

РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

Председатель

Л.А. ПУЧКОВ

*президент МГГУ,
чл.-корр. РАН*

Зам. председателя

Л.Х. ГИТИС

*директор
Издательства МГГУ*

Члены редсовета

И.В. ДЕМЕНТЬЕВ

академик РАЕН

А.П. ДМИТРИЕВ

академик РАЕН

Б.А. КАРТОЗИЯ

академик РАЕН

А.В. КОРЧАК

академик МАН ВШ

М.В. КУРЛЕНЯ

академик РАН

В.И. ОСИПОВ

академик РАН

В.Л. ПЕТРОВ

академик МАН ВШ

Э.М. СОКОЛОВ

академик МАН ВШ

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ

академик РАН

В.А. ЧАНТУРИЯ

академик РАН

Е.И. ШЕМЯКИН

академик РАН

РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

Председатель

Л.А. ПУЧКОВ

*президент МГГУ,
чл.-корр. РАН*

Зам. председателя

Л.Х. ГИТИС

*директор
Издательства МГГУ*

Члены редсовета

И.В. ДЕМЕНТЬЕВ

академик РАЕН

А.П. ДМИТРИЕВ

академик РАЕН

Б.А. КАРТОЗИЯ

академик РАЕН

А.В. КОРЧАК

академик МАН ВШ

М.В. КУРЛЕНЯ

академик РАН

В.И. ОСИПОВ

академик РАН

В.Л. ПЕТРОВ

академик МАН ВШ

Э.М. СОКОЛОВ

академик МАН ВШ

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ

академик РАН

В.А. ЧАНТУРИЯ

академик РАН

Е.И. ШЕМЯКИН

академик РАН

Б.Н. Кутузов

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

ЧАСТЬ 2

ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ
В ГОРНОМ ДЕЛЕ
И ПРОМЫШЛЕННОСТИ

*Допущено Учебно-методическим
объединением вузов Российской Федерации
по образованию в области горного дела
в качестве учебника для студентов вузов,
обучающихся по специальности
«Взрывное дело» направления подготовки
«Горное дело»*

Москва
«Мир горной книги»
Издательство
Московского государственного
горного университета
Издательство «Горная книга»
2008



ВЗРЫВНОЕ ДЕЛО

NDKI Avhorat resurs markasi

УДК 622.233:622.235

ББК 33.133

К95

Издано при финансовой поддержке Федерального агентства по печати и массовым коммуникациям в рамках Федеральной целевой программы «Культура России»

Книга соответствует «Гигиеническим требованиям к изданиям книжным для взрослых. СанПиН 1.2.1253--03», утвержденным Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г. (ОСТ 29.124--94). Санитарно-эпидемиологическое заключение Федеральной службы по надзору в сфере защиты прав потребителей № 77.99.60.953.Д.008501.07.07.

Экспертиза проведена Учебно-методическим объединением вузов Российской Федерации по образованию в области горного дела (письмо № 51-47/6 от 26.04.2007 г.)

Рецензенты:

- кафедра «Горное дело и проведение горно-разведочных выработок» Российского государственного геологоразведочного университета (зав. кафедрой д-р техн. наук, проф. Л.Г. Грабчак);
- д-р техн. наук, проф. С.Д. Викторов (Институт проблем комплексного освоения недр РАН)

Кутузов Б.Н.

К95 Методы ведения взрывных работ. — Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности: Учебник для вузов. — М.: Издательство «Горная книга», «Мир горной книги», Издательство Московского государственного горного университета, 2008. — 512 с: ил. (ВЗРЫВНОЕ ДЕЛО)

ISBN 978-5-98672-070-8

ISBN 978-5-91003-023-1

ISBN 978-5-7418-0488-9

Рассмотрены методы ведения взрывных работ при добыче полезных ископаемых, в строительстве и промышленности, способы бурения шпуров и скважин при добыче, геологоразведочных работах, при проведении подземных выработок в шахтах, опасных по взрыву газа и пыли, методы защиты персонала и оборудования от воздействия ударных воздушных волн при производстве массовых взрывов.

В приложениях 1–4 даны примеры расчета массовых взрывов с использованием компьютерных программ, а в приложении 5 — пути решения проблемы достижения горной промышленностью России мирового конкурентоспособного уровня.

Б.Н. Кутузов — д-р техн. наук, проф. кафедры «Разрушение горных пород взрывом» Московского государственного горного университета.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Взрывное дело» направления подготовки «Горное дело».

УДК 622.233:622.235

ББК 33.133

ISBN 978-5-98672-070-8

ISBN 978-5-91003-023-1

ISBN 978-5-7418-0488-9

© Б.Н. Кутузов, 2008

© Издательство «Горная книга», «Мир горной книги», Издательство МГГУ, 2008

© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2008

ВВЕДЕНИЕ

Использование энергии взрыва в горном деле и промышленности достаточно многообразно и непрерывно расширяется. В горном деле это проведение (проходка) систем подземных вертикальных, наклонных и горизонтальных выработок для обеспечения добычи глубокозалегающих месторождений полезных ископаемых. Для месторождений, располагаемых на меньшей глубине, это система открытых горных выработок, а также сооружение выемок, траншей, тоннелей в транспортном и гидротехническом строительстве. Совокупность подземных выработок принято называть рудником или угольной шахтой, а открытых выработок — карьером или угольным разрезом. Подземные выработки проходят при сооружении подземных складов и хранилищ. Широко используют подземные выработки и сооружения в оборонных целях, для плантажа почв, при прокладке дорог через болота, при разрушении ненужных строительных сооружений, особенно фундаментов и металлического оборудования, для резки, сварки, штамповки и упрочнения поверхности металлов, получения новых материалов, в том числе алмазов. Все шире применяют взрывные работы для углубления дна в реках и особенно в морских портах. Иногда взрывные работы применяют для взрыва льда на реках, валки отдельных деревьев, разбрасывания минеральных удобрений в сельском хозяйстве. Из сказанного ясно, что при таком многообразии областей применения взрывных работ должно быть и соответствующее многообразие методов их ведения. Для обеспечения эффективности, безопасности и минимизации экологического вреда для окружающей среды наукой и практикой взрывного дела разработаны технические правила для ведения взрывных работ на земной поверхности, в гидротехническом строительстве, Единые правила безопасности при взрывных работах, справочники по взрывным работам и другие нормативные документы, позволяющие выбирать для конкретных условий наиболее приемлемые методы ведения взрывных работ.

