах раствора окислителя и горючей жидкой фазы, где внешнюю фазу образуют различные нефтепродукты. Все положительные свойства ЭВВ достигаются благодаря эмульсионной структуре, которая обеспечивает максимальную поверхность контакта окислителя и горючего, а также высокую плотность заряда.

При получении составов на основе эмульсий «вода в масле», где смешение окислителя и горючего производится в жидком состоянии, размер частиц не превышает 1 мкм. Поверхность контакта окислителя и горючего в эмульсионных составах в 2000 раз больше, чем у гранулированных рецептур ПВВ типа AN-FO (игданит), что и определяет превосходные условия протекания реакции взрывчатого превращения.

С другой стороны, увеличение межфазной поверхности приводит к повышению поверхностной энергии раздела фаз, вследствие чего ЭВВ находятся в нестабильном состоянии и склонны к разрушению структуры. Согласно теории стабилизации эмульсий минимальная поверхностная энергия наблюдается у дисперсных систем с малым межфазным натяжением.

Размер частиц дисперсной фазы в эмульсиях ЭВВ должен быть как можно меньше и оставаться постоянной величиной от момента изготовления до

взрыва, поэтому единственный способ повышения их стабильности — снижение межфазного натяжения. Это достигается введением в эмульсии при изготовлении поверхностно-активных веществ определенного класса, которые предотвращают их разрушение.

Наиболее вероятно разрушение ЭВВ, обусловленное явлением перекоагуляции или укрупнения частиц за счет диффузии частиц малых размеров в крупные. Механизм перекоагуляции заключается в увеличении химического потенциала дисперсной фазы и росте капиллярного давления в частицах при уменьшении их размеров. Она возникает при достижении частицами критического радиуса.

В общем случае стабильность ЭВВ снижается при увеличении плотности, давления и температуры. Вследствие этого при оценке качества эмульсии большое значение имеет ее термостабильность или сохранение структуры при длительном хранении в различных условиях. У ПВВ преобладает «очаговый механизм» возбуждения детонации и существует ряд гипотез процесса взрывчатого превращения ЭВВ.

Заслуживает внимания характер влияния компонентного состава на детонационные характеристики, имеющие граничные и оптимальные условия по содержанию окислителя, горючего и воды. В аналогичных рецептурах из невзрывчатых компонентов типа AN-FO оптимальная массовая доля горючего находится в пределах 5,5%, и трудность при компоновке рецептур ЭВВ состоит в том, чтобы распределить в небольшом объеме горючего раствор окислителя с получением эмульсии «вода в масле».

Далее полученная достаточно плотная матрица ЭВВ должна оставаться стабильной после смешения с сенсibilизатором от момента изготовления до взрыва. Таким образом, разработчикам и производителям эмульсионных составов необходимо постоянно решать проблемы сочетания хорошей физической стабильности с достаточно хорошими взрывчатыми характеристиками при соблюдении безопасности изготовления и применения ЭВВ.

ЭВВ изготавливают путем обработки горячего раствора селитры (смеси аммиачной, натриевой, иногда кальциевой селитры) с 6% горючей добавки при температуре 80 °С с введением эмульгатора в аппарате эмульгирования, за счет чего образуется обратная эмульсия. При этом раствор селитры диспергируется до капель микронного размера, которые обволакиваются мономолекулярной пленкой масла, благодаря чему обратная эмульсия становится абсолютно водоустойчивой, густой, достигая консистенции меда или сметаны.

Это зарубежные *эмулиты* и отечественные *порэмилиты* и *сибириты*.

Для активации эмульсии в нее добавляют ГГД или пористые материалы (стеклянные или полимерные полые микросферы, перлит и т. п.).

Все эмульсии по энергетике примерно одинаковы, поскольку это, как правило, 85%-ный горячий раствор селитры с горючей добавкой, т. е. жидкое AN-FO или жидкий игданит плотностью 1,25–1,33 г/см³.

Для повышения энергетики ЭВВ отечественные разработчики по зарубежному образцу вводят в их состав дисперсный алюминий от 4 до 8% (рекомендуется 6%, зарубежные фирмы вводят от 4 до 12%).

Обычные ЭВВ имеют теплоту взрыва 700 ккал/кг (3000 кДж/кг), скорость детонации 4,5–5,0 км/с, плотность 1,2–1,3 г/см³; металлизированные — 1040 ккал/кг (4350 кДж/кг) и скорость детонации 4,6–5,2 км/с. Перспективно введение в состав ЭВВ утилизируемых порохов и ракетных топлив.

Эмуланы (гранэмиты) — смесевые суспензионные ВВ, изготавливаемые путем добавки в эмулиты (порэмиты) 30–70% AN-FO (игданита). Это последние зарубежные и отечественные разработки рецептур ВВ на основе эмульсий. Необходимо подчеркнуть, что эмуланы сохраняют энергетiku селитры, а увеличение объемной энергии взрыва достигается только за счет увеличения плотности с 1,25 до 1,3–1,35 г/см³.

Для сохранения водоустойчивости и заряжания насосом под столб воды количество гранул не должно превышать 25–30%, а потому увеличение энергетики эмулана будет еще меньше.

Также выпускается гранулированное ВВ эмулин с добавками эмульсии, благодаря чему плотность ВВ увеличивается до 1,25 г/см³, а водоустойчивость при заряжании слабо обводненных скважин (заполнение водой 20% глубины скважины) достигает 5 ч.

Это ВВ может заменить тротил содержащий граммонит 79/21; оно пригодно для механизированного и ручного заряжания.

Для отбойки блочного камня и для контурного взрывания (в основном для подземных выработок) разработаны ПВВ с низкой и сверхнизкой плотностью (в их состав входит АС, некоторые другие добавки и гранулы вспененного пенополистирола).

Плотность таких ПВВ может изменяться от 0,2 до 0,02 г/см³, теплота взрыва 2,3–2,8 МДж/кг, скорость детонации 1,3–1,5 км/с, объем газов взрыва 800–850 л/кг. Недостатки этих ВВ — низкая объемная концентрация энергии и газов, так как их величина будет соответственно в 5 и 50 раз на кубический дециметр меньше, чем приведенные выше цифры, что заставляет сближать сетку шпуров или скважин (следовательно, увеличивается стоимость их применения), а также сложность их применения в обводненных шпурах или скважинах.

Таблица 3.3

Взрывотехнические характеристики эмульсионных ВВ

Наименование ВВ	Переводной коэффициент ВВ	Теплота взрыва, ккал/кг	Концентрация энергии, ккал/дм ³	Плотность, г/см ³	Скорость детонации, км/с
1	2	3	4	5	6
Порэммит ИМ-Н	1,49	689	861	1,25	4,9-5,2
Порэммит ИМ-К	1,49	693	865	1,25	4,9-5,2
Порэммит 1 МТ-Н	1,45	709	885	1,25	4,9-5,2
Порэммит 1 МТ-К	1,42	726	908	1,25	4,9-5,2
Порэммит 1А	1,43	720	900	1,20	4,9-5,1
Порэммит М-4А	1,18	870	1130	1,30	4,8-5,1
Порэммит М-8А	0,99	1040	1400	1,35	4,9-5,3
Порэммит МК-8К	1,13	910	1230	1,35	4,8-5,2
Порэммит МК-8КА	1,14	900	1170	1,3	4,8-5,1
Гранэммит 30/70	1,29	800	1080	1,35	4,9-5,2
Гранэммит 50/50	1,23	835	1170	1,4	4,8-5,2
Гранэммит 70/30	1,18	870	1130	1,3	3,5-4,0
Сибирит 1000ИГ	1,41	729	911	1,2	4,8-5,4
Сибирит 2000ИГ	1,65	625	751	1,2	4,8-5,8
Эмулин Т	1,21	850	—	1,25	2,9-3,2
Эмулин П	1,21	850	—	1,1	3,0-3,6

Лекция 4: **Конверсионные взрывчатые материалы.**

Продукция на основе ВВ и порохов утилизируемых БП для промышленных взрывных работ разрабатывается с учетом того, что:

- основной потребитель разрабатываемых ВВ — горнодобывающая промышленность, геологоразведочная и другие отрасли;
- ПВВ на основе извлекаемых из БП ВВ и порохов не должны уступать по эффективности, технологической и экологической безопасности ПВВ гражданского применения;
- технологические процессы изготовления продукции из ВВ и утилизируемых БП должны быть по возможности адаптированы к существующим производствам снаряжения и изготовления штатных промышленных ВВ;
- изготовление разрабатываемых ВВ может осуществляться не только на заводах, но и непосредственно на базах (арсеналах) хранения БП;
- разрабатываемые ВВ должны передаваться потребителю для производства взрывных работ по правилам, установленным Ростехнадзором.

На основе такого подхода и анализа рецептурно-технологических особенностей все изготавливаемые из БП ВВ были разделены на четыре основные группы:

- ВВ из утилизируемых порохов;
- утилизированный тротил (тротил-У);
- шашки-детонаторы и кумулятивные заряды из утилизированных боеприпасов;
- водосодержащие и эмульсионные ВВ из переработанных элементов утилизированных БП.

Взрывчатые вещества из утилизируемых порохов

Гранипор — промышленное ВВ класса I, изготовленное на основе устаревших марок пироксилиновых порохов, выпускаемое в виде частиц размером от 5 до 20 мм. Предназначен для ведения взрывных работ на открытых разработках в обводненных скважинах с применением ручного заряжания.

Для всех типов гранипоров в качестве ПД используют тротиловые шашки Т-400Г. В скважинах с непроточной водой заряды гранипора могут находиться до 6 сут.

Рецептурный состав гранипоров представлен в табл. 4.1.

Характеристики гранипоров

Компонент	Норма содержания,%, в ВВ			
	гранипор Б1	гранипор Б2	гранипор Б3	гранипор ВС
Нитроцеллюлоза	55–60	55–63	57–60	28–45
Пластификаторы	30–40	30–40	39–41	13–30
АС	—	—	—	20–50
Добавки	2–6	3–5	1,3	1,5–2,5
Влага (не более)	3	3	2	4

Дибазит — водостойчивое промышленное ВВ класса I, изготавливаемое на основе баллиститных порохов. Предназначено для производства взрывных работ на открытых горных разработках при ручном зарядании обводненных скважин при взрывании горных пород с коэффициентом крепости по шкале Протодяконова до 20 в любых климатических условиях.

Представляет собой гранулы или таблетки произвольных формы и цвета. Рекомендуемый диаметр обводненных скважин — не менее 105 мм.

Основные взрывчатые и физико-механические характеристики дибазита:

Кислородный баланс, %	От –30 до –45
Теплота взрыва, Дж/кг	3350–3770
Объем газов, л/кг	850–900
Объем ядовитых газов в пересчете на СО, л/кг:	
в безводном состоянии	250–350
в воде	15–20

Не допускается применение дибазита для зарядания обводненных скважин с кислыми ($\text{pH} < 3$) и щелочными ($\text{pH} > 10,5$) грунтовыми водами.

Для возбуждения детонации скважинных зарядов дибазита необходимо применять шашки-детонаторы Т-400 или ТГ-500 либо других марок, допущенных Ростехнадзором, или ПД из тротилосодержащих ВВ массой не менее 2 кг.

Гексопор — промышленное водостойчивое ВВ, предназначенное для ведения взрывных работ на земной поверхности при отбойке горных пород с коэффициентом крепости по шкале Протодяконова до 20 методом скважинных зарядов при температуре окружающей среды от +50 до –15 °С для гексопора типов I, III, от +50 до –40 °С — для типов II, IV.

Применение гексопора для производства взрывных работ по углю, горючим сланцам и другим горючим породам не допускается. Гексопор применяется для зарядания обводненных скважин ручным способом.

Для изготовления гексопора применяется следующее сырье: порошок пироксилиновый, этиленгликоль, АС, гексотал, вода без видимых механических примесей с $\text{pH} = 6,5–7,0$. Гексопор допускается применять в скважинах диаметром не менее 120 мм.

Для обеспечения надежной детонации скважинного заряда из гексопора необходимо применять два боевика, один из которых располагается в нижней части заряда, а другой — в верхней, иницируемые ДШ. Дублирование взрывной сети ДШ производится независимо от глубины скважин.

В качестве боевиков применяют шашки-детонаторы Т-400Г или другого типа, допущенные Ростехнадзором для этих целей, массой не менее 400 г. Допускается применение боевиков из патронированного аммонита 6ЖВ и аммонала-200 массой не менее 400 г.

Алюмопор — промышленное ВВ, предназначенное для ведения взрывных работ на земной поверхности при отбойке горных пород с коэффициентом крепости по шкале Протодяконова до 20 методом скважинных зарядов при температуре окружающей среды от +50 до –50 °С.

Применение алюмопора для производства взрывных работ по углю, горючим сланцам и другим горючим породам не допускается.

Алюмопор применяется для заряжания сухих скважин ручным способом.

Для изготовления алюмопора применяется следующее сырье: порох пироксилиновый, порох баллиститный, топливо баллиститное ракетное, АС, жидкий нефтепродукт: дизельное топливо марок А, З, Л или масло индустриальное, порошок алюминиевый кремнистый ПАК-3, ферросилиций ФС-75.

Массовые доли компонентов алюмопора приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Массовые доли компонентов алюмопора

Компонент	Норма содержания в алюмопоре	
	тип I	тип II
АС	83,5	80,6
Порох (ракетное топливо)	10,0	10,0
Жидкий нефтепродукт	2,5	1,4
Алюминиевый кремнистый порошок	4,0	8,0

Алюмопор допускается применять в скважинах диаметром не менее 90 мм. Условия обеспечения надежной детонации практически те же, что для гексопора.

Гидропор — водосодержащее ПВВ, предназначенное для ведения взрывных работ на земной поверхности при отбойке горных пород с коэффициентом крепости по шкале Протодяконова до 20 методом скважинных зарядов в температурном диапазоне окружающей среды от +50 до –40 °С.

Применение гидропора для производства взрывных работ по углю, горючим сланцам и другим горючим породам не допускается. Гидропор применяется для заряжания сухих и обводненных скважин ручным способом.

Представляет собой сыпучую смесь омасленных пироксилиновых порохов в зернах либо гранулах и порошкообразного пироксилинового или баллиститного пороха, насыщенного водой или водным раствором этиленгликоля.

Для изготовления гидропора должно применяться следующее сырье: порох пироксилиновый, этиленгликоль, масло индустриальное, масло приборное (МВП), масло поглотительное нефтяное, ДТ.

Массовая доля компонентов гидропора в процентах должна соответствовать нормам, представленным в табл. 4.3:

Таблица 4.3

Массовая доля компонентов гидропора

Компонент	Норма содержания в гидропоре	
	тип I	тип II
Порох пироксилиновый зерненный	66±2	66±2
Порох порошкообразный пироксилиновый или баллиститный	24±2	24±2
Этиленгликоль	5±2	—
Вода	5±2	10±2
Жидкий нефтепродукт (сверх 100%)	1,5+0,5	1,5+0,5

Нитропор — ПВВ класса I, предназначенное для ведения взрывных работ на земной поверхности при отбойке горных пород с коэффициентом крепости по шкале Протодяконова до 20 методом скважинных зарядов при температуре окружающей среды от +50 до –15 °С для нитропора типов I, II и от +50 до –40 °С для нитропора типов III, IV.

Применение нитропора для производства взрывных работ по углю, горючим сланцам и другим горючим породам не допускается. Нитропор применяется для заряжания обводненных скважин ручным способом.

Для изготовления нитропора должно применяться следующее сырье: порох пироксилиновый, порох баллиститный, этиленгликоль, АС, карбамид, вода пожарохозяйственного назначения без видимых механических примесей с рН = 6,5–7,0. Карбамид вводится в состав нитропора, предназначенного для взрывных работ при отбойке сульфидных руд и пород.

Температурный диапазон применения нитропора типов III, IV — от +50 до –40 °С, нитропора типов I, II — от +50 до –15 °С. Нитропор допускается применять в скважинах диаметром не менее 120 мм. Для обеспечения надежной детонации скважинного заряда из нитропора необходимо применять два боевика с дублированием взрывной сети.

Боевик в верхней части скважины должен быть установлен ниже 0,5 м уровня воды в скважине.

Утилизованный тротил (тротил-У)

Тротил-У — промышленное ВВ класса I, изготавливаемое из тротила, извлеченного из БП при их расснаряжении, предназначенное для заряжания обводненных скважин при производстве взрывных работ на земной поверхности во всех климатических районах. Температурные пределы применения от +50 до -60 °С. Диаметр скважин не менее 150 мм с агрессивностью сред рН = 3–8. Тротил-У выпускается двух марок. Тротил марки УД (дробленый) выпускается в виде кусков полидисперсного состава и предназначен для ручного заряжания скважин.

Тротил марки УГ (гранулированный) выпускается в виде гранул размером 3–5 мм, предназначен для ручного и механизированного заряжания скважин.

Физико-химические свойства тротила-У:

Насыпная плотность, г/см³:

УД

0,75–0,80

УГ

0,9–1,0

Плотность кусков и гранул, г/см³

Не менее 1,45

Содержание влаги и летучих веществ, %

Не более 2,0

Теплота взрывчатого превращения, кДж/кг (ккал/кг)

3640–4050 (870–970)

В процессе заряжания скважин тротил-У выделяет вредную для организма человека и взрывоопасную тротиловую пыль. Предельно допустимая концентрация ее в воздухе рабочей зоны 0,5 мг/м³.