Здесь необходимо отметить, что возможности применения тех или иных методов ведения взрывных работ тесно связаны с наличием бурового оборудования для проходки шпуров, скважин, камер заданного диаметра, глубины и направления. Поэтому в дальнейшем в учебнике будут рассматриваться методы ведения взрывных работ в комплексе с требуемым буровым оборудованием, промышленными взрывчатыми веществами (ПВВ) и средствами их инициирования (СИ). При этом для ведения взрывных работ разрешается использовать только те ВВ и СИ, а также средства механизации взрывных работ, оборудование для производства гранулированных и водосодержащих ВВ, контрольно-измерительную аппаратуру для взрывных сетей, на которые имеются технические условия (стандарты) и разрешение (допуск) Ростехнадзора.

Методы ведения работ можно классифицировать по расположению зарядов ВВ относительно разрушаемого объекта:

А. Наружные (накладные) заряды, которые размещены на поверхности объекта, который действием взрыва разрушается, режется, сваривается, штампуются и/или упрочняется.

Разрушению подвергаются крупные (негабаритные) куски породы, стволы деревьев, сваи, металлические, ферменные объемные конструкции. При этом применяют сосредоточенные или удлиненные заряды, обычные или с кумулятивными выемками.

Резанию подвергают листы, вагонетки, котлы и другие металлические емкости. В этих случаях применяют, как правило, удлиненные заряды с продольной кумулятивной выемкой.

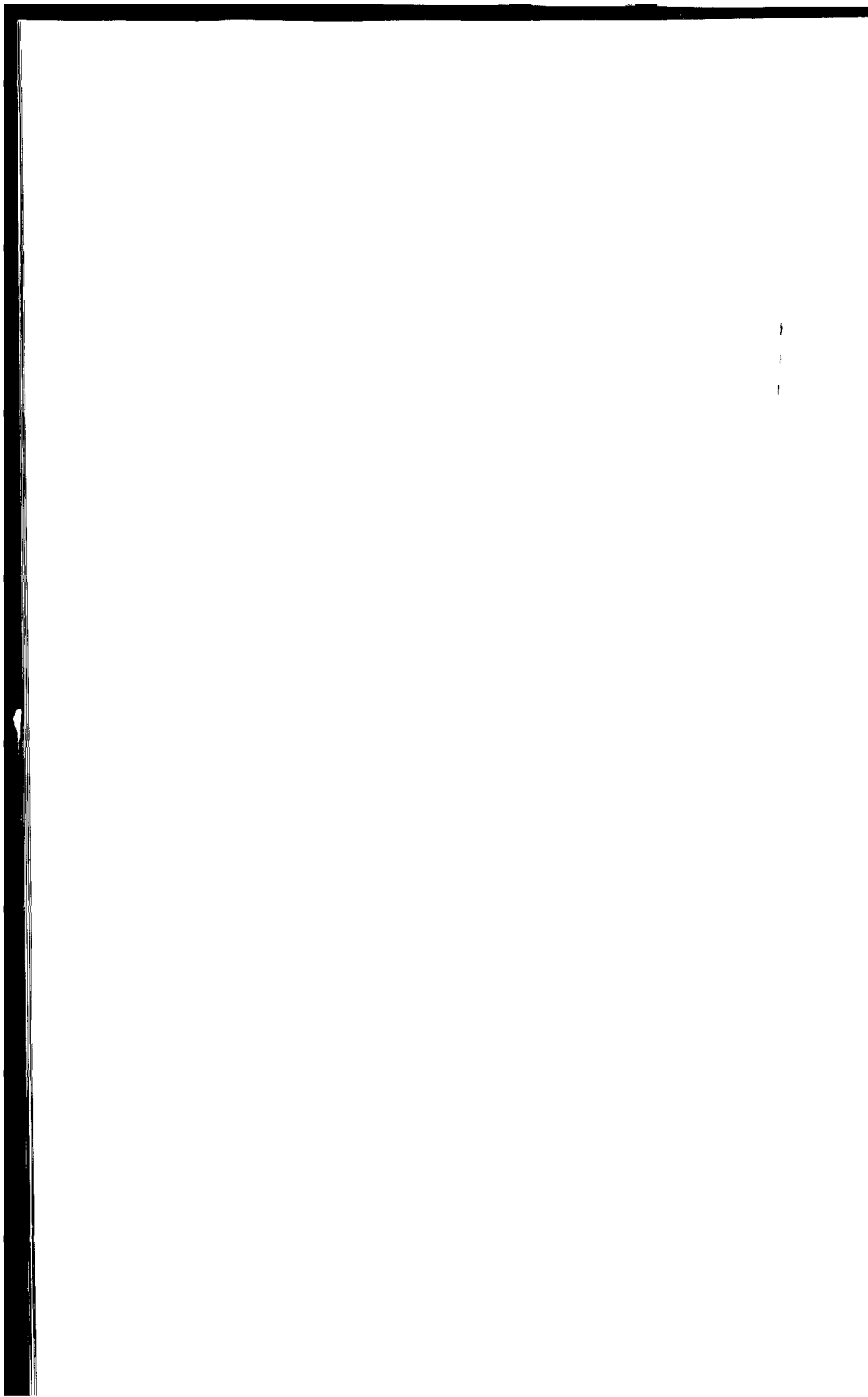
Сварке подвергают металлические листы (алюминий-медь-сталь и др.), не свариваемые другим способом.

Штамповке подвергают любые металлические пластические материалы различных размеров. Наиболее эффективна подводная штамповка, которая позволяет получать детали сложной формы.

Упрочнению подвергают детали, работающие при весьма высоких контактных нагрузках. Наиболее широко этот метод применяется при упрочении рельсовых переводов, а также зубьев ковшей экскаваторов, деталей дробилок и т. п.

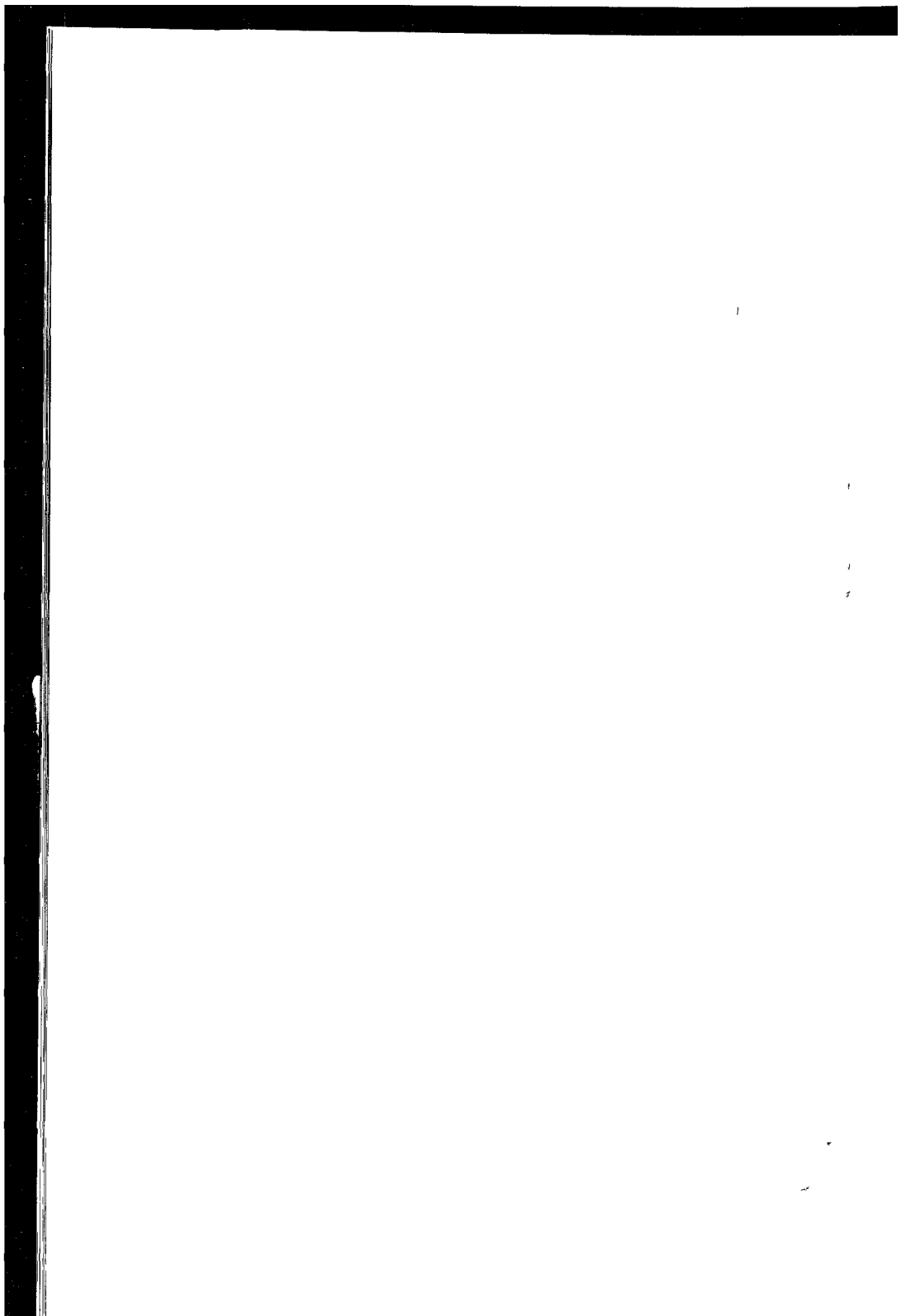
Б. Внутренние заряды, которые размещают в заранее пробуренных шпурах (шпуровые заряды), скважинах (скважинные заряды), камерах (камерные заряды), котлах, образованных у дна

скважин взрывом небольшого заряда ВВ (котловые заряды), специальные заряды для образования подземных полостей-хранилищ, заряды для ликвидации аварий в нефтяных и газовых скважинах, для взрывания льда при ледоходах, при тушении лесных пожаров и т. п. Внутренними зарядами решают в горном деле все основные многообразные задачи взрывного разрушения в подземных условиях и на земной поверхности, образования полостей, отбойки блочного камня, создания каменно-набросных плотин, выброса и сброса огромных масс горной породы с целью ускоренного вскрытия месторождений полезных ископаемых, образования траншей и каналов для мелиорации и судоходства, ликвидации аварий в нефтяных и газовых скважинах, образования хранилищ для жидкого и газообразного энергоносителей, а также захоронения вредных отходов промышленности. Разнообразными внутренними зарядами являются перфораторные заряды для простреливания стенок скважин с целью увеличения их трещиноватости и увеличения дебита нефти или газа. В угольной промышленности также применяют удлиненные скважинные заряды для увеличения дегазации метана из угольных пластов.



ОСНОВНЫЕ
ЭТАПЫ РАЗВИТИЯ
МЕТОДОВ
РАЗРУШЕНИЯ
ГОРНЫХ ПОРОД
ПРИ ДОБЫЧЕ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ

ГЛАВА 1 —



Для обеспечения добычи газообразных и жидких полезных ископаемых (газ, газовый конденсат, нефть) с поверхности к месторождениям бурят скважины различного диаметра, глубины и направления.

Для добычи твердых полезных ископаемых (уголь, руда, строительные материалы, драгоценные камни и т. д.) проходят вертикальные, горизонтальные и наклонные выработки. Подавляющий объем их, особенно в крепких породах, проходят с помощью буровзрывных работ (БВР). Отбойка полезных ископаемых также осуществляется с помощью БВР.

Таким образом, начальными и основными процессами, обеспечивающими доступ к добываемым полезным ископаемым, являются разрушение горных пород при бурении скважин и при ведении буровых и взрывных работ для добычи твердых ископаемых.

Рассмотрим кратко основные этапы развития этих видов работ и перспективы их дальнейшего развития. На сегодня можно твердо повторить слова академиков Н.В. Мельникова и В.В. Ржевского о том, что буровзрывные работы на обозримую перспективу останутся основным способом добычи твердых полезных ископаемых из недр Земли при открытом и подземном способах их извлечения.

Дальнейшее изложение позволит убедительно доказать правильность стратегических высказываний горняков-академиков.

Развитие горного дела неразрывно связано с методами разрушения горных пород. До середины 50-х годов XX в. это была эпоха использования для разрушения взрывчатых веществ [1].

В ней могут быть выделены следующие этапы:

- этап разрушения пород ручным инструментом и с использованием термического ослабления пород путем пожаров;
- этап использования в качестве породоразрушающего агента черного пороха (начало XVII в.);

- этап использования в качестве промышленного ВВ динамитов А. Нобеля (1868—1950 гг.);
- этап постепенной замены высокопроцентных мощных динамитов на менее мощные с более низким (с 93 до 35%) содержанием нитроэфиров, динамитов и порошкообразных аммонитов (1930—1980 гг.);
- новый этап перехода от тротилсодержащих (гранулолита, аммонитов) к бестротиловым гранулированным типа АСДТ и водоустойчивым эмульсионным ВВ.