Лекция 5:

Энергетическая эффективность взрывчатых веществ и методы ее оценки

5.1 Энергетическая эффективность взрыва

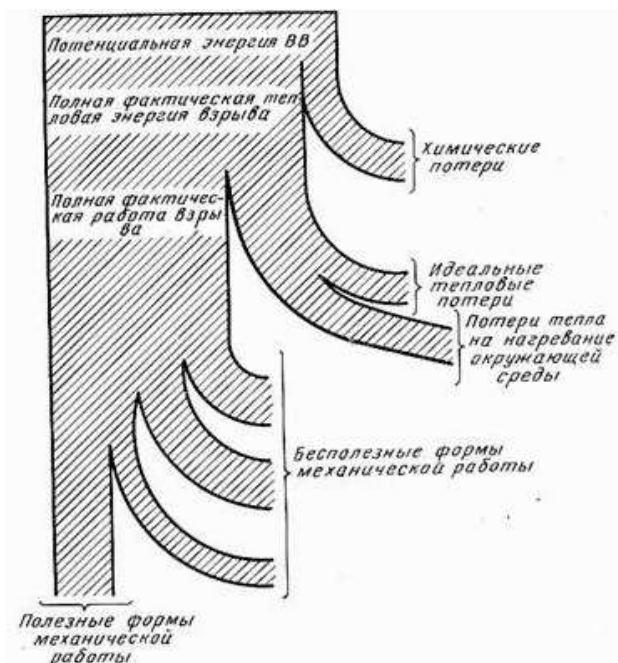


Рисунок 5.1 - Схема баланса энергии при взрыве (по А. Ф. Беляеву)

Работу, выполненную взрывом по разрушению и перемещению породы, нагреванию воздуха и породы, генерированию воздушных и сейсмических волн называют *полной работой взрыва*. Полная работа составляет часть общей энергии (теплоты) взрыва. Полную работу отнесенную к единице массы ВВ (удельную работу), называют *полной работоспособностью*. На схеме баланса энергии при взрыве (рис.5.1) в качестве исходной взята общая химическая энергия ВВ. Фактическая теплота взрыва меньше общей энергии на величину химических потерь (неполнота реакций взрыва, частичный разброс ВВ).

Действие взрыва на массив пород проявляется в полезных формах, для которых выполняется взрыв, и бесполезных, представляющих собой **потери**.

Полная работа взрыва будет меньше фактической работы на величину тепловых потерь в окружающую среду, которые имеют место при любых условиях взрывания. Полная работа взрыва реализуется в различные полезные и бесполезные формы работы взрыва. К полезным формам относятся дробление, перемещение (выброс или сброс), образование подземных полостей, к бесполезным - образование сейсмических и воздушных волн, повышенный разброс породы, переизмельчение породы на контакте с зарядом и т.д. Количественных величин различных затрат энергии пока не определено.

Общий химический к.п.д. взрыва составляет 0,7-0,8, а полезный к.п.д. составляет всего несколько процентов и до настоящего времени точно не определен.

При разных взрывах (в воздухе, на поверхности или в глубине массива) полная работа изменяется несущественно, однако затраты энергии на отдельные виды работы значительно изменяются. Так, при взрыве на поверхности массива по сравнению с взрывом в глубине его затраты энергии на разрушение породы и образование сейсмической волны уменьшаются, а на образование ударной воздушной волны - увеличиваются.

Максимальную работу, которую могут совершить газы взрыва при их адиабатическом расширении до атмосферного давления, т.е. при условии

перехода всей внутренней энергии в механическую работу расширения, называют *идеальной работой взрыва*.

При взрывании в скальных массивах главным является дробление и перемещение пород, а в рыхлых - простреливание (образование полостей) или перемещение (взрывы на выброс или сброс).

5.2 Методы оценки эффективности взрывов

Явления, происходящие при взрывах в грунтах, тесно связаны с наличием взрывных волн или волн напряжений в разрушаемой среде, следовательно, действие взрыва на грунт необходимо исследовать с учетом основных законов движения и отражения этих волн. Изучение действия взрыва и решение волновых задач, связанных с действием взрыва в грунтах, проводятся на основе общих методов динамики сплошных плотных сред с учетом специфических свойств грунтов.

Экспериментальные исследования действия волн в грунтах позволяют повысить степень управления энергией взрыва и обеспечить безопасность работ. Основным фактором при оценке энергетических характеристик взрыва является величина напряжений во фронте ударной волны, определяемых различными способами. Обычно для этой цели достаточно определить непосредственно смещение, скорость смещения или ускорение смещения частиц среды, а затем расчетным путем получить величину напряжений.

Действие взрыва в плотных средах регистрируется с помощью специальных приборов, которые по принципу действия можно условно разделить на три класса.

К первому классу относятся:

- оптические приборы;
- скоростные кинокамеры и сверхскоростные фоторегистраторы.

Ко второму классу относятся:

- электрические приборы;
- магнитоэлектрические и электронно-лучевые осциллографы.

К третьему — рентгено-импульсные установки.

Рассмотрим вкратце методы и средства регистрации параметров взрывных волн при помощи указанных приборов и рентгеновской установки.

Регистрация энергетических параметров взрыва в мягких грунтах методом электрических измерений.

Основные параметры волновых процессов, происходящих в грунтах, обычно измеряют с помощью различных измерительных систем в лабораторных и полевых условиях.

В настоящее время наиболее широко распространены электрические измерительные системы, состоящие из датчика и измерительной схемы. Датчик преобразует тот или иной механический параметр в электрический сигнал, который поступает затем на измерительную схему.

Измерительная схема в общем случае состоит из согласующего устройства, линии связи, усилительной и регистрирующей части. В зависимости от условий инструментальных замеров и вида снимаемого параметра применяют различные датчики, основанные на разных принципах действия. В зависимости от типа датчика некоторые элементы измерительной схемы могут отсутствовать, а параметры элементов, входящих в измерительную схему, могут быть самыми различными.

В зоне, непосредственно примыкающей к заряду, при взрыве проходит ударная волна с большой амплитудой, крутым фронтом и скоростью, превышающей скорость звука и зависящей от давления на фронте волны. По форме ударная волна представляет собой одиночный импульс определенной длительности. Для неискаженной регистрации такого импульса к разрешающей способности и частотным характеристикам элементов измерительной системы предъявляются весьма высокие требования.

В лабораторных условиях наиболее широко применяют электромагнитный метод измерения с использованием *индукционных датчиков* в стационарном магнитном поле.

Суть данного метода заключается в том, что в модель на определенных расстояниях помещают датчики в виде контура из фольги или проволоки, а всю модель вводят в мощное равномерное магнитное поле, силовые линии которого перпендикулярны направлению смещения.

При взрыве происходит смещение датчиков вместе со средой и в последних наводится электродвижущая сила, пропорциональная скорости смещения.

Лекция 6:

Технико-экономическая оценка эффективности применения ВВ

Стоимость работ буровзрывного комплекса включает:

- затраты на заработную плату бурильщиков и взрывников;
- затраты на эксплуатацию буровой техники;
- расходы на взрывчатые материалы.

Оценку эффективности поясним на примере со следующими исходными данными (для карьеров ДФДК).

Принят непрерывный режим работы, что обеспечивает сокращение времени простоев оборудования и уменьшает продолжительность выполнения работ. У рабочих, занятых подготовкой буровзрывного блока длиной $L_{блока}$, м, к взрыванию, 5-тидневная рабочая неделя. Режим работы:

- продолжительность рабочей смены по бурению и заряданию - 8 ч;
- число рабочих смен в сутки по бурению - 2, заряданию - 1;
- неделя для трудящихся – пятидневная с двумя выходными днями;
- число рабочих дней в месяце - 30;
- число рабочих дней в году – 300.

Для бурения $N_{скв}$ используется буровой станок СБШ-250МН, который обслуживает звено из 3-х рабочих:

- машинист буровой установки 6-го разряда;
- помощник машиниста буровой установки 5-го разряда;
- машинист компрессорной установки 5-го разряда.

Работы по бурению ведутся в 2 смены, по заряданию в одну в светлое время суток.

6.1 Расчет затрат на заработную плату бурильщиков и взрывников

В табл. 6.1 приведены размеры дневных тарифных ставок рабочих на открытых горных работах на 01.01.2023 г.

Таблица 6.1 Тарифные разряды и ставки на смену по разрядам

Тарифный разряд	3	4	5	6
Тарифная ставка	1350,00	1500,00	1700,00	2000,00

Расчет трудоемкости буровзрывных работ выполнен на один блок и приведен в табл.6.2. Расчет выполнен для скважин с зарядами сплошной конструкции. Выход негабарита при этом составляет 10% от взрываемого объема.

В табл. 6.3 приведен расчет трудоемкости буровзрывных работ при вторичном взрывании (дроблении негабарита) с учетом усредненного числа шпуров для дробления негабарита на одном блоке.

Таблица 6.2 - Расчёт трудоёмкости буровзрывных работ на один блок

Наименование работы	Ед. изм.	Объём работ на блок	Расчёт норм выработки по [4, 5]	Трудоёмкость, чел.-смен
Бурение скважин СБШ-250МН	м			
Изготовление патронов-боевиков из тротиловых шашек ТГ-400	шт.			
Зарядание ВВ зарядной машиной МЗ-4	кг			
Забойка скважины забоечным материалом	м			
Монтаж взрывной сети с ДШ с дублированием	скважин			
Взрывание с применением ДШ	1 серия замедления			
Итого трудоёмкость работ $\sum n'_c$				

Таблица 6.3 - Расчёт трудоёмкости буровзрывных работ на один блок (вторичное взрывание)

Наименование работы	Ед. изм.	Объём работ на блок	Расчёт норм выработки по [4, 5]	Трудоёмкость, чел.-смен
Бурение шпуров в негабарите перфоратором ПР-30	м			
Проверка ЭД	шт.			
Изготовление патронов-боевиков с ЭД, зарядание, забойка шпуров, монтаж взрывной сети, взрывание электрическое	шт.			
Итого трудоёмкость работ $\sum n'_c$				

Расчёт затрат по заработной плате на буровзрывные работы на один блок приведен в табл.6.4.

Расчёт затрат по заработной плате на вторичное взрывание на один блок приведен в табл.6.5.

Таблица 6.4 - Расчёт затрат по заработной плате на буровзрывные работы на один блок

Наименование работы	Тарифный разряд / ставка, руб.	Трудоемкость, чел.-смен	Затраты по заработной плате, руб.
Бурение скважин СБШ-250МН	6 / 2000,00		
Изготовление патронов-боевиков из тротиловых шашек ТГ-400	4 / 1500,00		
Зарядание гранулированных ВВ зарядной машиной МЗ-4	4 / 1500,00		
Забойка скважины забоечным материалом	4 / 1500,00		
Монтаж взрывной сети с ДШ с дублированием	5 / 1700,00		
Взрывание с применением ДШ	5 / 1700,00		
Итого затрат по ЗП			$\sum C'_{зп} =$

Таблица 6.5 - Расчёт затрат по заработной плате на вторичное взрывание на один блок

Наименование работы	Тарифный разряд / ставка, руб.	Трудоемкость, чел.-смен	Затраты по заработной плате, руб.
Бурение шпуров в негабарите перфоратором ПР-30	4 / 1500,00		
Проверка ЭД	4 / 1500,00		
Изготовление патронов-боевиков с ЭД, зарядание, забойка шпуров, монтаж взрывной сети, взрывание электрическое	4 / 1500,00		
Итого затрат по ЗП			$\sum C''_{зп} =$

6.2. Расчет эксплуатационных расходов на один блок

Нормы расхода горюче-смазочных материалов, используемых при бурении скважин СБШ-250МН, определены по [5]. Расход горюче-смазочных материалов приведен в табл. 5.6.

Таблица 6.6 - Расход и затраты на ГСМ при обурировании одного блока

Наименование материала	Ед. изм.	Норма на 1 м	Расход, кг	Цена ед. материала, руб./кг	Суммарная стоимость, руб.
Смазка универсальная	кг				
Масло компрессорное	кг				
Масло индустриальное И20	кг				
					Σ

Расход ГСМ на бурение при вторичном взрывании по данным ДФДК равен 2-3% от расхода на бурение скважин и равен при скважинных зарядах сплошной конструкции.

Расчет стоимости электроэнергии

Расчет электроэнергии производим с учетом установленной мощности потребителей, коэффициента спроса, коэффициента участия и числа часов работы СБШ-250МН при обурировании одного блока.

Максимальная активная нагрузка рассчитывается по формуле:

$$P_{max} = P_{ном.общ} \cdot K_c, \text{ кВт}, \quad (6.1)$$

где $P_{ном.общ}$ - общая установленная мощность, кВт;

K_c - коэффициент спроса, 0,7.

Количество машино-часов на обурирование одного блока определяется по формуле:

$$T = T_{см} \cdot n_{см} \cdot D_{р.дн} \cdot K_{ис} \cdot N_{об}, \text{ маш-ч}, \quad (6.2)$$

где $T_{см}$ - продолжительность рабочей смены, 8 ч;

$n_{см}$ - количество рабочих смен в сутках, 2;

$D_{р.дн}$ - количество рабочих дней в месяце, 30;

$K_{ис}$ - коэффициент использования рабочего времени, 0,9;

$N_{об}$ - количество единиц оборудования, 1 шт.

Расход электроэнергии на обурирование блока равен

$$W = P_{cp} \cdot T, \text{ кВт-ч}. \quad (6.3)$$

Стоимость электроэнергии определяем по формуле

$$C_{эл} = W \cdot C_{1эл}, \text{ руб.} \quad (6.4)$$

где $C_{1эл}$ - стоимость 1 кВт-ч электроэнергии, руб./кВт.

Затраты на электроэнергию при дроблении негабарита для перфораторов ПР-30, имеющих пневмопривод, не рассчитываются.

Расчет затрат на ВВ

Затраты на ВВ определяются по формуле:

$$C_{ВВ} = Q_{ВВ} \cdot C_{1ВВ}, \text{ руб.} \quad (6.5)$$

где $Q_{ВВ}$ – расход ВВ на блок, т;
 $C_{1ВВ}$ – стоимость 1 т ВВ, руб./т.

Затраты на 2 нитки (основная и дублирующая) ДШЭ-12 общей длиной, $L_{ДШ}$, м:

$$C_{ДШ} = L_{ДШ} \cdot C_{1ДШ}, \text{ руб.} \quad (6.6)$$

где $C_{1ДШ}$ – стоимость 1 м ДШ, руб./м.

$$L_{ДШ} = 2 (L_{блока} + N_{скв} \cdot (l_{скв} + 0,2 + 0,1)), \text{ м,} \quad (6.7)$$

где 0,2 м – минимальная длина шнура, выходящая из скважины;
0,1 м – величина нахлеста шнура, выходящего из скважины на магистраль.

Затраты на шашки ТГ-400:

$$C_{ТГ} = 2 \cdot N_{скв} \cdot C_{1ТГ}, \text{ руб.,} \quad (6.8)$$

где $C_{1ТГ}$ – стоимость одной шашки ТГ-400, руб.

Затраты на электродетонатор:

$$C_{ЭД} = 1 \cdot C_{1ЭД}, \text{ руб.,} \quad (6.9)$$

где $C_{1ЭД}$ – стоимость электродетонатора, руб.

При вторичном взрывании (дроблении) негабарита при исходном 10% объеме используют $Q_{ВВ_А}$ аммонита бЖВ. Тогда затраты на него определяются по формуле:

$$C_{ВВ_А} = Q_{ВВ_А} \cdot C_{1ВВ_А}, \text{ руб.} \quad (6.10)$$

где $C_{1ВВ_А}$ – стоимость 1 т ВВ аммонита бЖВ, руб./т.

Удельные затраты на электродетонаторы при дроблении составят 1 ЭД на 1 м³ негабарита:

Затраты на электродетонаторы:

$$C_{ЭД_А} = 0,1 \cdot V_{блока} \cdot C_{1ЭД}, \text{ руб.,} \quad (6.11)$$

где $V_{блока}$ – объем буровзрывного блока, м³.

Затраты на ВМ составят:

$$C_{\text{ВМ}} = C_{\text{ВВ}} + C_{\text{ДШ}} + C_{\text{ТГ}} + C_{\text{Эд}} + C_{\text{ВВ_А}} + C_{\text{Эд_А}}, \text{ руб.} \quad (6.12)$$

Расчет амортизационных отчислений

Амортизация основных фондов – это равномерное перенесение стоимости основных фондов на себестоимость выпускаемой продукции. Сумму годовых амортизационных отчислений рассчитываем по формуле 6.13:

$$A = \frac{P \cdot a}{100 \cdot 12} \cdot T_{\text{бур}}, \text{ руб.}, \quad (6.13)$$

где P - первоначальная стоимость основных фондов (СБШ-250МН), руб.;

a - годовая норма амортизации, 10 %.

$T_{\text{бур}}$ - продолжительность обуривания одного буровзрывного блока:

$$T_{\text{бур}} = \frac{n_{\text{дн}}}{n_{\text{мес}}}, \text{ мес.} \quad (6.14)$$

Суммарные затраты на буровзрывные работы на блоке составят:

$$C_{\text{полн.}} = \sum C_{\text{зп}}^I + \sum C_{\text{зп}}^{II} + C_{\text{ВМ}} + A, \text{ руб.} \quad (6.15)$$

Лекция 7:

Классификация методов взрывных работ. Основные требования к качеству взрыва.

Взрывные работы на земной поверхности ведутся с целью добычи минерального сырья на карьерах, сооружения выемок, полок в транспортном строительстве, врезки оснований и сооружений котлованов, каменно-набросных плотин в гидротехническом строительстве, мелиоративных каналов, разрушения различных промышленных объектов, дробления мерзлых грунтов в промышленном строительстве, обработке металлов для их резки, штамповки, упрочнения и т. д.

В связи с большим разнообразием условий и объемов ведения взрывных работ применяют методы с использованием следующих зарядов:

- шпуровых,
- скважинных,
- котловых,
- камерных,
- накладных.

В каждом случае на основе технико-экономического анализа выбирается наиболее экономичный и производительный метод.