Параллельно для размещения зарядов ВВ в массиве развивались методы машинного бурения шпуров (начало XVII в.) и скважин (конец XIX в.) твердым породоразрушающим инструментом, огнеструйными горелками и зарядами ВВ, взрывающимися на забое скважин (середина XX в.).

С начала XX в. развиваются безвзрывные механические методы разрушения, создаются проходческие и добычные комбайны, работы над которыми интенсивно продолжаются и в настоящее время. Эти методы обеспечивают выполнение всех процессов подготовки, разрушения, погрузки и транспорта разрушенной породы одной работающей машиной, что весьма привлекательно.

Основным недостатком этих комбайнов является невозможность эффективного разрушения крепких пород и быстрый износ дорогого породоразрушающего инструмента. Поэтому их применение пока ограничено породами ниже средней прочности с коэффициентом крепости $f < 8-10$ по шкале проф. Протодьяконова.

1.1. РАЗВИТИЕ РАЗЛИЧНЫХ МЕТОДОВ РАЗРУШЕНИЯ

С 50-х годов XX в. начинается разработка новых методов разрушения с использованием высокотемпературных потоков газов, струй жидкости, контактной передачи энергии электрического тока, электромагнитных полей, электронных пучков, ядерной энергии и др. [2, 3].

Классификацию применяемых и разрабатываемых методов разрушения целесообразно производить по нескольким признакам:

- по природе разрушения — механические, термические, химические, комбинированные;
- по характеру передачи энергии породе — контактные и бесконтактные;
- по виду энергии в исполнительном породоразрушающем инструменте — механические, взрывные, огневые, электрические, электромагнитные, электронные, лазерные, ядерные, химические.

При разработке новых средств и методов разрушения необходимо, чтобы они удовлетворяли ряду технических и технологических требований при обязательном учете безопасности для персонала и экологической чистоте для окружающей среды.

Наиболее важным критерием эффективности является энергоемкость разрушения и мгновенно выделяемая мощность при воздействии на разрушаемый массив или отдельный кусок горной породы, способ и место размещения источника разрушения в массиве, а также универсальность метода для любых по свойствам пород.

Надо учитывать размеры зоны воздействия (взаимодействия) источника разрушения на массив или отдельный кусок с позиций оценки конечных получаемых результатов микро- или макро-разрушений в микро- (миллиметры) или макро-(дециметры, метры) размерах. Однократность или многократность воздействия до получения эффекта разрушения существенно влияет на получаемый эффект при работе источника разрушения. Соотношение между мощностью реализуемой на породоразрушающем исполнительном органе машины (установки) и общей установленной мощностью можно оценить как коэффициент полезного использования установленной мощности. Техническая эффективность (сложность) машины (установки) оценивается следующими признаками:

- наличием разработанных элементов или систем для ее создания;
- надежностью (долговечностью или работоспособностью) элементов и системы в целом;
- технологичностью применения предлагаемой машины (установки) с точки зрения ее включения в применяемую технологию добычи или проходки выработок (универсальность, габаритность, условия взаимодействия и т. д.);

- технической возможностью создания предлагаемой машины (установки) во времени, с учетом машиностроительной, электротехнической и энергетической возможности реализации предлагаемого способа;
- безопасностью применения для обслуживающего персонала и требуемыми размерами зоны безопасности для смежных процессов;
- относительной экологической безопасностью для окружающей среды (среды обитания человека).

Исследователей с начала добычи полезных ископаемых занимала идея поисков невзрывных методов разрушения горных пород, и с разными временными интервалами горняки были свидетелями выдвижения новых идей в этой области.

Достаточно вспомнить доклад Л.В. Юткина на общесоюзном совещании 1958 г. по буровзрывным работам по электрогидравлическому разрушению горных пород [4], в котором несомненно одаренный исследователь сообщил горнякам, что применяемые методы бурения, взрывания и механического дробления будут в ближайшие дни (годы) заменены установками с электрогидравлическим эффектом разрушения пород. В ряде НИИ были организованы исследовательские лаборатории по этому направлению, а в Томске создан специализированный институт. Были затрачены значительные бюджетные средства, созданы опытные установки, но и сегодня, спустя почти 50 лет, нет ни одной промышленной установки и надежд на их появление в обозримом будущем.

Аналогичная картина наблюдалась с разработкой установок по бесконтактному разрушению горных пород под пластинами высоковольтных импульсных конденсаторов, систем излучателей высоких и сверхвысоких частот, контактных электрических, электромагнитных излучателей [5], ультразвуковых маломощных и звуковых мощных магнитострикторов для интенсификации процессов резания и шарошечного бурения скважин. Последнее весьма крупно развивалось на правительственном уровне. Благодаря усилиям А.П. Островского и В.О. Мальчонка был создан специализированный опытный завод по выпуску магнитострикционных интенсификаторов для шарошечного бурения взрывных скважин. И снова нулевой результат, хотя критические замечания по остановке данного проекта были неоднократны.

Более 30 лет крупные средства были израсходованы на попытки создать установки для взрывного бурения нефтяных и взрывных скважин зарядами жидких (М.А. Щеголевский) или твердых ВВ (В.Л. Шухман) [6, 7], проходки шахтных стволов большого диаметра с помощью взрывного кернового бурения (А.М. Осипов, А.А. Павличенко и др.).

Здесь приведен далеко не полный перечень окончившихся нулевым результатом интересных с научных позиций работ для того, чтобы показать огромную сложность проблемы создания новых методов разрушения или ослабления горных пород. Перечисленные методы не были реализованы в промышленности или из-за их применимости в породах только с определенными свойствами и монолитных массивах, с чем в практике работ горняки встречаются крайне редко, или из-за непреодолимых трудностей в технической реализации методов, необходимости создания крайне сложных и дорогих установок и оборудования, что делало нереальным внедрение самого метода в промышленных установках.

К этой же категории относится интересная при опытах на отдельных кусках, но крайне сложная для промышленной реализации при обработке значительных объемов горной массы работа по магнитоимпульсной обработке железистых кварцитов с целью ослабления их прочности.

Ряд работ в области огневого расширения заряжаемой части взрывных скважин и особенно образования в них двух и более котлов [8] осуществимы только в очень ограниченном числе терморазрушаемых пород и однородных по свойствам массивах по глубине скважины, чего в реальных условиях залегания железистых кварцитов не бывает. Именно поэтому огневое бурение в США полностью заменено на шарошечное, а в России вместо бурения, что также оказалось невыгодно, сохранилось только огневое расширение заряжаемой части скважин на одном карьере ОАО «Михайловский ГОК»

На других железорудных карьерах Оленегорского, Лебединского и других ГОКов от огневого расширения отказались по двум основным причинам:

- нестабильности диаметра получаемого огневого расширения скважин из-за разных по глубине свойств массива, а, следовательно, некачественных результатов взрывов;

- экологической вредности и неразработанной системы очистки воздушного потока от газов и пыли, выбрасываемых из скважины при работе огневого станка.