На карьерах *метод взрывания шпуровыми зарядами* применяется при небольших объемах работ, раздельной (селективной) выемке и малой мощности полезного ископаемого, при добыче крупных блоков строительного и отделочного камня, разработке особо ценных полезных ископаемых в тех случаях, когда требуется сохранить структуру ископаемого или не допустить излишнего его измельчения, для дробления негабаритов и рыхления мерзлоты.

Взрывание скважинными зарядами — преобладающий способ взрывной подготовки скальных горных пород на карьерах к выемке и последующей переработке. Также он применяется в транспортном и гидротехническом строительстве.

При использовании *котловых зарядов* на забое шпура или скважины взрывают небольшие (0,3–15,0 кг) заряды ВВ, в результате чего их нижняя часть разрушается и образуется эллипсоидная камера, в которую после ее охлаждения в течение $t \geq 15$ мин помещают значительно больший заряд ВВ. Полученное на дне шпура или скважины расширение называют *котлом*, а помещенный в нее заряд ВВ — *котловым зарядом*. Объем котла должен соответствовать массе намечаемого расчетом для размещения в нем заряда. Метод котловых зарядов применяется в случаях, когда требуемая величина заряда не может разместиться в шпуре или скважине, а также когда СПИ настолько велико, что заряд ВВ, помещенный в нижней части скважины, не в состоянии его преодолеть.

Метод котловых зарядов применяется при одиночном и серийном взрывании, преимущественно при разработке трещиноватых достаточно

устойчивых пород, допускающих возможность взрывного образования котловых расширений (простреливания).

Взрывание производится сосредоточенными зарядами большой величины (от нескольких тонн до сотен и тысяч тонн), которые помещаются в специальные выработки (камеры), объем их соответствует объему установленных расчетом зарядов ВВ. Для этого в массиве проходят вертикальные шурфы или горизонтальные штольни и в их конце или в ответвлениях сооружают *камеры*. Подготовительные выработки проходят обычно Т- или Г-образной формы, чтобы затруднить выброс из камеры газов при взрыве и максимально использовать энергию ВВ для разрушения и перемещения массива. Площадь сечения подводящих выработок принимается минимальной, но не менее 1,2 м² для штолен и 1 м² для шурфов. При наличии притока воды вдоль стенок выработок устраиваются водоотводные канавки, а шурфы заканчиваются водосборниками (зумпфами). При этом штольни проходят с подъемом 1–2° для лучшего оттока воды. Целесообразность подготовки взрыва с помощью штолен или шурфов определяется рельефом места взрыва и технико-экономическим расчетом.

Кроме того, все шире на карьерах, в транспортном и гидротехническом строительстве используется метод *контурного взрывания* для заоткоски откосов уступов с целью минимального их разрушения и повышения устойчивости. Более подробно рассмотрено в Лекции 17.

Результаты массовых взрывов на карьерах должны удовлетворять следующим **основным требованиям**:

- порода при взрыве должна быть раздроблена на куски, не превышающие определенных размеров по крупности, а выход крупных негабаритных кусков и мелочи должен быть минимальным (3–5%);
- после взрыва не должно быть завывшений подошвы уступа (порогов), а также разрушений в глубь массива за последний ряд скважины;
- выброс породы за линию скважин на верхнюю бровку уступа должен быть минимальным;
- развал взорванной породы должен быть заданной ширины и высоты, которые обеспечивают высокопроизводительную и безопасную работу экскаваторов;
- запас взорванной горной массы в забое должен обеспечивать бесперебойную и высокопроизводительную работу погрузочного и транспортного оборудования;
- схема взрывной цепи и конструкция зарядов должны обеспечивать полноту детонации всей заряженной массы ВВ в наиболее благоприятном для разрушения массива режиме.

При взрыве не должно происходить не предусмотренных проектом разрушений или повреждений окружающих объектов сейсмическим действием, действием ударных воздушных волн, разлетающимися кусками породы. Наличие во взорванной горной массе большого количества (более 10%) крупных негабаритных кусков в 1,5–2,0 раза снижает производительность погрузочно-транспортного оборудования и срок его службы.

Лекция 8:

Понятие о рациональной и оптимальной степени дробления. Определение рациональной степени дробления горных пород взрывом.

Необходимое дробление породы обеспечивается выбором правильного метода ведения взрывных работ для конкретных условий, а также правильным сочетанием и использованием факторов, влияющих на степень дробления породы при взрыве (удельный расход ВВ, диаметр заряда и т. д.). Вторичное дробление негабаритов нарушает ритм работы карьера.

На сегодняшний день разработаны технико-экономические методы оценки качества взрыва на основе достижения суммарной минимальной стоимости добычи и переработки минерального сырья.

Имеется ряд особенностей, которые отличают взрывное дробление от механического.

Механическое дробление имеет двустороннюю схему приложения сил, а взрывное — одностороннюю (рис. 8.1).

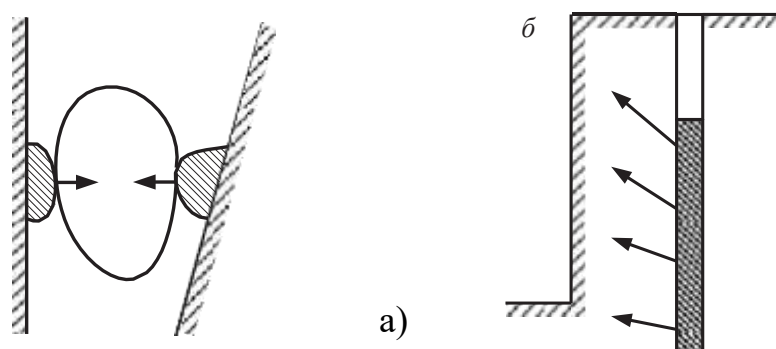


Рисунок 8.1 - Схема приложения сил при механическом (а) и взрывном (б) дроблении породы

При дроблении негабарита накладными зарядами и многорядном расположении скважин также фактически имеет место односторонняя схема воздействия на массив вследствие больших масс разрушаемых пород, из-за чего при скоростях воздействия взрыва заряда на массив 4–5 км/с (воздействие ударных волн в ближней зоне) или 1,0–1,5 км/с (воздействие газов взрыва) будет иметь значение инерционность куска или массива, а не состояние его открытой поверхности по направлению действия взрыва. При порядном встречном взрывании в траншеях и на уступах имеют место соударение и механическое дополнительное дробление разлетающихся кусков.

При механическом дроблении имеют дело, как правило, с отдельными кусками, при взрывном — с массивом пород значительных размеров. Трещины и неоднородности при механическом дроблении облегчают разделение крупных кусков, а при взрывном дроблении уменьшают распространение энергии, возможности дробления, и в некоторых случаях для достижения заданной степени дробления требуется увеличение удельного расхода ВВ.

Чем меньше диаметр заряда, тем меньше сопротивление по подошве, тем меньше вероятность экранирования распространения энергии взрыва трещинами.

При увеличении удельного расхода ВВ сначала происходит интенсивное увеличение степени дробления массива, а затем наступает так называемое состояние насыщения энергией взрыва массива, когда он не может поглотить большего количества энергии и она расходуется бесполезно на увеличенный разброс породы. Дальнейшее увеличение интенсивности дробления при этом замедляется. Выбор рационального расхода ВВ — это технико-экономическая задача, решаемая на основе подсчета конечной себестоимости добычи полезного ископаемого по всем процессам. Однако в большинстве случаев при взрыве следует стремиться к обеспечению выхода негабарита, близкого к нулю.

В инженерных расчетах точность определения удельного расхода ВВ и выхода негабарита находится в пределах 10–15%.

Влияние расчетного удельного расхода ВВ на выход крупных фракций породы для данного диаметра заряда и разных категорий пород по взрываемости зависит от процента крупных некондиционных отдельностей (до 700 мм), содержащихся в массиве до взрыва. При изменении допустимого размера куса содержание этой фракции в массиве изменяется, изменится также выход крупных фракций из зоны практически нерегулируемого дробления. Следовательно, изменятся и значения рациональных удельных расходов ВВ, но методический принцип подхода к выбору расхода ВВ, обеспечивающего предельно минимальный выход негабарита, сохраняется. При увеличении размеров кондиционного куса уменьшается рациональный удельный расход ВВ. Для определения предельных значений удельных расходов ВВ необходимо знать содержание крупных фракций в массиве, провести один или лучше два-три опытных взрыва с разными произвольно выбранными, но различными удельными расходами ВВ.

Промышленное внедрение методов регулирования дробления способствует увеличению интенсивности дробления, снижению выхода крупных негабаритных фракций, увеличению производительности экскаваторов, транспорта и механизмов первичного крупного дробления. Улучшение качества дробления, как правило, связано с увеличением затрат на первичные буровые и взрывные работы.

На карьере необходимо обеспечить такое дробление горных пород, чтобы затраты на единицу продукции по всему комплексу добычи и механическому дроблению первой стадии были минимальны.

Этому условию соответствует **рациональная степень дробления горных пород взрывом**. Ее определение с учетом взаимосвязи основных технологических процессов, определяющих конечную себестоимость полезного ископаемого, производится по формуле:

$$C_{\text{общ}} = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7, \text{ руб./м}^3,$$

где $C_{\text{общ}}$ — общая себестоимость отбитой породы, руб./м³;

C_1 и C_3 — себестоимость первичных и вторичных буровых работ, руб./м³;

C_2 и C_4 — себестоимость первичных и вторичных взрывных работ, руб./м³;

C_5 — себестоимость погрузки породы, руб./м³;

C_6 — себестоимость транспортирования породы, руб./м³;

C_7 — себестоимость первой стадии крупного дробления, руб./м³.

При использовании невзрывных способов дробления негабарита вместо суммы $C_3 + C_4$ в формуле учитывается себестоимость дробления негабарита применяемым методом.

В некоторых случаях в формуле необходимо учитывать увеличение конечной себестоимости полезного ископаемого за счет увеличения выхода мелких некондиционных фракций (отходов).

Целесообразная мощность погрузочно-транспортного и дробильного оборудования определяется по минимуму затрат на вторичное взрывание и переработку полезного ископаемого до второй стадии дробления. В общем виде это выражается формулой:

$$\frac{\Delta C_3 + \Delta C_4 + \Delta C_5}{\Delta C_7} \leq 1,$$

где $\Delta C_3 + \Delta C_4$ — изменение затрат на вторичное дробление негабарита при изменении кондиционного размера кусков, руб./м³;

ΔC_5 — изменение затрат на погрузку и транспорт в связи с аналогичным изменением кондиционного размера куска и с применением более мощных экскаваторов, руб./м³;

ΔC_7 — изменение затрат на механическое дробление первой стадии в связи с установкой дробилки большей мощности, руб./м³.

Если левая часть этого уравнения меньше единицы, то целесообразно увеличение кондиционного размера куска и наоборот.

Подсчеты, приведенные для карьеров, разрабатывающих крепкие породы ($f > 10$), показывают, что карьеров с производственной мощностью:

- менее 50 тыс. т/год можно установить допустимый размер куска **0,5 м**;

- более 300 тыс.т/год - допустимый размер куска должен быть **более 1 м**.

При современном состоянии опыта и теории дробления пород взрывом *рациональную степень дробления пород* на предприятии необходимо определять методом последовательного приближения по данным экспериментальных взрывов с графическим анализом полученных результатов.

Обычно на карьере проводится несколько экспериментальных взрывов по стандартной методике с разными расчетными расходами ВВ, диаметрами скважин, типами ВВ и т. д.

Результаты каждого взрыва оцениваются по выходу негабарита, производительности экскаваторов, транспортных средств и дробилки цеха крупного дробления на фабрике.

Подсчитывается себестоимость отдельных процессов, а затем строится график (рис. 8.2), из которого видна зона минимальной себестоимости добычи.

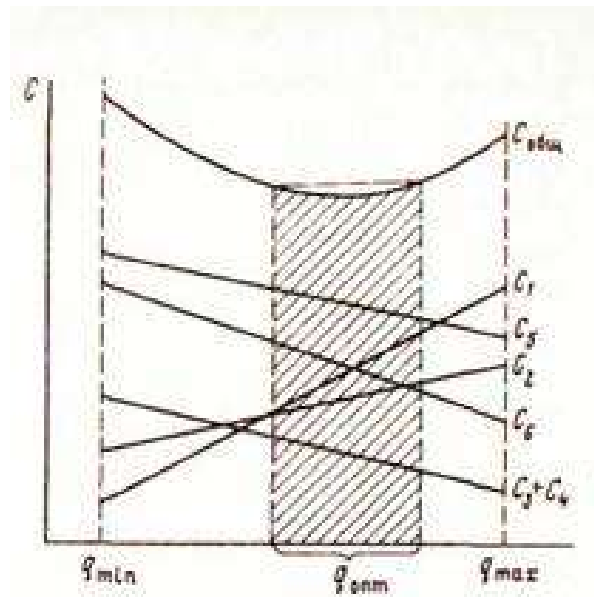


Рисунок 8.2 - График для определения рациональной степени дробления горных пород взрывом в зависимости от удельного расхода ВВ

Обычно она выражена неясно, и имеется определенный диапазон значений удельных расходов ВВ ($q_{\text{опт}}$), при котором себестоимость добычи минимальна.

Эти параметры взрывания и рекомендуется применять при проектировании взрывов для каждой категории пород и определении рациональной степени дробления.

Лекция 9:

Оценка результатов взрывов, отрицательные результаты взрывов и способы их предупреждения.

Из-за неправильного выбора расчетного расхода ВВ, параметров расположения зарядов во взрываемом массиве и схемы коммутации взрыва отдельных зарядов может снизиться качество взрыва, что приводит к повышенному выходу негабарита и ситуациям, показанным на рис. 9.1.

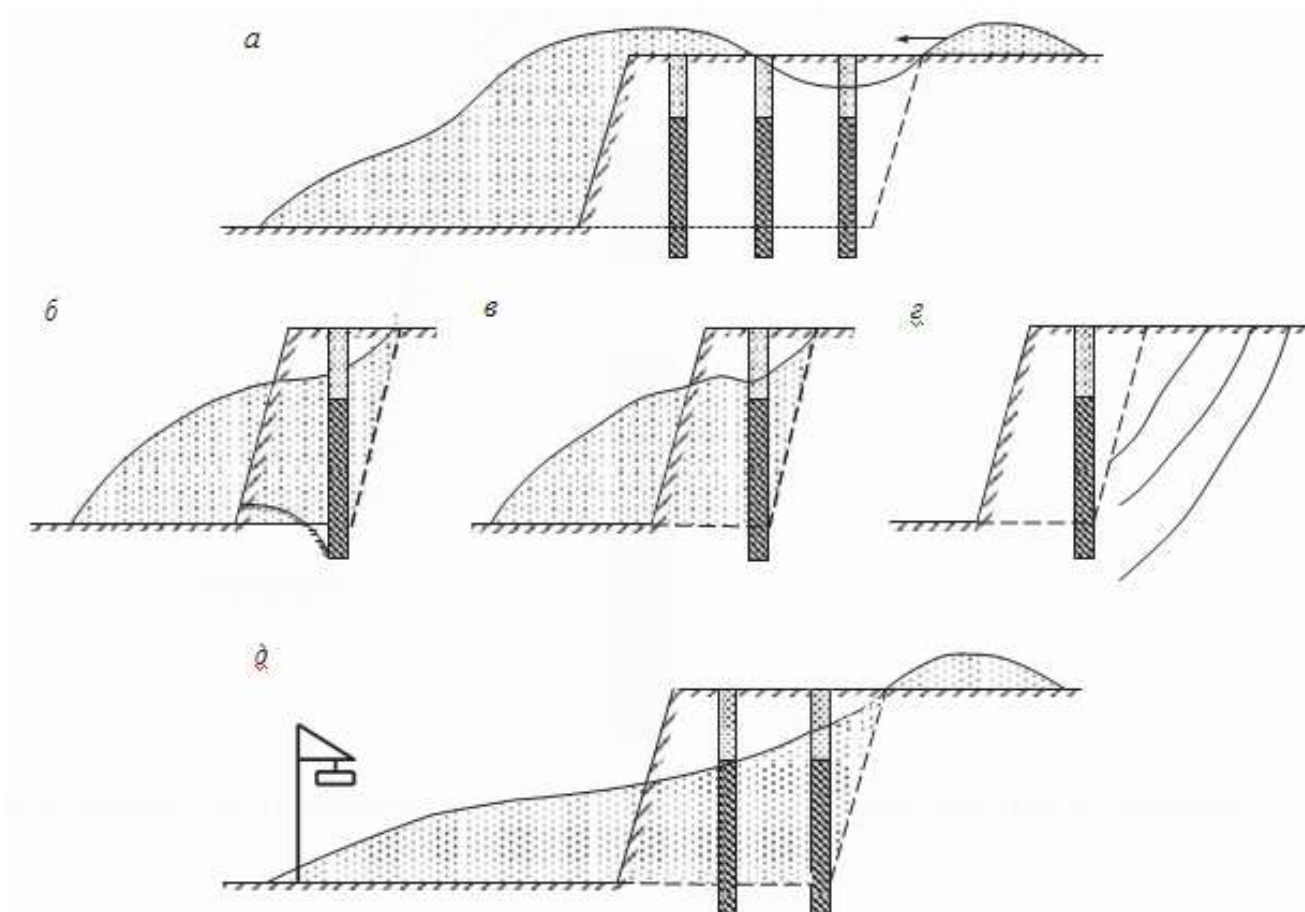


Рисунок 9.1 - Результаты некачественных взрывов на карьерах:
a — усиленный выброс породы на верхнюю бровку; *б* — пороги в подошве уступа; *в* — козырьки на верхней бровке уступа; *г* — заколы массива за линию скважин; *д* — повышенный развал взорванной породы

Такие последствия взрывов существенно снижают эффективность всех последующих процессов добычи (погрузки, транспортирования, первой стадии дробления).