Поэтому область применения огневого расширения, если будет достигнута его экологическая безопасность, останется весьма незначительной.

Интересная трансформация произошла с оценкой возможностей и целесообразности применения ядерных взрывов в горном деле и промышленности.

До подписания международных договоров о запрещении испытаний ядерного оружия США планировали использовать ядерные заряды [9, 10] в горном деле, для интенсификации добычи и создания хранилищ нефти и газа, ликвидации аварий при пожарах на скважинах, создания бухт-ковшей на морском побережье, строительстве каналов и т. д. Аналогичные проекты были созданы и реализованы в СССР. В частности, были опробованы ядерные взрывы для подземного дробления руды на комбинате «Апатит».

Однако углубленное изучение показало, что ядерные взрывы следует использовать только при реализации уникальных проектов, как, например, при тушении горящих нефтяных и газовых скважин. Применение ядерных взрывов для дробления руды сомнительно из-за отсутствия подходящих размеров рудных залежей, сейсмической и радиационной (экологической) опасности для выработок и среды жизнедеятельности человека. Применение таких мощных взрывов для предварительной дегазации угольных пластов научно несостоятельно из-за непредсказуемых воздействий на земную, как правило, застроенную поверхность, безвозвратных потерь большого количества метана, который при других технологиях можно использовать как продукт совместной с углем добычи, а также полной неясности в оценке возможности разработки угольных пластов под регионально разрушенных взрывом вышерасположенными пластами пустых пород.

Горные технологии с использованием ядерных взрывов могут рассматриваться только как уникальные на международном уровне контроля и соглашения при гарантированной технической и экологической безопасности ее применения для земных недр и среды обитания человека.

Проблема поиска реальных средств и методов разрушения скального минерального сырья при его добыче и переработке сейчас особенно актуальна.

При этом надо помнить и знать, что горное дело, горно-транспортное и обогатительное машиностроение относятся к категории консервативных систем. На внедрение новых технологий на горном производстве, выпуск нового горного и обогатительного оборудования затрачиваются десятилетия и огромные средства. А работающее оборудование на российских горных предприятиях в настоящее время изношено на 60—80%, находится в эксплуатации, как правило, 20 и более лет и требует срочной замены, что сделать в настоящее время невозможно традиционными методами при увеличенной в тысячи раз стоимости оборудования, отсутствии на горных предприятиях из-за неразумного налогового законодательства средств для его приобретения и остановки большинства заводов горного машиностроения, прекращения обновления на них станочного парка и отсутствия новых конструкторских разработок в заводских КБ.

Без волевого и быстрого привлечения оборонных заводов и федеральных инвестиций выпуск горного оборудования на мировом техническом уровне будет невозможен. Заводы горного машиностроения и бурового инструмента не способны выполнить эту задачу как из-за отсталости своего оснащения, так и квалификации кадров.

В настоящее время и обозримом на 25—30 лет будущем нет альтернативы ударным и шарошечному способам бурения шпуров и скважин в горном деле и промышленности.

Это не должно исключить выполнения отдельных оригинальных работ по испытаниям других способов бурения шпуров и скважин. Удачные разработки в последующем должны входить в федеральные программы выпуска продукции.

Из всего разнообразия известных способов разрушения (отбойки) скальных пород от массива по добыче минерального сырья и при проведении подземных выработок на перспективу 25—30 лет и более взрывной не будет иметь альтернативы по следующим причинам:

1. Неограниченная сырьевая база в виде аммиачной, получаемой из воздуха, кальциевой и натриевой селитры.

NDKI Axborot-resurs markazi 17
INV No 42076/8

2. Переход на изготовление ВВ на горных предприятиях, что более чем в два раза снижает стоимость ВВ и упрощает процедуры доставки и хранения ВВ.

3. Возможность и простота размещения заряда ВВ, как источника разрушения, в любой требуемой для наиболее эффективного разрушения массива точке.

4. Выделение при взрыве мгновенной мощности до 28 млн кВт и более каждым килограммом взрывающегося заряда ВВ, что на 4—5 порядков больше, чем при других способах разрушения.

5. Возможность воздействия на массив с любой мощностью и последовательностью наложения на него полей напряжений за счет выбора требуемой величины заряда в каждом шпуре или скважине и интервалов замедления между соседними одиночными или группами зарядов.

6. Возможность регулировать в широком диапазоне энергетических параметров воздействия взрыва зарядов на массив за счет подбора соответствующего типа по взрывчатым характеристикам ВВ, диаметра, конструкции заряда, схемы его инициирования, интервалов замедления и т. д.

7. Комбинированного воздействия на разрушаемый массив путем волн напряжений, распространяющихся от заряда, и газов взрыва; при этом величина давления в источнике разрушения (заряде ВВ) достигает 6—10 МПа, что на 3—5 порядков выше, чем при других способах, а количество газов взрыва составляет 1000 л/кг, чего нет в других методах разрушения.

8. Универсальность разрушения любых по прочности, трещиноватости, химическому составу, обводненности массивов горных пород.

9. Относительная дешевизна с энергетических позиций разрушения взрывным способом.

Ниже рассмотрены в историческом плане достижения научно-технического прогресса в горной промышленности, развитие техники и технологий бурения, создание взрывчатых веществ и средств их инициирования гражданского назначения, технологий ведения буровых и взрывных работ в горном деле.

1.2. РАЗВИТИЕ СРЕДСТВ И СПОСОБОВ БУРЕНИЯ СКВАЖИН И ШПУРОВ

Бурение развивается и специализируется применительно к трем основным областям горного дела: добыче жидких и газообразных полезных ископаемых, поиску и разведке, добыче твердых ископаемых взрывным способом. Такое исторически сложившееся деление весьма условно, но методологически удобно для краткого изложения столь многопланового понятия, как «бурение».

Бурение для добычи жидких и газообразных полезных ископаемых. Имеются сведения, что в Китае свыше 2 тыс. лет назад ударным способом бурились скважины диаметром 12—15 см и глубиной до 900 м для добычи соляных растворов. Буровой инструмент (долото и бамбуковые штанги) опускали в скважину на канатах толщиной 1—4 см, свитых из тростника. Ударный способ бурения до появления в конце XIX в. роторного бурения практически оставался единственным.