В табл. 9.1 приведены основные причины отрицательных результатов взрыва и способы их предупреждения или устранения.

Таблица 9.1

Причины отрицательных результатов взрыва и способы их устранения

Результат взрыва	Причина	Способ устранения
Повышенный выход негабарита	Недостаточный расчетный расход ВВ. Низкое расположение заряда в скважинах (недостаточный заряд в каждой скважине).	Увеличить расход ВВ. Расширить сетку скважин, увеличить заряд в скважине, применить рассредоточение заряда.
	Недостаточная мощность применяемого ВВ. Неправильная последовательность взрыва зарядов, неправильно выбранный интервал замедления.	Заменить ВВ на более мощное. Изменить последовательность взрывания зарядов и интервал замедления.
	Чрезмерно большой диаметр скважин (в трудновзрываемых породах)	Уменьшить диаметр скважин
Усиленный выброс породы на верхнюю бровку уступа, заколы массива за линию скважины	Завышенный расчетный удельный расход ВВ. Недостаточный интервал замедления. Неправильная последовательность замедления. Чрезмерная величина забойки	Уменьшить расход ВВ; увеличить длину забойки. Увеличить интервал замедления. Изменить последовательность взрыва зарядов. Увеличить заряд в каждой скважине, уменьшить длину забойки
	Образование порогов в подошве уступа. Образование козырьков. Повышенный развал породы	Недостаточный перебур скважин. Недостаточная мощность ВВ в нижней части скважин. Применение в обводненных скважинах неводоустойчивых ВВ. Чрезмерная величина СПП. Завышенная величина забойки в скважине. Завышенный расчетный удельный расход ВВ. Недостаточная величина СПП для данного диаметра скважин

При повышенном выходе негабарита увеличивается в целом по взрыву средний размер куска, что затрудняет работу машин погрузочно-транспортно-дробильного комплекса.

Усиленный выброс породы на верхнюю бровку уступа приводит к дополнительным затратам на очистку верхней площадки от породы с помощью бульдозеров или экскаваторов для обеспечения возможности работы буровых станков. Выброс породы на верхнюю бровку, как правило, объясняется усиленным действием взрыва в сторону массива и сопровождается заколами за линию скважин, которые существенно затрудняют обустройство следующих рядов скважин и ухудшают устойчивость уступов.

Образование порогов в подошве уступа весьма затрудняет работу экскаваторов, а перед настилкой железнодорожного пути требуется их ликвидировать взрывами шпуровых или скважинных зарядов небольшого (до 100 мм) диаметра.

Образование козырьков в верхней части откоса уступа вследствие завышенной величины забойки повышает опасность работы экскаватора в забое. Повышенный развал породы приводит к снижению производительности экскаватора на погрузке и иногда к авариям на железнодорожных путях и линиях электропередач, расположенных на нижележащем уступе.

Перечисленные ситуации могут на практике встречаться как по отдельности, так и в совокупности.

Лекция 10:

Классификация отказов. Методы ликвидации отказов.

Под отказом обычно понимают один или несколько зарядов либо часть заряда, несдетонировавших после подачи во взрывную сеть инициирующего импульса. Согласно ПБВР во всех случаях, когда заряды не могут быть взорваны по причинам технического характера (неустранимые нарушения взрывной сети и т. п.), они должны рассматриваться как отказы.

Отказы всегда осложняют ведение работ, нередко приводят к травматизму и авариям. Это связано с тем, что несдетонировавшие ВМ заряда после взрыва могут менять свойства, в том числе становиться более чувствительными к механическим воздействиям. С учетом таких особенностей ПБВР в случаях отказов предусматривают выполнение ряда дополнительных требований.

Так, в местах отказов запрещаются любые работы, не связанные с их ликвидацией. При обнаружении отказа или даже при подозрении на него взрывник обязан на земной поверхности незамедлительно выставить возле невзорвавшегося заряда отличительный знак, а в подземных выработках закрестить забой и в обоих случаях уведомить представителя технического надзора.

Работы по ликвидации отказов, за исключением простейших случаев, например, вызванных повреждением провода в ходе электрического взрывания при прочих неизменившихся условиях, как правило, должны проводиться по указанию представителя технического надзора (руководителя взрывных работ предприятия, организации, шахты, карьера и т. п.).

Каждый отказ подлежит регистрации в специальном журнале, форма которого установлена ПБВР.

Различают одиночные, групповые и массовые отказы:

одиночный — отказ одного заряда ВВ или нескольких зарядов, присоединенных к различным участкам взрывной сети, причем, если среди зарядов, присоединенных к одному и тому же участку, отказало не более одного заряда;

групповой — отказ части (двух и более) подлежащих взрыванию зарядов ВВ в случае, когда все из отказавших зарядов или часть из них присоединены к одному и тому же участку взрывной сети;

массовый — отказ всех зарядов, подлежащих взрыванию, или зарядов одного или нескольких блоков (забоев) в случае взрывания нескольких блоков (забоев), объединенных в единую взрывную сеть.

По внешним признакам отказы подразделяют на:

открытые, обнаруживаемые при внешнем осмотре;

скрытые, которые нельзя обнаружить по внешним признакам при осмотре забоя после взрыва.

По периодичности появления отказы подразделяются на:

случайные, появляющиеся нерегулярно, различные по причинам появления;

систематические, появляющиеся часто, имеющие одинаковые причины возникновения.

Отказы могут быть вызваны техническими, технологическими и организационными причинами.

Отказы по технологическим причинам связывают с несоответствием принятой технологии и параметров буровзрывных работ с характеристиками разрушаемого взрывом материала. Применительно к горным работам такими причинами могут стать неправильный выбор или несоблюдение установленных параметров буровзрывных работ, несоответствие принятых схем взрывания, параметров и последовательности инициирования зарядов конкретным условиям и т. п.

В число организационных причин входят: неудовлетворительная организация зарядания, монтажа взрывной сети и взрывания, низкая квалификация персонала взрывных работ и нарушение установленных требований по их правильному выполнению.

Отказы могут быть исключены путем принятия соответствующих профилактических мер как на стадии разработки проектной документации, так и при подготовке взрывов, а также их выполнении.

Поскольку большую часть взрывов в народном хозяйстве инициируют с применением ЭД, рассмотрим причины отказов при этом способе взрывания.

Безотказность взрывных работ, выполняемых с использованием ЭД, при прочих равных условиях зависит, прежде всего, от правильности расчета электровзрывной сети, исправности СИ (ЭД, проводов, приборов взрывания, контрольно-измерительных приборов) и соответствия их условиям применения, а также от качества монтажа электровзрывной сети. Вместе с тем даже в правильно рассчитанной и тщательно смонтированной электровзрывной сети с гарантированной подачей безотказного тока в каждый ЭД возможны отказы из-за применения ЭД со скрытыми заводскими дефектами (увеличение или снижение чувствительности, вызванное дефектами мостика накаливания).

При инициировании ЭДКЗ от силовых сетей отказы могут вызываться возникновением мощной электрической дуги, что приводит в конечном итоге к их отказам.

В практике взрывного дела имеют место случаи отказов ЭД при взрывании от трехфазного переменного тока из-за задержки включения одной из фаз, что вызывается неисправностью ножей рубильников, штоков масляных выключателей. При этом срабатывание части ЭД и разрыв электровзрывной сети происходят раньше, чем включается задержанная фаза.

Плохая изоляция сростков проводов электровзрывных сетей, а также повреждения проводов, в том числе при досылке патронов-боевиков, так же могут приводить к отказам, особенно частым в обводненных условиях и на рудниках с большим содержанием металлов в руде.

В случаях последовательного соединения ЭД возрастает опасность отказов, вызываемых недостаточной силой тока, в связи с чем ЭД с большей чувствительностью могут взорваться и нарушить электровзрывную сеть до срабатывания менее чувствительных ЭД.

Довольно частая причина отказов зарядов — порывы концевых проводов вследствие усадки колонны заряда ВВ.

Отказы при огневом способе инициирования зарядов в основном связаны с применением некачественного ОШ или КД, нарушением предусмотренного в проектной документации порядка поджигания зарядов, применения ОШ и КД в несоответствующих условиях и с погрешностями в расчетах длин зажигательных трубок.

Меры по исключению причин отказов сводятся к их предупреждению. Вместе с тем во всех случаях они предполагают применение качественных ВМ в условиях, соответствующих установленным стандартам. В этих целях на каждом предприятии и в организации, выполняющих взрывные работы, должен осуществляться комплекс мероприятий, регламентированных ПБВР и другими нормативными документами (инструкциями по разработке проектно-технической документации, проведению массовых взрывов, предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших зарядов и т. д.).

Большое значение для обеспечения надежного инициирования зарядов имеет правильный выбор боевиков, выполняющих роль ПД.

Принято считать, что в общем случае в качестве боевиков могут использоваться ВВ, создающие достаточный иницирующий импульс. Это обеспечивается, когда боевики не уступают показателям основного заряда по характеристикам плотности, критического диаметра, скорости детонации и, конечно, соответствуют условиям применения.

При использовании в качестве промежуточного детонатора заряда из порошкообразного ВВ, заполняющего все сечение скважины, его длина должна составлять не менее половины диаметра, а скорость детонации — превышать критическую скорость детонации иницируемого заряда.

В агрессивных породах, содержащих включения сульфидов, необходимо применять специальные ВМ, компоненты которых не вступают в активное химическое взаимодействие со средой.

Применение систем неэлектрического инициирования зарядов «Искра», «Коршун», «Нонель», «Примадет» и других систем минимизирует появление отказов при ведении взрывных работ.

Согласно ПБВР [4] при обнаружении отказа на земной поверхности взрывник должен выставить отличительный знак у невзорвавшегося заряда, а в подземных условиях — закрестить забой выработки или установить знак, запрещающий вход, и во всех случаях уведомить об этом руководителя взрывных работ.

Практика взрывного дела выработала, а [4] и другие нормативные документы регламентируют порядок ликвидации отказавших зарядов.

Так, отказавшие наружные заряды ликвидируют путем осторожного снятия вручную части забоечного материала, помещения на отказавший заряд нового боевика, восстановления забойки и взрывания в обычном порядке.

Ликвидацию отказавших шпуровых зарядов проводят взрыванием зарядов во вспомогательных шпурах, пробуренных параллельно отказавшим на расстоянии не ближе 30 см. Места заложения вспомогательных шпуров

определяет представитель технического надзора, руководящий работами. Для определения направления вспомогательных шпуров из шпура с отказавшим зарядом забоечный материал может быть вынут (до 20 см от устья). Ликвидацию отказов в шпурах можно выполнять вымыванием с применением гидромониторов. При этом непосредственно в выработке следует оборудовать отстойник для улавливания ЭД или зажигательной трубки. В горячих массивах отказы в шпурах следует ликвидировать только вымыванием водой.

Ликвидация отказов скважинных и камерных зарядов всегда сложна и представляет повышенную опасность. При этом в случаях, когда требуется бурение дополнительных скважин и проведение новых выработок, разработка горной массы экскаватором и т. п., работы по ликвидации отказавших зарядов следует выполнять по проекту.

Одиночные отказы скважинных зарядов могут быть ликвидированы повторным взрыванием, если отказ вызван нарушением внешней взрывной сети или введением в скважину нового боевика при взрывании без забойки.

При взрывании с применением ДШ и использовании ВВ, допущенных к механизированному заряданию, а также порошкообразных ВВ, не содержащих нитроэфиров или гексогена, отказы ликвидируют вымыванием забоечного материала и заряда. Одним из вариантов может быть подача воды в скважину через гибкий шланг.

Допускается применять способ разборки горной породы в месте отказа экскаватором. Однако разборка должна быть организована так, чтобы исключить непосредственное воздействие ковша экскаватора или кусков породы на заряд, особенно на средства его инициирования. При невозможности выполнить это требование ликвидацию отказа разрешается проводить путем вскрытия скважины обурированием и взрыванием шпуров зарядов, располагаемых не ближе 1 м от стенки скважины. Число и направление шпуров, их глубина и масса зарядов должны устанавливаться руководителем взрывных работ предприятия (организации, карьера, разреза и т. д.).

Допускается ликвидировать отказавший заряд взрыванием вспомогательного заряда в скважине, пробуренной не ближе 3 м от скважины с отказом.

ВМ, находящиеся в перебуре отказавшей скважины, целесообразно ликвидировать вымыванием водой или взрыванием вспомогательных шпуров для вскрытия отказа. Если заряд в перебуре не обнаружен, место отказа необходимо нанести на план горизонта и отметить на местности. Работы по экскавации горной массы в этом районе должны приравниваться к разработке отказа и выполняться с установленными мерами предосторожности.

Ликвидация отказавших камерных зарядов производится разборкой забойки с последующим вводом нового боевика, забойки и взрыванием в обычном порядке.

Следует иметь в виду, что ликвидация отказавших скважинных и камерных зарядов может проводиться новым взрыванием только в тех случаях, когда не изменилась ЛНС. В противном случае решение о способе ликвидации отказа прорабатывается в проекте.

Ликвидация зарядов, отказавших при массовых взрывах, должна проводиться по специально разработанным проектам, утвержденным руководителем (техническим руководителем) организации, ведущей взрывные работы, или назначенным им лицом.

Порядок ликвидации одиночных, групповых и массовых отказов различен. Различия связаны главным образом с необходимостью установления возможности повторного взрыва. В случаях, когда ликвидировать массовый или групповой отказ не представляется возможным, техническим руководителем предприятия (организации, шахты, рудника, карьера, разреза и т. п.) должно быть принято решение о дальнейших действиях и необходимых мерах безопасности.

В практике работ следует руководствоваться [4].

Лекция 11:

Методы регулирования степени дробления пород. Классификация методов регулирования дробления горных пород взрывом.

На основе теоретических исследований и опытных взрывов принято классифицировать известные в настоящее время способы управления дроблением массива горных пород по нескольким признакам.

Регулирование воздействия взрыва отдельного заряда на массив горных пород в зоне регулируемого дробления за счет изменения расчетного удельного расхода ВВ, типа применяемого ВВ, плотности заряжания, конструкции заряда, направления инициирования сплошного заряда, порядка инициирования частей рассредоточенного заряда, длины забойки и ее качества, диаметра заряда.

При изменении характера действия заряда в зоне регулируемого дробления изменяются ее размеры, большая или меньшая часть энергии передается в зону практически нерегулируемого дробления, меняются соотношения между размерами этих зон и интенсивность дробления массива.

Регулирование воздействия на массив горных пород в зоне практически нерегулируемого давления, достигаемое за счет взаимодействия рядом расположенных зарядов и групп зарядов путем изменения:

- сетки расположения;
- удельных расходов ВВ;
- числа рядов скважин;
- интервалов замедления;
- схем и последовательности взрывания зарядов;
- высоты уступа;
- схем расположения скважин на уступе.

Все методы, влияющие на регулирование дробления, можно разделить на два класса:

первый — обеспечивает дробление любой требуемой интенсивности (определение расчетного удельного расхода ВВ, диаметра и сетки расположения скважин);

второй — позволяет изменить интенсивность дробления в ограниченных пределах и не исключают выхода негабаритной фракции породы (применение различных типов ВВ – гранулированных и водосодержащих с различной скоростью детонации, плотностью и объемной концентрацией энергии);

- рассредоточение зарядов породными, воздушными, водяными промежутками;
- применение зарядов с воздушными или водяными промежутками в перебуре или между зарядом и забойкой;
- короткозамедленное инициирование отдельных частей рассредоточенных зарядов, инициирование сплошных скважинных зарядов по различным схемам;
- применение парносближенных скважин, высоких уступов, зарядов различной длины и диаметра;

- выбор рациональных схем короткозамедленного взрывания;
- предварительное схлопывание трещин опережающим взрывом скважин по контуру взрываемого блока, взрывание в зажатой среде.

Более подробно перечисленные вопросы будут рассмотрены в теме 3.

При использовании методов второго класса можно уменьшить выход негабаритной фракции в пределах 10–40% от первоначального.

Лекция 12:

Метод скважинных зарядов, как основной при подготовке пород к выемке. Выбор диаметра скважин. Связь диаметра с удельным расходом ВВ. Связь диаметра со средним размером куска в развале.

Метод скважинных зарядов является основным при подготовке пород к выемке.

Согласно [4] после бурения скважин по проекту массового взрыва проводится маркшейдерская съемка обуренного блока и составляется план с указанием фактического положения уступов и скважин.

Подготовленный блок после маркшейдерской съемки передается для дальнейшего выполнения работ взрывному участку или цеху, производственному подразделению подрядной организации.

По окончании бурения скважин определяют их фактическое расположение: расстояние между скважинами в ряду, расстояние между рядами скважин (при их многорядном расположении), расстояние от устья скважин первого ряда до верхней бровки уступа, величину перебура скважин. На основании этого уточняют план и профили, а также действительные значения СПШ и по полученным таким путем фактическим данным определяют расчетный и ожидаемый объемы взрываеваемой горной массы.

Процесс заряжания включает подготовительный этап — последовательность операций по погрузке ВВ и доставке их к месту заряжания и подготовки (растаривание, разминание и др.) и собственно заряжание — подачу определенного количества ВВ в зарядную полость и введение боевика для инициирования заряда ВВ, которое осуществляется вручную или с использованием механизмов (для сыпучих гранулированных, эмульсионных и водосодержащих ВВ). При комплексной механизации заряжания все операции с ВВ, касающиеся погрузочно-разгрузочных работ от железнодорожных вагонов до склада ВМ и далее, выполняются с помощью механизмов. Для крупных карьеров и шахт разработано несколько схем комплексной механизации взрывных работ, сконструировано необходимое оборудование: погрузочные и растаривающие машины и механизмы, транспортно- зарядные, смесительно- зарядные машины и смесительные устройства.

Монтаж взрывной сети и инициирование зарядов.

При электрическом взрывании концевые провода от ЭД с помощью участковых и магистральных проводов соединяют во взрывную сеть, затем проверяют прибором исправность взрывной сети, концы магистральных проводов соединяют с источником тока, подают боевой сигнал и включают ток.

Запрещается монтировать электровзрывную сеть в направлении от источника тока к заряду.

При взрывании с помощью ДШ его концы, идущие от зарядов, прикрепляют к магистральным нитям. После визуального контроля сети к концу магистрали подсоединяется два КД или два ЭД, сеть проверяется,

подается боевой сигнал и поджигается ОШ или включается ток во взрывную сеть из безопасного места.

При использовании НСИ с волноводами согласно проекту монтируется взрывная сеть только с волноводами либо кольцевая часть из ДШ с соответствующими замедлителями, к которой подсоединяют скважинные детонаторы с помощью волноводов и специальных крепежных устройств. Инициирование производят магистральным волноводом с помощью КД, ЭД или специальным устройством.

Конструкция заряда

Существенное влияние на степень дробления горной массы оказывает конструкция заряда. При равном выходе горной массы с 1 м скважины и удельном расходе ВВ рассредоточение заряда приводит к улучшению дробления вследствие увеличения зоны регулируемого дробления по сравнению со сплошным зарядом (рис. 12.1).

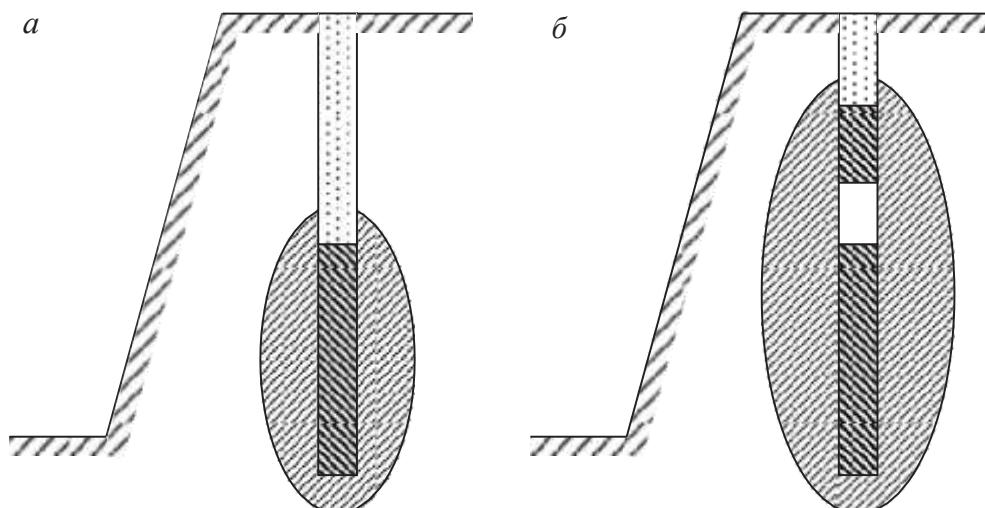


Рисунок 12.1 - Схема изменения зоны регулируемого дробления при рассредоточении заряда: *а* — сплошной заряд; *б* — рассредоточенный заряд

Рассредоточение заряда целесообразно, только если вместимость скважины используется не полностью, т. е. оно наиболее рационально, если по каким-либо причинам в однородных породах применяется сближенная сетка расположения зарядов и сплошной заряд занимает незначительную часть скважины (менее 0,5 длины). В неоднородных породах целесообразно рассредоточивать заряд, чтобы располагать его в наиболее трудновзрываемых участках породы, например в крупноблочном пласте, расположенном в средней или верхней части уступа.

При взрыве сплошного заряда без воздушных промежутков происходит переизмельчение породы в ближней зоне за счет высокого давления газообразных продуктов в зарядной камере. В дальнюю зону передается относительно меньшее количество энергии, из-за чего порода в ней дробится на более крупные куски. Создавая в заряде воздушные промежутки, можно уменьшить плотность заряда в скважине и значительно снизить пиковое

давление взрыва на границе «заряд — порода», тем самым сократив переизмельчение породы около заряда и увеличив время активного воздействия взрыва на среду. При этом газы верхнего заряда запирают газообразные продукты взрыва нижнего заряда, увеличивая, таким образом, время его действия на массив. В результате такого изменения параметров взрывного импульса (произведение давления на время его действия) доля энергии, идущая на местное переизмельчение, уменьшается, повышается коэффициент использования энергии на дробление в дальней зоне.

Выбор диаметра скважин

Установлено, что для каждой категории пород существует линейная зависимость, определяемая крепостью и блочностью пород, вида:

$$W = k \cdot d_{\text{зар}}, \text{ м,}$$

где k – коэффициент, определяемый крепостью и блочностью пород [1].

Однако эта зависимость в предположении постоянного удельного расхода ВВ допускает, что с увеличением диаметра заряда выход крупных фракций при взрыве увеличивается. Это происходит потому, что с увеличением W все больший процент отдельностей, слагающих массив, при взрыве попадает в зону практически нерегулируемого дробления.

Уменьшив диаметр заряда, можно достигнуть положения, при котором все отдельности попадают в зону регулируемого дробления. Поэтому диаметр заряда относится к наиболее мощным параметрам регулирования степени дробления. При меньших диаметрах зарядов снижается заколообразование за линию зарядов в глубь массива, уменьшается относительный объем переизмельчения породы вокруг заряда и происходит распространение энергии по массиву с меньшим затуханием. Кроме того, следует отметить, что применение современных буровых станков (например, фирм Atlas Copco, Sandvik) для бурения скважин диаметром 100–200 мм позволяет повысить производительность и снизить затраты на бурение в 1,5–2,0 раза.

При выборе диаметра заряда необходимо установить, в какой степени при прочих равных условиях диаметр заряда влияет на качество взрыва (интенсивность дробления) и каким образом выбрать буровое оборудование, с тем чтобы при минимальном отклонении от необходимого диаметра заряда обеспечить минимальную себестоимость бурения и максимальную производительность буровых станков.

Практика показывает, что для карьеров с производственной мощностью по горной массе 10–30 млн. м³ в год и более рационально использование мощных станков типа СБШ-250МН и т. п., для средних карьеров с производственной мощностью 0,5–5,0 млн. м³ — станков 2СБШ-200Н, для небольших карьеров — станков пневмоударного и вращательного бурения с долотами диаметром 105–160 мм, а также шарошечных и ударно-шарошечных станков для бурения скважин диаметром 160 мм.

В крупноблочных породах с уменьшением диаметра заряда и сгущением сетки скважин интенсивность дробления взорванной горной массы повышается. В мелкоблочных породах изменение диаметра заряда не сопровождается существенным изменением интенсивности дробления. Как правило, удельные затраты на бурение с увеличением диаметра уменьшаются.

Отсюда очевидно, что при современном техническом уровне буровой техники для открытых горных работ рациональная область применения скважин уменьшенного диаметра довольно широка. Заслуживает внимания применение самоходных станков для бурения скважин диаметром 80–120 мм мощными бурильными молотками с независимым вращением. Такой станок может эффективно использоваться на небольших карьерах. На карьерах также получили распространение автономные буровые станки с дизельным приводом.

Диаметр скважины должен соответствовать критическому диаметру скважинного заряда ВВ.

Допустимый размер куска

Наибольший допустимый размер куска во взорванной горной массе определяется параметрами погрузочных и транспортных средств, через которые должны проходить куски породы.

Максимально допустимый линейный размер, L_{max} , м, куска взорванной породы ограничивается:

- вместимостью ковша экскаватора, m^3 :

$$L_{max} \leq 0,75 \cdot \sqrt[3]{V_9},$$

где V_9 – объём ковша экскаватора, m^3 ;

- вместимостью кузова транспортного сосуда (автосамосвала и думпкара):

$$L_{max} \leq 0,5 \cdot \sqrt[3]{V_m},$$

где V_m - вместимость кузова, т.

Для условий, отличающихся от эталонных, определяется **расчетный удельный расход ВВ** ($кг/м^3$) путем введения поправок по зависимости:

$$q = \frac{q_9 \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot \gamma}{2,6}, \text{ кг/м}^3,$$

где q_9 - эталонный удельный расход ВВ, $кг/м^3$. (табл.12.1);

K_1 - поправочный коэффициент на размер кондиционных кусков, принимается по данным табл. 12. 2;

K_2 – поправочный коэффициент, учитывающий изменение диаметра на размер кондиционных кусков, принимается по данным табл.12.3;

K_3 – поправочный коэффициент на заданный процент выхода негабарита, определяется по зависимости:

$$K_3 = 1 - \frac{V_n}{V_{nm}},$$

где V_n - задаваемый (расчетный) выход негабарита, 5 %;

V_{nm} - содержание негабаритных кусков в массиве, 50 %;

K_4 – коэффициент относительной работоспособности ВВ;

γ - плотность породы, 2,7 т/м³.

Таблица 12.1 – Эталонный удельный расход ВВ для разных трещиноватости и крепости пород

Категория трещиноватости пород	Взрываемость Пород	Плотность пород, т/м ³	Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодряконова	Удельный расход ВВ (кг/м ³) в зависимости от крепости пород			Ориентировочный средний размер куска взорванной породы, см
				2- 5	6- 10	11- 20	
III	Трудновзрываемые	2,6 – 2,8	3 – 20 (8 -14)	0,65	0,75	0,9	21 – 25

Таблица 12.2 – Поправочный коэффициент на размер кондиционных кусков

Требуемый размер кондиционных кусков, мм	1500
Поправочный коэффициент K_1	0,65

Таблица 12.3 - Поправочный коэффициент, учитывающий изменение диаметра

Диаметр скважины, мм	200 - 250
K_2	1

Лекция 13:

Назначение забойки. Сравнение расчетных зависимостей для определения величины забойки. Физическое представление о механизме запираания продуктов взрыва в зарядной полости. Назначение перебура. Сравнение расчетных зависимостей для определения величины перебура.

Забойка — трудоемкая операция, и при значительных объемах взрывных работ ее механизмируют (при малых объемах забойка обычно выполняется вручную). На карьерах забойку осуществляют специальными забоечными машинами. В угольных шахтах (особенно опасных по газу и пыли) применение забойки обязательно и ее длина регламентирована характером забоя и глубиной шпуров.

Величина забойки влияет на разлет породы при взрыве, ширину развала породы и использование энергии взрыва на разрушение массива. С увеличением длины забойки уменьшаются разлет породы и ширина развала, повышается коэффициент использования энергии ВВ на дробление. Однако при этом уменьшается величина заряда в скважине, что приводит к сближению сетки скважин. Поэтому обычно рекомендуют принимать минимальную величину забойки по условиям безопасности от разлета кусков породы и технологичности развала.

Забойка способствует увеличению длительности действия продуктов детонации на зарядную полость. При наличии забойки вторичные реакции в продуктах детонации протекают полнее, особенно в крупнодисперсных ВВ, что способствует уменьшению количества образующихся ядовитых газов. При отсутствии забойки или плохом ее качестве увеличивается разлет кусков породы, расширяются границы опасной зоны.

Качество забойки зависит от применяемого забоечного материала. Используемый на открытых горных разработках забоечный материал из глины, песка, супесей, бурового шлама и отходов обогатительных фабрик имеет существенные недостатки. Прежде всего требуется выполнение большого объема забоечных работ, так как величина забойки в скважинах достигает 5–6 м. Из-за малого коэффициента сцепления и внутреннего трения, а также небольшой плотности забойка из перечисленных материалов не обеспечивает надежного запираания продуктов взрыва в скважине.

Основные требования, предъявляемые к забоечным материалам, — их низкая стоимость, обеспечение эффективности взрыва, удобство в обращении и возможность механизации работ по выполнению забойки.

Материал забойки должен характеризоваться большим коэффициентом трения, большой массой и прочностью, т. е. достаточной сопротивляемостью сдвигу. Заблочный материал из буровой мелочи, глины, песка и отсева ОФ не всегда удовлетворяет этим требованиям, так как имеет низкую сопротивляемость сдвигу, малый коэффициент внутреннего трения и малое сцепление между частицами.

Крупнозернистая забойка способна оказать сравнительно сильное сопротивление сдвигу. Эффективность такой забойки объясняют тем, что более крупные частицы 1 образуют довольно прочный каркас (рис. 13.1 а). Мелкие фракции 2 находятся во внутренних полостях. Такая конструкция может воспринимать значительную нагрузку без особого уплотнения. Нарушение структуры крупных частиц ведет к передаче нагрузки на мелкие частицы.

Иначе ведет себя конструкция с отдельными крупными включениями в мелкозернистой среде (рис.13.1 б). Она легко изменяется под воздействием взрывной нагрузки и не имеет большой сопротивляемости сдвигу.

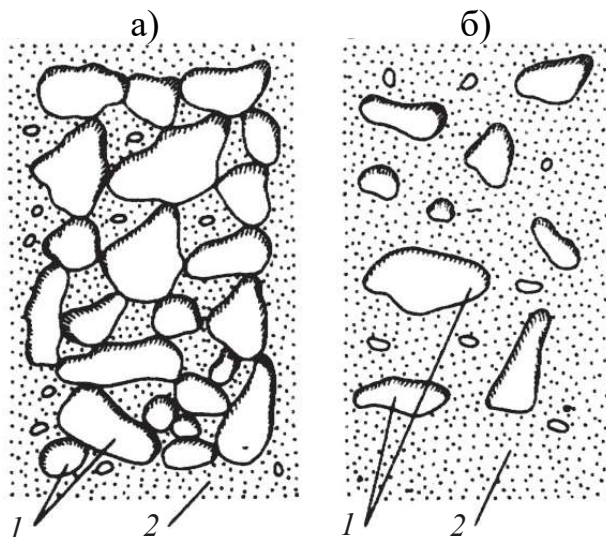


Рисунок 13.1 - Структура забойки при содержании крупной фракции в составе мелкой: а) — до 60%; б) — до 20%; 1) — крупная фракция; 2) — мелкая фракция

Сопротивляемость сдвигу неоднородной среды зависит от содержания в ней мелких фракций типа щебня (6%). При содержании в песке 60% сравнительно крупных фракций сопротивляемость сдвигу наибольшая. Коэффициент внутреннего трения с возрастанием содержания крупных частиц увеличивается. Применение сравнительно тяжелой крупнозернистой забойки (смесь 60% гранитного щебня фракции 20–25 мм с отсеком обогатительных фабрик или буровой мелочью) существенно уменьшает выход негабарита.

Длину забойки надо принимать 2–4 м. Для получения минимальной ширины развала величину забойки принимают равной $(25-30)d_{зар}$.

Обязательное условие качественной проработки подошвы уступа на уровне линии СПП — некоторое заглубление скважин ниже проектной отметки уступа (*перебур*). Лишь в редких случаях, когда подошва уступа подстилается слоем рыхлых пород, при необходимости сохранения полезного ископаемого от нарушений и засорения пустой породой, перебур скважин не делают, а для преодоления СПП сгущают сетку скважин.

Предельная величина СПП зависит от глубины перебура.

С увеличением глубины перебура более 12–15 диаметров заряда преодолеваемое СПП не изменяется.

Поэтому *эффективная глубина перебура* обычно не превышает этих величин и принимается для слабых пород равной 10 диаметрам зарядов, для крепких, трудновзрываемых — до 15 диаметров заряда.

Рекомендуют определять величину перебура для вертикальных и наклонных скважин по формуле:

$$l_{пер} = 0,5 \cdot q_p \cdot W, \text{ м.} \quad (13.1)$$

По результатам наблюдений на карьерах установлено, что в интервале времени с окончания бурения скважин до начала их заряжания происходит осыпание стенок, особенно в первом и втором рядах.

При этом глубина скважин уменьшается на 1,0–1,5 м, что приводит к завышению подошвы уступа, снижению расчетной величины заряда, особенно по первому ряду, или завышению положения заряда и, как следствие, к повышенному разлету кусков при взрыве.

Для снижения потерь глубины скважин и улучшения качества взрыва рекомендуют первый к бровке уступа ряд бурить в последнюю очередь и заряжать вслед за бурением.

Потери глубины третьего и последующих рядов скважин невелики и составляют 0,2–0,4 м, что не влияет на качество массового взрыва.

Лекция 14:

Расчет параметров конструкции скважинного заряда с воздушными и породными промежутками

Применение зарядов с воздушными промежутками (рис.14.1) обеспечивает более равномерное дробление горной массы. В воздушном промежутке происходит столкновение двух потоков взрывных газов от смежных частей заряда, что приводит к резкому возрастанию давления и более равномерному дроблению породы даже в том месте скважины, где нет заряда ВВ.

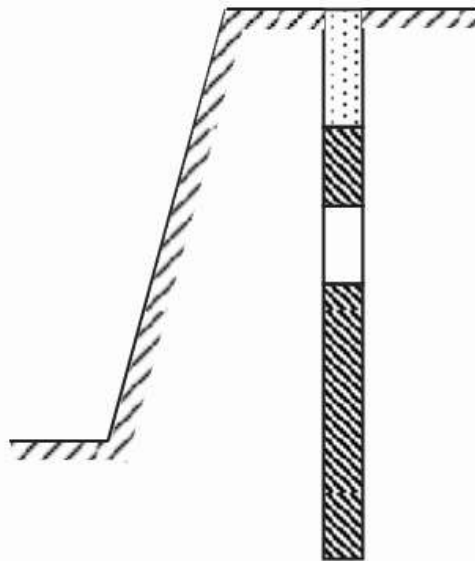


Рисунок 14.1 - Схема расположения воздушного промежутка в заряде

Распределение заряда целесообразно, только если вместимость скважины используется не полностью, т. е. оно наиболее рационально, если по каким-либо причинам в однородных породах применяется сближенная сетка расположения зарядов и сплошной заряд занимает незначительную часть скважины (менее 0,5 длины). В неоднородных породах целесообразно рассредоточивать заряд, чтобы располагать его в наиболее трудновзрываемых участках породы (рис. 14.2), например, в крупноблочном пласте, расположенном в средней или верхней части уступа.