В России бурение первых скважин относится к IX в. и связано с добычей растворов поваренной соли в Старой Руссе. Затем соляные промыслы развиваются в Балахне (XII в.) и Соликамске (XVI в.). Появление новых методов и техники бурения относится к XIX в. в связи с возрастающей необходимостью снабжения крупных городов питьевой водой. В 1931 г. в Одессе было образовано «Общество артезианских фонтанов» и пробурены 4 скважины глубиной 36—189 м.

В США первая скважина пробурена для добычи соляного раствора близ Чарлстона в Западной Виргинии (1806 г.), первая нефть из скважины получена в 1926 г. в шт. Кентукки случайно при поисках рассолов.

В середине XIX в. ударное ручное бурение стало вытесняться портативными механическими станками. В России Г.Д. Романовский в 1859 г. впервые механизировал работы, применив паровой двигатель для бурения скважины вблизи Подольска. Первую скважину на нефть, пробуренную станком ударного бурения, заложил Дрейк в 1859 г. (США, шт. Пенсильвания).

В начале XX в. в России польским инженером В. Вольским создан быстроударный забойный гидравлический двигатель (таран Вольского). В 1924 г. советские инженеры М.А. Капелюш-

ников, С.М. Волох и Н.А. Корнев сконструировали редукторный турбобур, использовавшийся до 1934 г. при бурении скважин глубиной до 1000 м. В 1935—1939 гг. советские инженеры П.П. Шумилов, Р.А. Иоаннесян, Э.И. Тагиев и М.Т. Гусман предложили многоступенчатый безредукторный турбобур, после чего турбинный способ бурения стал в СССР основным. В 1941 г. они разработали также метод наклонно направленного бурения с долотами нормального диаметра без последующего расширения, который получил распространение, т.к. позволял сооружать несколько скважин на одном основании. В 1940 г. в Баку пробурена первая скважина электробуром, разработанным А.П. Островским и Н.В. Александровым. В 1941 г. советский инженер Н.С. Тимофеев предложил в устойчивых породах применять многозабойное бурение.

В начале 50-х годов по предложению Р.А. Иоаннесяна, М.Т. Гусмана и Г.А. Булаха в Махачкале впервые пройдена скважина большого диаметра (около 1 м) реактивно-турбинным способом, что позволило начать работы по сооружению шахтных стволов.

В США роторным способом пробурена в 1975 г. одна из самых глубоких скважин в мире — 9583 м. В СССР по программе «Верхняя мантия Земли» намечено пробурить несколько скважин глубиной до 15 км. Бурение первой такой скважины проводилось на Балтийском шите (Кольский полуостров) турбобурами (глубина достигла 12066 м).

Поиски и разведка твердых полезных ископаемых. Развитие разведочного бурения на твердые ископаемые связано с изобретением швейцарцем Ж. Лечо алмазного бура (1862 г.). В СССР дробовое бурение применено в 1927—1928 гг. советскими учеными В.М. Крейтером и Б.И. Воздвиженским для колонкового бурения, что позволило заменить этим способом алмазное бурение в крепких изверженных и метаморфичных породах. В 1928—1929 гг. в СССР начинается производство буровых станков с рычажной подачей для колонкового вращательно-го бурения на глубину до 300—500 м, с 1947 г. создаются станки с рычажной дифференциальной подачей, многоскоростные станки для глубины 300—2000 м, самоходные буровые установки. С 1960 г. начались работы по освоению гидроударного бурения (Л.Э. Граф, А.Т. Киселев, Д.И. Коган), что обеспечило

значительное увеличение производительности твердосплавного колонкового бурения. Радикально совершенствуется алмазное бурение (Ф.А. Шамшев, И.А. Уткин, Б.И. Воздвиженский, С.А. Волков и др.), объемы которого для поисков месторождений полезных ископаемых увеличиваются.

Разведочное бурение на твердые полезные ископаемые осуществляется в основном роторным способом, на который приходится около 80% пробуренных скважин; в ограниченных объемах применяется ударно-вращательное, гидроударное, шнековое, вибрационное бурение и др. Работы в области разведочного бурения направлены на обеспечение сохранности извлекаемого с большой глубины керна, разработку аппаратуры и надежных методов опробования горных пород.

Бурение взрывных шпуров и скважин. Машинное бурение шпуров разработано немецким механиком Г. Гутманом (1683 г.); развитие его связано с созданием буровых машин австрийским инженером Гайншингом (1803 г.) и английским механиком Травелом (1813 г.). Поршневые бурильные машины для ударного бурения шпуров (предложены инженером Соммее) впервые применили при прокладке тоннеля в Альпах, что резко сократило сроки строительства. С середины XIX в. бурение взрывных скважин на карьерах производится мощными бурильными молотками, установленными на треногах.

С начала XX в. внедряется вращательное бурение шпуров в мягких породах электросверлами. В начале 20-х годов на карьерах США впервые использованы ударно-канатные буровые станки. В СССР этот способ начал применяться в 30-е годы и являлся основным до 60-х годов XX в. для бурения вертикальных скважин диаметром 150—300 мм в любых породах. Шнековое бурение в СССР начали применять с 1939 г. В 1943 г. на Богословских угольных разрезах (Урал) испытан первый станок вращательного бурения на гусеничном ходу.

В 1947 г. в США на карьерах испытан один из первых станков для бурения взрывных скважин шарошечными долотами. В СССР работы по шарошечному бурению начаты в 1956 г. В 60-е годы созданы серийные шарошечные станки для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 214—320 мм. Мощные шарошечные станки оказались наиболее эффективными и экономичными для бурения крепких пород.

Выпущенный в 90-х годах Ижорским заводом станок СБШ-270ИЗ на гусеничной базе экскаватора ЭКГ-4 для скважин 250—270 мм оказался неудачным и по ряду причин используется при массе 136 т только для скважин диаметром 243 мм, требует существенной доработки, что сейчас и производится на заводе. Таким образом, можно констатировать, что весь парк отечественных шарошечных станков требует замены или коренной модернизации, т.к. он отстает от мирового уровня.

Еще более удручающе обстоят дела с выпускаемыми пневмоударными станками 1СБУ-125, которые предназначены для бурения скважин диаметром 105—125 мм погружными пневмоударниками. Эта единственная работоспособная модель уступает по показателям производительности шведским и финским моделям станков в 3—5 раз, не отвечает по экологии и санитарии современному уровню. Другие станки этого типа СБУ-160, СБУ-200 не выпускались из-за конструктивных и технологических недостатков, выявленных при испытаниях. В зарубежных странах мобильные станки для скважин диаметром 60—120(150) мм с использованием мощных пневмоударных и гидроударных машин и погружных пневмоударников являются наиболее распространенными в горной и смежных отраслях промышленности.