При взрыве сплошного заряда без воздушных промежутков происходит переизмельчение породы в ближней зоне за счет высокого давления газообразных продуктов в зарядной камере. В дальнюю зону передается относительно меньшее количество энергии, из-за чего порода в ней дробится на более крупные куски.

Создавая в заряде воздушные промежутки, можно уменьшить плотность заряда в скважине и значительно снизить пиковое давление взрыва на границе «заряд — порода», тем самым сократив переизмельчение породы около заряда и увеличив время активного воздействия взрыва на среду.

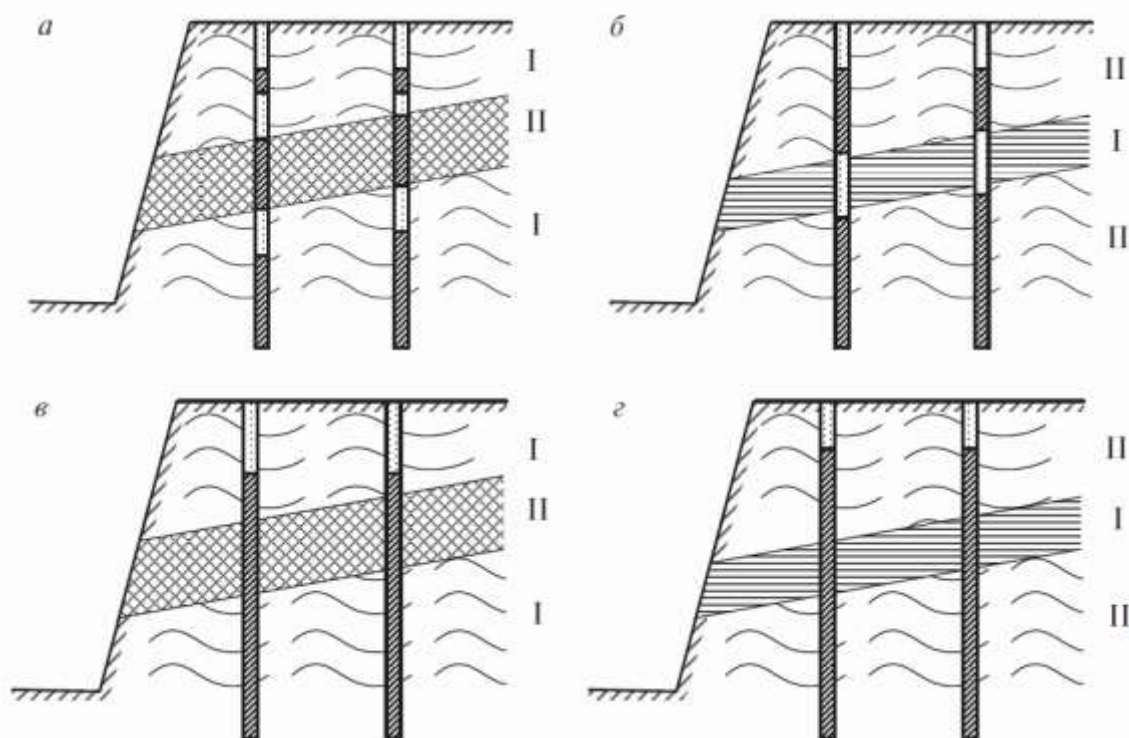


Рисунок 14.2 - Схемы расположения зарядов:

а, б — для дробления крепких породных пропластков II в мягких породах I;
в, г — для дробления крепких пород II с мягкими пропластками I

При этом газы верхнего заряда запирают газообразные продукты взрыва нижнего заряда, увеличивая, таким образом, время его действия на массив. В результате такого изменения параметров взрывного импульса (произведение давления на время его действия) доля энергии, идущая на местное переизмельчение, уменьшается, повышается коэффициент использования энергии на дробление в дальней зоне.

Применение зарядов с воздушными промежутками обеспечивает более равномерное дробление горной массы. В воздушном промежутке происходит столкновение двух потоков взрывных газов от смежных частей заряда, что приводит к резкому возрастанию давления и более равномерному дроблению породы даже в том месте скважины, где нет заряда ВВ.

Наличие воздушного промежутка в перебуре снижает сейсмическое действие взрыва, особенно в ближней зоне, а потому этот метод рекомендуется применять при взрывании в стесненных условиях вблизи зданий и промышленных сооружений. На карьерах этот метод применяется ограниченно, так как в большинстве случаев в нижней части скважины имеется вода.

Один из существенных недостатков взрывания с воздушными промежутками — неудобство их формирования.

На сегодняшний день разработаны различные устройства из полиэтилена, позволяющие быстро и просто создавать воздушный промежуток требуемой длины в скважинном заряде. Результаты исследований показали, что дробление породы можно улучшить, если создать воздушный промежуток между основным зарядом и укороченной забойкой (рис. 14.3, а) в сочетании с

использованием в ней запирающих зарядов массой 5–10 кг (рис. 14.3, б), которые, взрываясь одновременно с основным, препятствуют выбросу забойки.

На некоторых карьерах получены хорошие результаты по проработке подошвы уступа за счет оставления промежутка с воздухом или заполненного водой в перебуре (рис. 14.3, в).

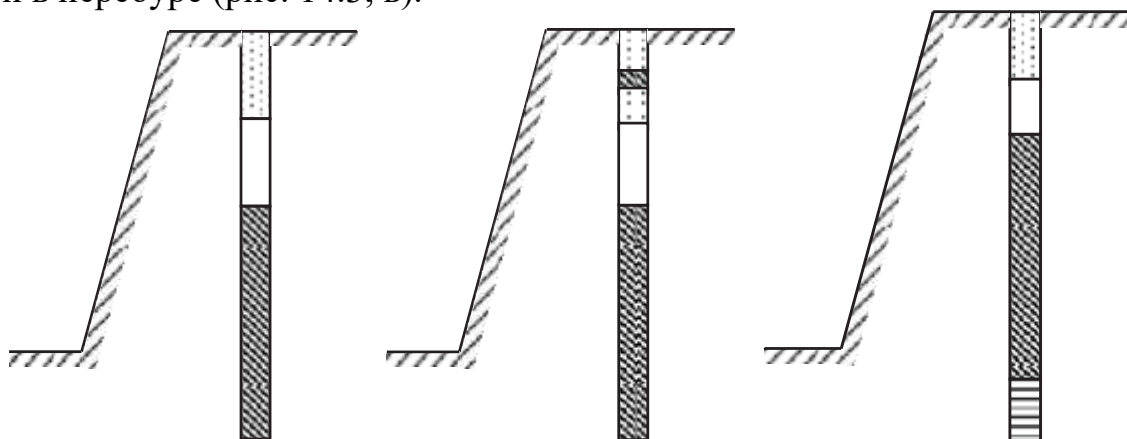


Рисунок 14.3 - Схема расположения воздушных и водяных промежутков в заряде: а) — воздушный промежуток между основным зарядом и укороченной забойкой; б) — то же с использованием в забойке запирающих зарядов; в) — оставление промежутка с воздухом или водой в перебуре

Длина воздушного промежутка между частями зарядов в основном устанавливается эмпирически и зависит от длины колонки заряда, типа ВВ и физико-технических свойств пород. Воздушный промежуток малой длины не дает эффекта, а воздушный промежуток завышенной длины может привести к ухудшению дробления вследствие чрезмерного снижения давления в зарядной камере. Суммарную длину воздушных промежутков можно принимать в следующих пределах:

- для слабых пород — 0,3–0,4 длины колонки заряда;
- для пород средней крепости — 0,2–0,3 длины колонки заряда;
- для пород крепких — 0,15–0,2 длины колонки заряда.

Величина верхней части заряда принимается 0,25–0,35 общего заряда. Если длина воздушного промежутка превышает 3,5–4,0 м, следует рассредоточить заряд на несколько частей. Каждую часть рассредоточенного заряда инициируют отдельным боевиком или мощным ДШ, обеспечивающим устойчивую детонацию используемого ВВ по всей длине заряда.

В частично обводненных скважинах некоторые рекомендуются обводненную часть скважины оставлять с водой без заряда. При взрыве вода обеспечивает разрушение массива на уровне подошвы уступа. Этот метод требует предварительной проверки на каждом карьере. При зарядании обводненных скважин рассредоточения заряда забойкой следует избегать, так как это приводит к ухудшению детонационной способности или к отказу заряда ВВ.

Недостатки рассредоточенных зарядов — сложность зарядания, снижение производительности труда взрывников, трудность применения механизированного зарядания.

Лекция 15:

Способы преодоления завышенных ЛСПП. Особенности технологии преодоления завышенных ЛСПП. Технология взрывания на не убранный горную массу.

Результаты работ, выполненных специалистами треста «Союзвзрывпром», показали, что с увеличением коэффициента сближения скважин $m = a/W$ от 0,6 до 1,0 при среднем удельном расходе ВВ дробление пород не ухудшается, а в ряде случаев даже улучшается вследствие более полного заполнения скважины ВВ и уменьшения длины забойки.

Поэтому при однорядном взрывании применяют $m = 0,8-1,0$.

При многорядном расположении зарядов по квадратной сетке благодаря диагональной схеме коммутации $m_{\text{ф}} = a_{\text{ф}}/W_{\text{ф}}$ увеличивается до двух по сравнению с исходным $m = a/W$, а заряды взрываются в шахматном порядке.

Улучшение дробления достигается за счет снижения фактического значения W , а также соударения разлетающихся масс разрушенной породы.

Вертикальные скважины.

Диаметр скважин должен быть увязан с высотой и углом откоса уступа для обеспечения нормального разрушения массива на уровне подошвы.

Максимально преодолеваемое СПП (м) рекомендуется определять (для $m = 1,2$) по формуле

$$W = W_{od} + \sqrt{\rho_{\text{п}}} \cdot d \cdot (1,2 - m), \quad (15.1)$$

где W_{od} — СПП для одиночной скважин, м;

$\rho_{\text{п}}$ — плотность пород, г/см³;

m — коэффициент сближения скважин, $m = a/W$;

d — диаметр скважины, м.

Значение W_{od} , м, определяется по формуле С. А. Давыдова:

$$W_{od} = 53 \cdot k_{\text{T}} \cdot d \sqrt{\frac{\Delta e}{\rho_{\text{п}}}}, \quad \text{м}, \quad (15.2)$$

где k_{T} — коэффициент трещиноватости, 1–1,2;

$\rho_{\text{п}}$ — плотность заряда ВВ, г/см³;

e — коэффициент работоспособности ВВ по отношению к аммониту №6 ЖВ.

СПП одиночной скважины определяется по формуле:

$$W_{od} = \sqrt{\frac{p}{q_p}}, \quad (15.3)$$

где p — вместимость 1 м скважины, кг;

q_p — расчетный расход ВВ, кг/м³.

Диаметр вертикальной скважины d , м, для заданной высоты уступа H , при котором скважину заполняют ВВ на $2/3$ длины и более, определяется по формуле:

$$d = 0,9 \cdot H \cdot \sqrt{\frac{q_\phi}{\Delta}}, \text{ м}, \quad (15.4)$$

где q_ϕ — фактический удельный расход ВВ, кг/м³.

Если величина СПП меньше $0,8H$, ее рекомендуют определять по формулам:

$$W = 24 \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{q_\phi}} \text{ или } W = 0,9 \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{q_\phi}}. \quad (15.5)$$

По данным «Союзвзрывпрома», рекомендуется определять СПП, м, с учетом взаимодействия зарядов $m = 1,2$ по формуле:

$$W = W_{од} \cdot (1,6 - 0,5 \cdot m), \text{ м}. \quad (15.6)$$

Кроме того, величина СПП (м) проверяется из условия безопасного ведения работ:

$$W \geq W_\sigma = H \cdot \text{ctg} \alpha + C, \quad (15.7)$$

где H — высота уступа, м;

α — угол откоса уступа, град.;

C — минимальное допустимое расстояние от оси скважин до верхней бровки уступа, 3 м.

Тогда:

$$53 k_T d \sqrt{\frac{\Delta e}{\rho_{II}}} + \sqrt{\rho_{II}} d (1,2 - m) \geq H \text{ctg} \alpha + C \quad (15.8)$$

Диаметр вертикальных скважин (мм), который обеспечивает нормальную проработку подошвы уступа при данной высоте и угле откоса уступа, определяется по формуле:

$$d \geq \frac{H \text{ctg} \alpha + C}{3 k_T d \sqrt{\frac{\Delta e}{\rho_{II}}} + \sqrt{\rho_{II}} d (1,2 - m)} \quad (15.9)$$

Приняв $k_T = 1,1$; $e = 1$; $q_\phi = 0,9$ г/см³, получим

$$d \geq \frac{(H \cdot \text{ctg} \alpha + C) \cdot \sqrt{\rho_{II}}}{30 \cdot (3 - m)}. \quad (15.10)$$

Если определенный по этой формуле диаметр скважины получается большим, чем позволяет бурить используемый на карьере станок, следует применить станки для бурения большего диаметра, парносближенные или наклонные скважины. Такое положение встречается на некоторых карьерах, где увеличивают высоту уступов в связи с заменой экскаваторов более мощными.

Технология взрывания на не убранную горную массу.

Сущность взрывания в зажатой среде (на подпорную стенку) заключается во взрывании группы зарядов в условиях, когда открытая поверхность взрываемого блока прикрыта определенным объемом ранее разрушенной горной породы (рис.15.1.)

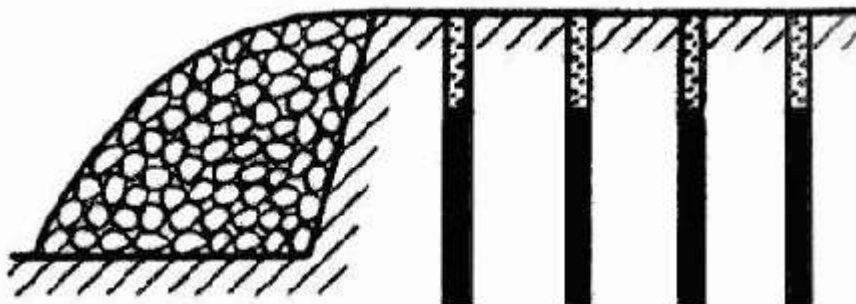


Рисунок 15.1 – Схема взрывания в зажатой среде (на подпорную стенку)

Взрывание в зажатой среде позволяет:

- повысить степень дробления массива, в первую очередь, между первым рядом скважин и откосом уступа;
- обеспечить регулирование параметров развала горной массы;
- значительно снизить объемы подготовительных и восстановительных работ на уступе.

Технология взрывания в зажатой среде предусматривает:

- число взрываемых рядов должно быть не менее четырех;
- для сильнотрещиноватых пород с $f = 8 \div 14$ целесообразно применение порядных схем с использованием продольных и поперечных врубов;
- интервалы замедления между сериями зарядов принимаются 50—75 мс;
- порядные схемы взрывания применимы только для массивов с интенсивной трещиноватостью, аналогичных криворожским кварцитам;
- для крепких среднеблочных пород эффективны диагональная и радиальная схемы;
- при взрывании в зажатой среде общий удельный расход ВВ увеличивается на 15—30 %.

Лекция 16:

Короткозамедленное взрывание и его схемы, как способ управления результатами массового взрыва (параметры развала горной массы, заколообразование, дробление). Короткозамедленное взрывание, как обязательный способ снижения уровня сейсмического действия взрыва. Вспомогательные взрывные работы.

При мгновенном многорядном взрывании основное действие зарядов скважин первого ряда направлено в сторону откоса уступа, а зарядов следующих рядов – вверх (рис.16.1, а). В связи с чем подошва уступа плохо прорабатывается.

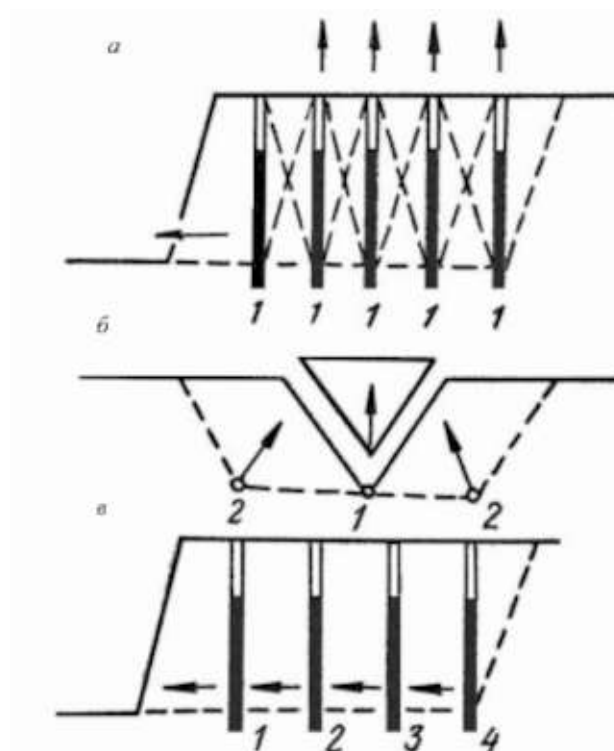


Рисунок 16.1- Схемы действия зарядов ВВ при взрывании:
1, 2, 3, 4 – последовательность инициирования зарядов

Увеличение времени действия волн напряжений на массив и создание дополнительных свободных поверхностей для смежных зарядов при короткозамедленном взрывании даже для одного ряда скважинных зарядов (рис.16.1, б) позволяют существенно улучшить показатели взрывных работ по сравнению с мгновенным взрыванием.

Короткозамедленное взрывание — способ взрывания группы зарядов промышленных взрывчатых веществ в определённой последовательности через заданные промежутки времени, измеряемые обычно миллисекундами.

Число и величина интервалов замедления зависят от цели и области использования взрыва.

Лучший эффект дробления пород при короткозамедленном взрывании объясняется интерференцией волн напряжений от взрывов соседних зарядов,

образованием дополнительных границ раздела взрывами предыдущих зарядов, облегчающих действие взрыва последующих зарядов, соударением разлетающихся масс породы после взрывов зарядов.

При *малых* интервалах имеет место интерференция волн напряжения, при *средних* — образование дополнительных открытых поверхностей, при *больших* — соударение разлетающихся масс (кусков) разрушенного массива.

Таким образом, все перечисленные факторы следует рассматривать как составные элементы единого процесса взаимодействия зарядов при короткозамедленном взрывании.

Ниже рассмотрены основные виды взаимодействия взрывов зарядов при короткозамедленном взрывании и их роль в увеличении эффективности разрушения. Интерференция волн напряжений в режиме сложения происходит в том случае, когда направления смещения частиц от предыдущего и последующего взрывов совпадают. При этом увеличиваются суммарные смещения, напряжения и интенсивность разрушения массива.

Волна напряжений от заряда Q_1 распространяется до открытой поверхности и, отражаясь от нее, образует отраженную волну растяжения 2, которая распространяется вглубь массива, как от мнимого заряда Q_1 .

Мнимым называют заряд, равный действительному и расположенный над открытой поверхностью массива на высоте, равной глубине заложения действительного заряда. Взрыв второго заряда Q_2 должен быть произведен в момент, когда волна растяжения от первого заряда проходит через место расположения заряда Q_2 облегчает его действие и увеличивает эффект разрушения взрывом, производимый в массиве.

Схему короткозамедленного взрывания можно представить в виде последовательных периодов:

1 период — образование зон разрушения и колебаний при мгновенном взрыве первого заряда;

2 период — образование зоны напряжения в радиусе действия первого заряда и зон деформаций вокруг второго заряда;

3 период — образование трещин вокруг первого заряда, создание зоны напряжения в сфере действия второго заряда и образование зон деформаций в сфере влияния взрыва третьего заряда;

4 период — движение части массива от действия взрыва первого заряда, образование трещин вокруг второго заряда, создание зоны напряжения в сфере действия третьего заряда и появление зоны деформации от взрыва четвертого заряда.

В отличие от обычных замедленных взрывов (с интервалами 0,5; 1; 1,5; 2 сек и т. д.) при этом способе большая часть энергии взрыва расходуется на дробление и отрыв породы, так как каждый последующий взрыв заряда происходит в массиве, находящемся в напряженном состоянии от предыдущего взрыва. При короткозамедленном взрывании эффективное разрушение среды обеспечивается взаимодействием зарядов внутри массива.

На рис.16.2 и 16.3 приведены схемы короткозамедленного взрывания [1].

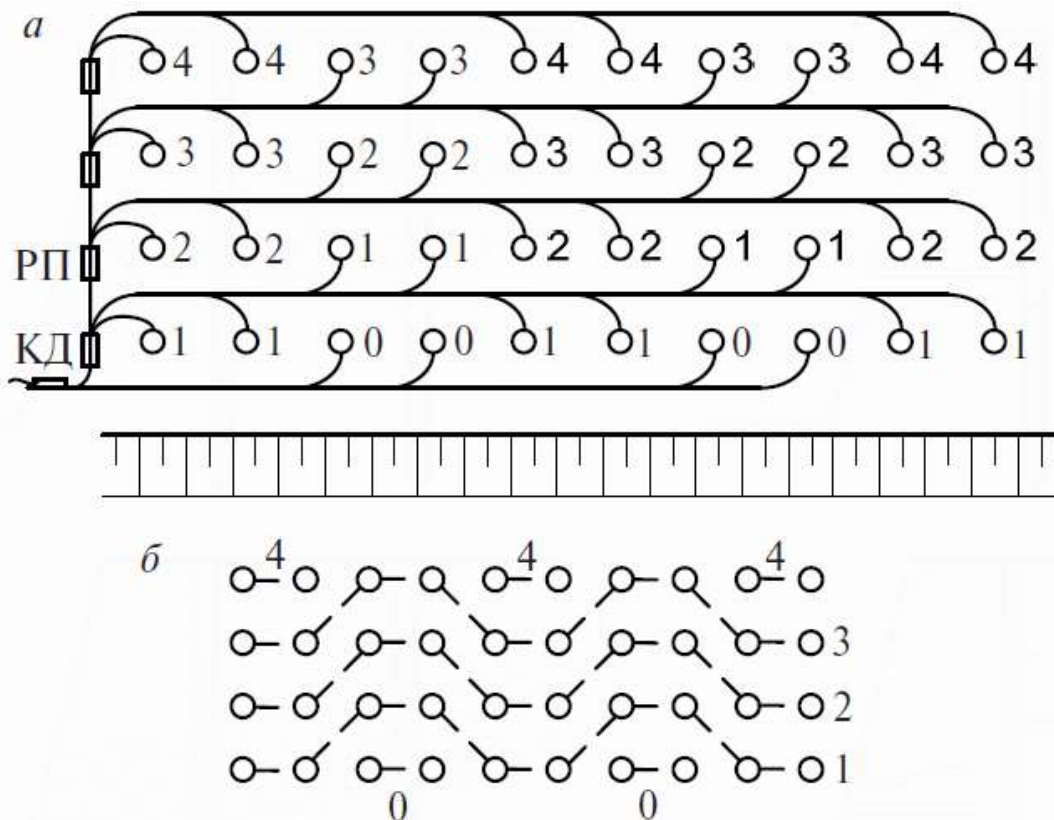


Рисунок 16.2 - Порядная схема КЗВ: а) – монтажная схема;
 б) – последовательность взрывания

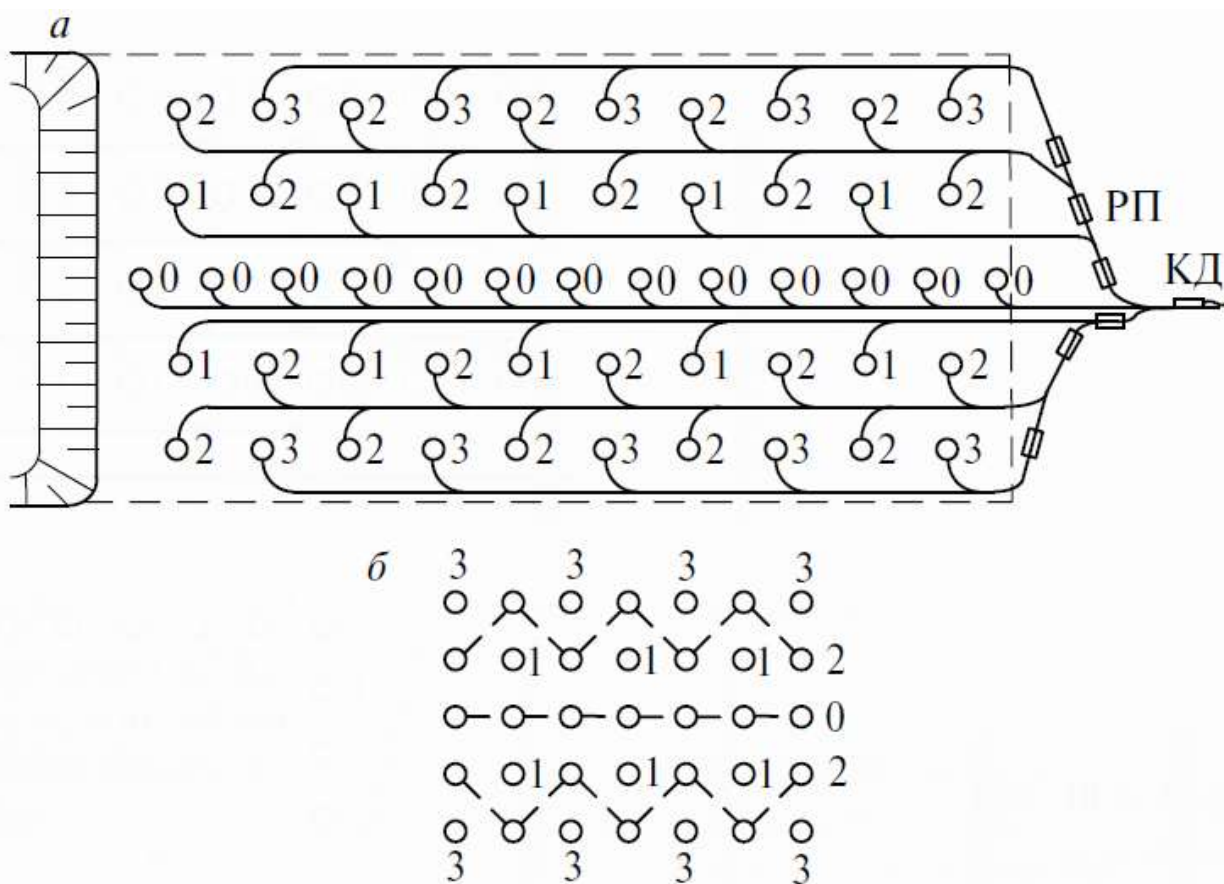


Рисунок 16.3 – Порядная схема КЗВ с врубовым рядом: а) – монтажная схема;
 б) – последовательность взрывания

Рациональный интервал короткозамедленного взрывания подбирается на основе опытных взрывов или расчётных формул.

Расчет интервалов замедления

При взрывании нескольких рядов скважин замедление между ними должно быть таким, чтобы заряды в последующем ряду взрывались после того, как закончится разрушительное действие упругих волн, вызванных взрывом зарядов предыдущего ряда, и между скважинами прорежется трещина.

Интервал замедления, t_{∂} , мс, определяется по формуле:

$$t_{\partial} = K_{\partial} \cdot W, \text{ мс}, \quad (16.1)$$

где K_{∂} – коэффициент, зависящий от крепости пород, мс/м.

Промежуточные детонаторы

В связи с тем что на карьерах порошкообразные ВВ практически полностью заменены значительно менее чувствительными гранулированными и водосодержащими ВВ, для их надежного инициирования стало необходимо применять ПД. Штатные СИ по мощности соответствуют требованиям инициирования более чувствительных порошкообразных ВВ.

На карьерах при взрывании скважинных и камерных зарядов предусматривается применение ПД в виде патронов-боевиков из связки патронированных ВВ (аммонита бЖВ, скального аммонита и т. п.), обвязанных ДШ. Созданы специальные ПД из мощных ВВ в виде шашек различных форм и масс. Наиболее распространены прессованные ПД. Основные физико-химические и взрывчатые свойства прессованных ПД приведены в табл. 16.1.

В соответствии с ПБВР при длине скважины более 15 м необходимо дублирование внутрискважинной системы инициирования.

Таблица 16.1

Физико-химические и взрывчатые свойства прессованных ПД

Шашка	ВВ	Масса шашки, г	Плотность, г/см ³	Скорость детонации, км/с
ТП-200	Тротил	200	1,50–1,55	6,50–6,80
ТП-400		400		
ПТ-400Г			1,52–1,59	6,80–7,00
ТГ-500 (литые)	Тротил / гексоген	500	1,58–1,64	7,20–7,80
ТГФ-850Э		850	1,60	7,70–7,80
ТС-500	Тротил	525	1,53	6,85
ТС-1000	ТЭН	1000		

Инициирование заряженного блока с помощью системы Exel и электродетонатора

В случае инициирования заряженного блока с помощью системы Exel и ЭД последний подсоединяется к трубке волновода Exel Connected, используемого для инициирования поверхностной взрывной сети, и прочно крепится к трубке Exel клейкой лентой. При этом нижний конец детонатора направлен по ходу распространения ударной волны в трубке. ЭД следует тщательно присыпать землей, буровой мелочью и т. п., так как его мощность значительно превышает мощность блока Connected E. Разлет осколков детонатора может привести к подбою трубок. Следует иметь в виду, что подсоединение ЭД к взрывной сети подвергает всю сеть тем же рискам, что и при использовании для монтажа сети ЭД, а именно воздействию грозových разрядов, статического электричества, блуждающих токов и т. д.

Exel Handidet — система двойного инициирования, в которой на одном конце трубки-волновода красного цвета маркировки установлен внутрискважинный капсуль-детонатор модификаций: NMS (18 серий замедлений в диапазоне 75–500 мс); NMS U или NMS UX (6 серий замедлений в диапазоне 400–1000 мс), герметизирующая втулка. На другом конце волновода — соединенный блок SL или E (их модификации) с встроенным мини-КД модификаций Mini VT; VT 160 (или Exel HTD), имеющих 9 серий замедления в диапазоне 0–285 мс, герметизирующая втулка, этикетка маркировки изделия.

Преимущества НСИ Exel: □

- использование волноводов с длиной трубки от 2,4 м и шагом, кратным 0,6 м;
- безотказное срабатывание КД;
- сохранение работоспособности при относительном удлинении волновода вследствие растягивающих нагрузок;
- устойчивость к статической нагрузке;
- нечувствительность к блуждающим токам, статическому электричеству, за исключением ударов молнии, электромагнитным излучениям.

Система основана на принципе ударно-волновой трубки, передающей ударную волну внутри трубки со скоростью 2100 м/с. Под воздействием ударной волны на конце трубки образуется разряд, достаточный для инициирования детонатора. Внешний диаметр трубки равен 3 мм, она не подвержена воздействию проходящей через нее ударной волны и сама по себе не иницирует ВВ, в котором находится.

Идеально подходит для взрывных работ, где электровзрывание невозможно или запрещено.

При взрывании с помощью системы Exel реализуется обратное инициирование зарядов ВВ с заданным замедлением, исключаящим подбой зарядов и уменьшающим разлет кусков породы при взрыве.

КД системы Exel по своей мощности соответствует стандартному номеру № 8 (по шкале Prior test — № 10) и предназначен для безопасного и надежного инициирования современных ВВ. Первичное ВВ в детонаторе NPED заменено инициирующим элементом (I-element), содержащим вторичное ВВ (в данном детонаторе ТЭН (PETN)). При этом инициирующий импульс от замедляющего элемента переходит из состояния горения в режим детонации в течение очень короткого промежутка времени и инициирует основной заряд.

Осмотр места взрыва производится через установленный правилами интервал времени, но не раньше полного проветривания зоны взрыва. Взрывник (руководитель взрыва) визуально определяет возможность допуска для работы рабочих и механизмов, удаляет в забое опасно висящие куски и проверяет отсутствие отказавших зарядов и остатков невзорвавшихся ВМ. В случае отсутствия отказов подается сигнал отбоя. При обнаружении отказов производят работы по их ликвидации, во время которых запрещается выполнение других работ и допуск рабочих в забой. Ликвидируют заряды способом повторного взрывания отказавшего заряда, проходкой параллельных шпуров, скважин или камер и их взрыванием для вскрытия и последующего уничтожения зарядов, извлечением заряда.

Лекция 17:

Дробление негабаритных фракций методами шпуровых и наружных зарядов. Выравнивание подошвы уступа. Подготовка разрезных траншей. Технология заоткоски уступов при постановке бортов карьера в конечное положение методами контурного взрывания, с предварительным щелеобразованием и т. п.

Дробление негабаритных фракций методами шпуровых и наружных зарядов.

Дробление негабаритных фракций осуществляется:

- мелкошпуровым способом (рис. 17.1, а);
- методом накладных зарядов (рис.17.1, б).

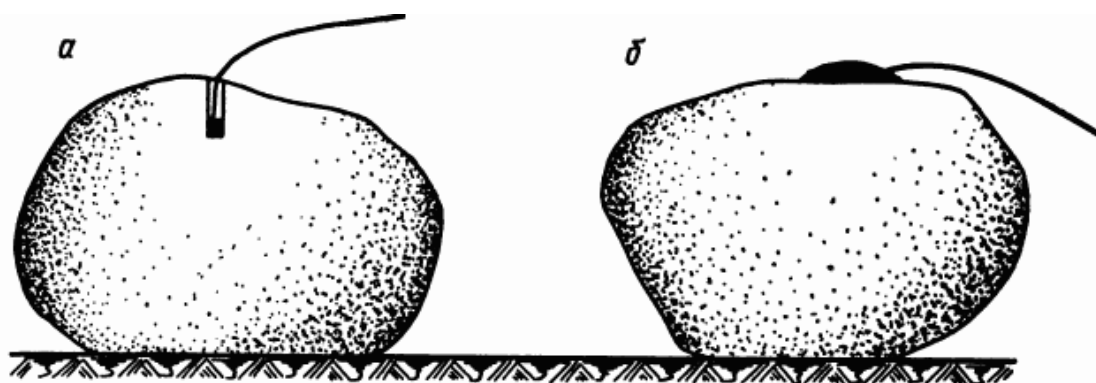


Рисунок 17.1 – Расположение зарядов ВВ при разделке негабарита : а) мелкошпуровой способ; б) накладной заряд

При мелкошпуровом методе глубина шпура не должна превышать $2/3$ толщины разрушаемого негабарита. В табл.17.1 приведен расход ВВ на разделку негабаритных кусков породы при мелкошпуровом методе.

При методе накладных зарядов их засыпают песком, глиной или накрывают сосудом с водой толщиной не менее 5-ти диаметров заряда ВВ.