Необходимо в России создавать заново заводы по выпуску мобильной буровой техники для работы на земной поверхности. Особое внимание надо обратить на буровой инструмент, компрессоры, которые должны обеспечивать подачу воздуха под давлением 1,5—2,5 МПа, а инструмент устойчиво работать при таких высоких ударных нагрузках. В настоящее время отечественный буровой инструмент для ударных способов бурения в 5—10 раз уступает лучшему зарубежному.

В СССР были созданы автономные шарошечные на базе трактора Т-100М станки БТС-150, БТС-2 с прицепным компрессором для транспортного строительства и небольших карьеров. Они предназначены для бурения скважин диаметром 145—151 мм, глубиной до 25 м. Станок не имеет системы пылеулавливания и утепленной кабины для машиниста, операции наращивания-разборки бурового става производят вручную. Требуют коренной модернизации станки 2СБШ-200...6СБШ-200Н шпиндельной схемы с зажимным патроном и пунктирной схемой подачи бурового става на забой с шагом ~0,8—1,0 м. предназна-

чены для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 214—243 мм, глубиной до 40 м в породах средней крепости в основном на угольных разрезах и месторождениях строительных материалов. Несовершенная схема подачи бурового става позволяет считать их неконкурентоспособными. Фирма «Джой» (США), выпускавшая такие же станки, прекратила их производство 30 лет назад.

Станки СБШ-250МН с торцевой схемой подачи става на длину штанг для бурения скважин диаметром 243—269 мм применяют в любых породах с воздушно-водяной схемой очистки скважин от буровой мелочи и пылеподавления. Это наиболее распространенный на отечественных карьерах станок. По показателям бурения уступает лучшим зарубежным моделям в 2—4 раза. Требуется коренной модернизации, не отвечает мировому уровню, требует замены на новую модель.

Мощные станки СБШ-320, БАШ-250, БАШ-320, «Руслан» для бурения скважин диаметром 320 мм оказались несовершенными, и выпуск их прекращен в 70-х годах прошлого века.

Впервые для подземной отбойки руд глубокие взрывные скважины применены вместо шпуров в 30-х годах в СССР на Кольском полуострове и в Кривом Роге. С этого времени начинают создаваться машины для подземного бурения скважин диаметром 60—150 мм и глубиной 10—40 м. С середины 30-х годов развивается метод штангового бурения взрывных скважин мощными бурильными молотками. В конце 30-х годов на шахтах Кривого Рога успешно внедрено многомашинное бурение глубоких скважин. В 1938 г. советским инженером А.К. Сидоренко предложено бурение погружными бурильными молотками, входящими в скважину вслед за продвигающимся забоем. В 1949—1950 гг. на Алтае в подземных выработках были впервые испытаны станки с погружными пневмоударниками, вращение которых осуществляется с поверхности через буровой став (С.П. Юшко). В 1954 г. в СССР для бурения скважин диаметром 105 мм, глубиной до 40 м создан буровой станок с погружным пневмоударником, работающим на воздушно-водяной смеси. Внедрение высокопроизводительных станков этого типа позволило широко распространить эффективную отбойку глубокими скважинами, которыми в СССР бурилось 50—60% всех объемов для добычи руд подземным способом. С 1950 г. для подземной добычи создаются самоходные буровые

станки-каретки с мощными пневматическими и гидравлическими бурильными молотками, с длинноходовыми автоподачиками для бурения взрывных скважин диаметром 45—70 мм, глубиной до 30 м. При подземной разработке угольных месторождений наибольшее распространение имеет бурение бурильными молотками на каретках и электросверлами, рудных — бурильными молотками, погружными пневмоударниками.

Совершенствование способов бурения в России и зарубежных странах развивается в следующих направлениях: создание высококачественного твердого сплава для армирования бурового инструмента, изготавливаемого из высокопрочных хромоникелевых сталей, что позволяет увеличить проходку на долото в 5—10 раз по сравнению с советскими, выпускавшимися в 60—70-х гг. XX в.; создание высокоточных пневматических и гидравлических буровых машин из высокопрочных сталей, допускающих работу их на давлении сжатого воздуха 1,5—2,5 МПа по сравнению с 0,5 МПа, применявшихся в 70-х годах XX в., давлении гидравлической жидкости 10—20 МПа. При этом чистые скорости бурения достигают 1—2 м/мин, в 5—10 раз более высокие, чем в машинах 70—80-х гг. XX в. Соответственно более прочными и надежными изготавливают и остальные узлы буровых машин для проходки взрывных и геолого-разведочных шпуров и скважин. Создаются системы автоматического управления буровыми машинами, а для подземных работ — и оснащение системами дистанционного управления для работы в наиболее опасных местах забоев шахт и рудников. Разработаны буровые установки для проходки в подземных условиях вертикальных и наклонных скважин диаметром 500—2000 мм, глубиной 100—300 м и более. С конца XX в. буровая техника для открытых и подземных работ начала создаваться и выпускаться нового технического уровня, особенно в зарубежных странах.

1.3. РАЗВИТИЕ И АССОРТИМЕНТ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ (ВМ) ГРАЖДАНСКОГО НАЗНАЧЕНИЯ

Взрывчатые вещества по области применения разделяют для взрывания на земной поверхности и в подземных условиях. В особую группу выделяют предохранительные ВМ для шахт, опасных по взрыву газа и взрывоопасной пыли (здесь эти ВМ не рассмотрены).

Наибольшие прогрессивные изменения в области совершенствования ассортимента ВМ произошли применительно к открытым горным работам, которыми в военный и послевоенный период добывалась основная масса руды и значительная доля угля.

Применявшиеся в этот период порошкообразные аммониты и динамоны были неводоустойчивы и сильно пылили, использовали только при ручном зарядании скважин, что требовало для зарядания все увеличивающегося объема обводненных скважин применять патроны шнекованного аммонита большого (180 мм) диаметра, а также тротил в кусках небольшого размера.

В зарубежных странах (США, Канада и др.) в этот период были уже широко внедрены двухкомпонентные бестротилового смеси гранулированной аммиачной пористой селитры с горючей добавкой, так называемые акремаиты (США), амексы (Канада), которыми заряжали механизированным способом сухие скважины. Объем их потребления достиг 60—80%, т.к. взрывающиеся массивы в этих странах были менее обводнены, чем в СССР. Для взрывания обводненных скважин в США в 60-х годах были разработаны водосодержащие гелеобразные суспензионные сларри, которые также заряжали механизированным способом с помощью зарядных большегрузных машин.