Таблица 17.1

Расход ВВ (аммонита № 6) на разделку негабаритных кусков породы при помещении ВВ в шпурах								
Группа пород	Количество кусков в 1 м ³	Наибольшая длина ребра негабарита	Объем негабаритного камня, м ³	Глубина бурения, см	Вес заряда, г	Длина заряда, см	Расход бурения на 1 м ³ , м	Расход ВВ на 1 м ³ , кг
IV—XI	8—5	0,5—0,6	0,13—0,22	10—15	25—35	4—6	0,8—0,75	0,2—0,18
IV—XI	3—2	0,7—0,8	0,34—0,51	15—20	55—75	9—12	0,45—0,40	0,17—0,15
IV—XI	1	0,9—1,0	0,73—1,0	25	95—120	15—18	0,25	0,10—0,12

Подготовка разрезных траншей

Вскрытие месторождения внешней траншеей осуществляется последовательно в несколько этапов (рис.17).

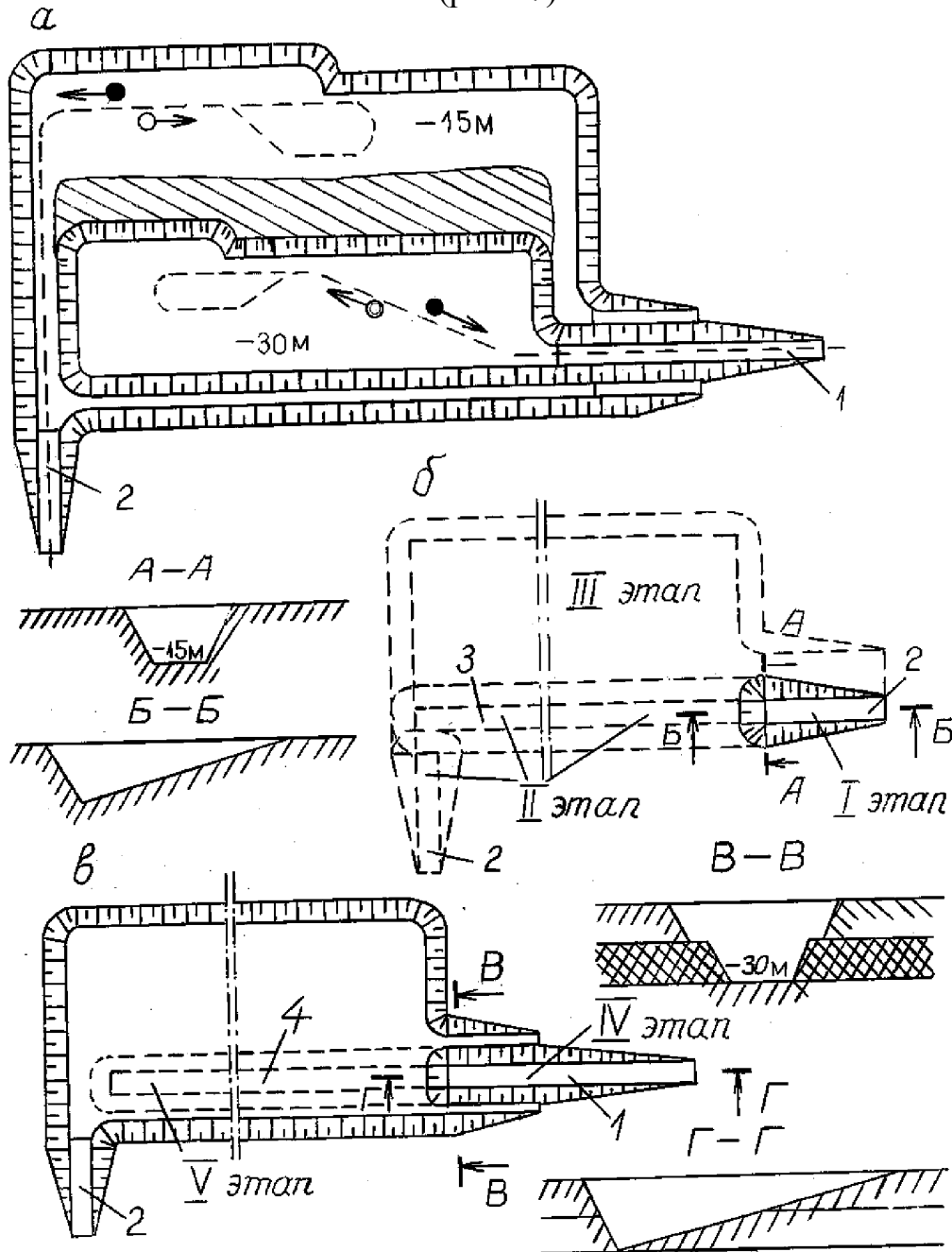


Рисунок 17.1. – Вскрытие отдельными внешними траншеями (а - план карьера б, в - этапы вскрытия карьера): 1 - капитальная траншея горизонта добычи; 2 - капитальная траншея вскрышного горизонта; 3 - разрезная траншея вскрышного уступа; 4 - разрезная траншея уступа добычи

После проходки капитальной траншеи до отметки вскрываемого уступа (рис. 17.1, б) на этом горизонте проводится разрезная траншея (I, II этапы). Создается необходимое и достаточное опережение вскрышных работ (III этап) и обеспечивается возможность проходки капитальной траншеи к горизонту уступа добычи (рис. 17.1, в) и разрезной траншеи горизонта добычи

(IV, V этапа). На этом горно-строительные работы заканчиваются и карьер готов к работам по добыче полезных ископаемых, и дальнейшему исполнению вскрышных работ.

Длина проведенной разрезной траншеи в пределах контура карьера и составляет фронт работ на уступах. Разработка уступа начинается с разнесения одного или обоих бортов разрезной траншеи. Поэтому разрезная траншея является временной открытой горной выработкой, которая существует только в начале отработки уступа. Разрезная траншея является продолжением капитальной траншеи, вскрывающей данный рабочий горизонт, и проводится внутри контуров карьера. При разработке крутых залежей разрезные траншеи проводятся обычно в направлении, параллельно простиланню залежи. Однако, при использовании автотранспорта возможно применение панельной схемы отработки горизонтов, которая характеризуется тем, что по фронту уступа нарезаются несколько широких заходов с направлением развала горной массы в торец уступа. В этом случае вскрытие горизонта осуществляется продольной разрезной траншеей, а от нее на всю ширину панели проводятся поперечные разрезные траншеи. Длина панели определяется расстоянием между поперечными разрезными траншеями и составляет 200-500 м. Проведение поперечных траншей осуществляется одновременно с проведением разрезной траншеи. Отработка панелей производят в крест простирания залежи боковыми экскаваторными забоями.

Глубина и длина разрезной траншеи соответствует параметрам уступа, подготовленного к разработке. Ширина подошвы разрезной траншеи определяется из условия расположения горного и транспортного оборудования для отработки уступа. Угол откоса борта траншеи принимается равным углу откоса рабочих уступов согласно прочностных характеристик пород. Если один из бортов разрезной траншеи является частью нерабочего борта карьера, то угол откоса этого борта принимается равным углу откоса нерабочего уступа.

Технология производства контурного взрывания

Контурное взрывание позволяет избежать нарушения скального массива горных пород за пределами проектного контура, обеспечить получение более крутых и устойчивых откосов уступов и выемок, уменьшить трудоемкость работ по заоткоске оснований и откосов, уменьшить переборы и увеличить устойчивость законтурного массива.

В основном применяют два метода контурного взрывания.

Метод предварительного щелеобразования, когда по проектному контуру уступа карьера или выемки бурят ряд сближенных скважин (рис. 17.2, а) обычно меньшего (100–160 мм), чем основные взрывные скважины, диаметра, заряжают их гирляндами из патронов $d \geq 32$ мм аммонита 6ЖВ рассредоточенным или шланговыми зарядами и взрывают до производства массового взрыва в приконтурной зоне или совместно, но с опережением на 50–100 мс. Между контурными скважинами и основными технологическими рекомендуется размещать вспомогательный (буферный) ряд скважин, которые

имеют диаметр, одинаковый с основными, но располагают на расстоянии, в 1,4–1,6 раза меньшем, и заряжаются сплошным зарядом в полиэтиленовом рукаве. При этом диаметр рукава составляет 0,7 диаметра скважины, а масса заряда 50–60% от основного.

Метод завершающего контурного взрыва, когда массив дорабатывают до проектного контура завершающим взрывом контурных скважин (рис. 17.2, б). Этот метод применяют при оформлении порталов тоннелей на крутых косогорах, выполнении откосов над дорожными полками, обрушении потенциально неустойчивых массивов, обработке горизонтальных защитных слоев.

Расстояние между скважинами при контурном взрывании:

$$a = 22 \cdot d_{\text{зар}} \cdot k_z \cdot k_y, \quad (17.1)$$

где $d_{\text{зар}}$ — диаметр заряда, м;

k_z и k_y — коэффициенты соответственно зажима и геологических условий.

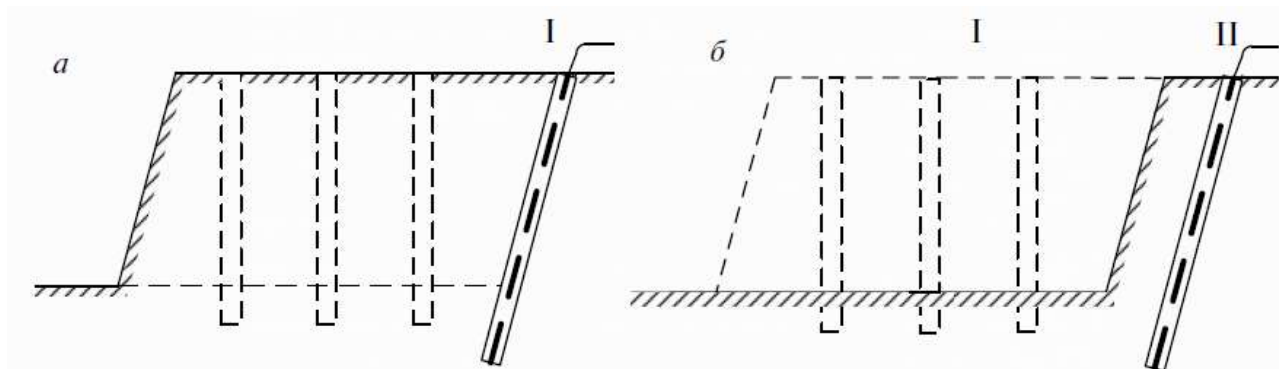


Рисунок 17.2 - Методы контурного взрывания: а — предварительного щелеобразования; б — завершающего контурного взрыва (I, II — последовательность взрывания)

Коэффициент k_z при полном зажиме (оконтуривание котлована и т. п.) равен 0,85. При работе на косогоре или уступе при более чем трех рядах скважин рыхления, а также при контурной отбойке $k_z = 1$, в этих же условиях, но при меньшем числе зарядов скважин рыхления $k_z = 1,1$. Коэффициент геологических условий при отсутствии ярко выраженной системы напластований или трещиноватости $k_y = 1,0$; при угле откола, равном 90° , $k_y = 0,90$; при угле $20-70^\circ$ $k_y = 0,85$; при горизонтальном залегании, а также при совпадении геологических плоскостей с щелью $k_y = 1,15$.

Глубина контурных скважин должна быть больше глубины скважин рыхления на $10d_{\text{зар}}$, т. е.

$$L_k = \frac{H + l_{\text{неп}}}{\sin \alpha} + 10 \cdot d_{\text{зар}}, \quad (17.2)$$

где $l_{\text{неп}}$ — длина перебура скважин рыхления, м;

α — угол наклона оконтуриваемой поверхности к горизонту.

Забойка верхней части контурных скважин повышает эффективность взрыва и, главное, предохраняет от разрушения массив в районе устьев скважин. Однако при горизонтальном напластовании с малой связью между пластами забойка способствует поднятию верхних пластов, что нежелательно.

Длина забойки или при ее отсутствии незаряженной части скважины:

$$l_{заб} = h \geq 2 \text{ м}, \quad (17.3)$$

где h — мощность зоны на вышележащем горизонте, нарушенной взрывами или вследствие интенсивного выветривания.

Расстояние между контурными скважинами и скважинами рыхления по подошве:

$$a_{п} = (10-20) \cdot d_{зар}. \quad (17.4)$$

Меньшая величина — при вертикальном напластовании и в монолитных породах, большая — при горизонтальном напластовании. Линейная масса заряда (кг/м) ориентировочно может быть подсчитана по формуле:

$$p = 0,2 \cdot n_1 + 0,3, \quad (17.5)$$

где n_1 — расстояние между трещинами, м.

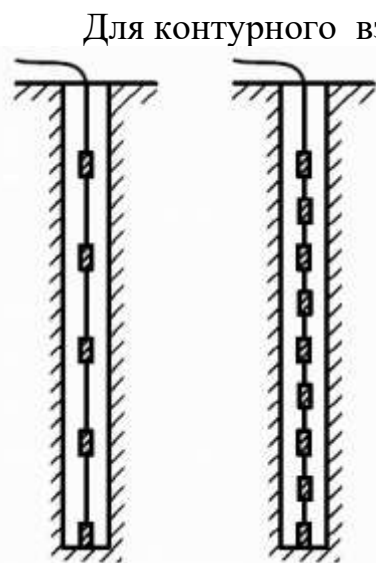


Рисунок 17.3 – Схема расположения гирляндных зарядов в контурных скважинах с разной линейной плотностью ВВ

Для контурного взрывания используют заряды-гирлянды из патронов аммонита 6ЖВ (рис. 17.3), шланговые заряды, заряды конверсионных или эмульсионных ВВ. При этом линейная масса заряда регулируется расстояниями между патронами ВВ или диаметром линейного заряда. Критерии качества контурного взрывания — степень неровности поверхности в промежутках между отпечатками скважин (не более ± 15 см) и суммарная длина отпечатков (не менее 75% длины скважин). Параметры расположения зарядов в скважинах диаметром 105 мм для метода предварительного щелеобразования при диаметре заряда 32 мм (ВВ — аммонит 6ЖВ) приведены в табл. 17.1. При использовании контурного взрывания угол откоса уступа увеличивается на $5-10^\circ$. На крупных карьерах широко применяются как отечественные буровые станки, так и станки

зарубежного производства, обеспечивающие бурение скважин глубиной до 50 м с углами наклона от 30 до 90° или станки с обратными углами наклона (бурение под площадку стояния), что позволяет не только резко сократить время обуривания отрезных щелей, повысить безопасность буровых работ, но и увеличить допустимую массу заряда при взрывах в приконтурной зоне.

Таблица 17.1

Параметры расположения скважин при предварительном щелеобразовании

Порода	Группа пород по СНиП	Направление щели по отношению к основной системе трещин	Расстояние между скважинами	
			м	диаметр заряда
Известняк горизонтального залегания с глинистыми пропластками и вертикальными трещинами, разбит на блоки размером 20–50 см в наибольшем ребре	VI и VII	Параллельное	0,9	28
То же	VI и VII	Под углом 30–70°	0,7	22
Известняк, пласты перемежающиеся сильнотрещиноватые	VII	Параллельное	0,8	25
То же	VII	Под углом 30–70°	0,7	22
Песчаник тонкозернистый крупноблочный	VI	Вертикальной трещиноватости нет	0,6–0,7	19–22
Гранит мелкозернистый трещиноватый	X	Господствующая система трещиноватости отсутствует	0,6	19
Диабаз трещиноватый крупноблочный	X	Параллельное	0,7	22
То же	X	Под углом 30–70°	0,5	16

Переход на создание отрезной щели с использованием скважин большого диаметра позволил увеличить расстояние между ними до 2,5–3,5 м и линейную массу заряда в них до 3–4 кг/м.

При методе завершающего контурного взрывания коэффициент сближения скважин или шпуров контурного ряда не должен быть больше 0,75.

При взрывании на карьерах этот метод применяется в сильнотрещиноватых породах при удельном расходе ВВ $q \leq 0,5$ кг/м³.

Максимальная эффективность действия щели как экрана достигается только при условии ее осушения. Это достигается, если отрезная щель имеет связь с отработанным участком уступа. При этом интервал времени с момента образования щели до массового взрыва должен составлять 5–7 сут. Длина контурной щели должна быть больше размера взрываемого блока на половину ширины приконтурной зоны в каждую сторону. Окончательные параметры контурных зарядов уточняются на основе опытных взрывов и последующими наблюдениями за состоянием откосов уступов. Удельный расход ВВ на единицу площади контура принимается в пределах 0,25–0,30 кг/м².

При проведении подземных горных выработок и в гидротехническом строительстве помимо требования повышенной устойчивости стенок выработки к контурному взрыванию предъявляется требование высокой точности соответствия образуемого контура проектному. От величины переборов зависят объемы бетонирования при создании крепи выработки, от величины недоборов — надежность крепи.

Список использованных источников

1. Белин В.А. Технология и безопасность взрывных работ / В.А. Белин и др. – Москва : Горное дело, 2016.– 424 с.
2. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. – Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности : учебник / Б.Н. Кутузов. – Москва : Горная книга, 2018. – 512 с.
3. Приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 8 декабря 2020 г. № 505 «Об утверждении федеральных норм и правил в области промышленной безопасности "правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://ivo.garant.ru/#/document/400102700/paragraph/1/doclist/716>
4. Приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 3 декабря 2020 г. № 494 "Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности "Правила безопасности при производстве, хранении и применении взрывчатых материалов промышленного назначения" (с изменениями и дополнениями) [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <https://base.garant.ru/400142230/#friends>
5. Угольников, Н. В. Обеспечение безопасности буровзрывных работ при взрывании парносближенных скважин высоких уступов на карьерах / Н. В. Угольников, Д. В. Доможиров // Известия ТулГУ. Науки о Земле, 2019. - Вып. 3. - С. 332-343.