Сларри с добавками тротила и алюминиевого порошка, несмотря на свою большую мощность, имели важный недостаток — расслаиваемость вследствие большой плотности ТНТ и Al, а потому они с 1964 г. начали заменяться новым классом водосодержащих ВВ — эмульсионными, названными эмулитами. Сущность этих бестротилового ВВ в том, что горячий раствор селитры (аммиачной, натриевой, кальциевой) смешивали с 6% жидкого горючего (соляровое или минеральное масло), 1—2% эмульгатора в специальном аппарате эмульгирования, в котором смесь селитры диспергировалась в микронного размера капли, покрытые мономолекулярной пленкой горючей добавки. В результате получалась эмульсия плотностью 1,4 г/см³, не чувствительная к взрыву и относилась к классу 5.1 окислителей. В таком виде эмульсия в транспортно-смесительно-зарядных машинах доставлялась на взрываемый блок, где подавалась насосами по шлангу в скважины под столб воды. В процессе ее подачи на выходе из шланга машины в поток подавалась газогенерирующая

добавка (нитрит натрия) 0,7—2,0%. В результате в скважине в эмульсии образовывались газовые пузырьки, которые активизировали эмульсию, превращая ее в эмульсионное ВВ. Предложены смеси эмульсии с 20—70% ANFO, названные эмуланами.

Некоторые фирмы (Канада, США и др.) предложили вводить на пункте снаряжения зарядных машин полые стеклянные микросферы, превращая эмульсию в ВВ.

В нашей стране на основе плотной гранулированной, предназначенной для сельского хозяйства аммиачной селитры начат выпуск горячельющихся ВВ (ГЛГ). В 70-х годах был разработан ряд рецептур этих ВВ (карбатылы, ифзаниты и др.), которые получили обобщенное название «акватолы». Это был революционный шаг в области создания ВВ для карьеров. На крупных горно-обогатительных предприятиях были созданы пункты приготовления горячего раствора селитры и акватолов. На некоторых предприятиях тротил (гранулотол) добавляли в емкость в отдельном пункте на борту карьера для повышения безопасности приготовления этих ВВ. Акватолы имели те же недостатки, что и зарубежные сларри. Кроме того, раствор селитр растекался по трещинам массива, что вызывало необходимость повышения удельных расходов ВВ.

Поэтому с 1975 г. в СССР начаты исследования и разработка эмульсионных ВВ (ЭВВ), которые были следующим шагом в создании водостойчивых льющихся ВВ без тротила или др. химических ВВ. Для повышения мощности созданы ЭВВ с добавками 4—8% Al, однако в дальнейшем было установлено, что это повышает стоимость ВВ, но не эквивалентно увеличению их мощности, а потому стали использовать, как и в зарубежных эмуланах, добавку 20—70% аммиачной селитры, за счет чего повышались плотность ЭВВ до 1,3 г/см³ и мощность ВВ. Эти ВВ, названные гранэмитами, все шире распространяются на отечественных крупных карьерах. Промышленное внедрение ЭВВ, названных порэмитами, ГосНИИ «Кристалл» начал в 90-х годах на основе закупленной технологии в Швеции на комбинате «Ураластат» (ОАО «Ураласбест»).

Учитывая, что предприятиям небольшой производственной мощности трудно (невозможно) построить пункты и купить зарядные машины, в России рядом ОАО («Промсинтез», «Знамя» и др.) начат выпуск эмульсионных порэмитов в патронах диа-

метром 90—160 мм для заряжания скважин. Кроме того, ОАО «Знамя» на основе зарядных машин «Орика» начало доставлять и готовить ЭВВ на небольших карьерах на расстояние до 600 км от стационарного пункта приготовления компонентов ЭВВ.

В настоящее время практически все крупные горно-рудные и угольные предприятия имеют у себя пункты и зарядные машины для акваторов или эмульсионных ВВ.

Предприятия небольшой производственной мощности создали у себя с помощью НТФ «Взрывтехнология», «Интеррин», «Промтехвзрыв» и др. пункты приготовления гранулированных бестротилового гранулитов (игданитов, угленитов и др.).

Общий объем ВВ,готавливаемых на местах их применения, составляет в настоящее время более 50%. Создание и применение ЭВВ на открытых горных работах явилось следующим важным этапом в области применения новых ВВ. Главные преимущества ЭВВ по сравнению с гранулотолом: высокая водоустойчивость, относительная дешевизна, отсутствие в составе химических ВВ, механизация приготовления и заряжания.

Средства инициирования скважинных зарядов. Для надежного инициирования менее чувствительных, чем порошкообразные, гранулированных и водосодержащих ВВ были созданы шашки — промежуточные детонаторы (ПД) тротилового массой 400 г Т-400Г, Т-500ЛК, а для водосодержащих акваторов и порэмитов более мощные массой 500—1000 г тротил-гексогеновые ТГ-500, ТГУ-1000, ТГФ-850Э, тротилового Т-900Г, пентолитовые (тротил + ТЭН) ТГ-П 300, 600, 850, 1000, 1700. Для повышения водоустойчивости поверхность шашки покрывается воском, бумагой или, что наиболее эффективно, размещается в полимерную оболочку — корпус.

Новым прогрессивным шагом явилось создание рядом зарубежных фирм Швеции, США, Германии и др. неэлектрических систем инициирования, в которых вместо ДШ применялся трубчатый волновод диаметром 3 мм, на внутренней поверхности которого напылено мощное ВВ (октоген, ТЭН с тонкодисперсным А1) в количестве 16—20 мг на 1 м его длины. По волноводу при его инициировании распространяется, не прорывая трубку, ударная волна со скоростью ~2000 м/с. При этом замедлители поверхностные имеют замедления 20—60 мс, а скважинные для зарядов ВВ 450—500 мс. Таким образом, создаются усло-

вия при массовом взрыве, исключая повреждение взрывной сети, т.к. импульс подается в скважинные замедлители до начала взрыва скважинных зарядов.

В России в 1990—2000-х гг. были разработаны две неэлектрические системы, аналогичные зарубежным, СИНВ (нитровзрыв, Краснознаменец, завод «Искра») и ЭДИЛИН (Муромский завод и институт Химмаш), которые успешно внедрены на большинстве отечественных карьеров и подземных рудниках.

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ
О МЕТОДАХ
ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

ГЛАВА 2 ———

2.1. СОВОКУПНОСТЬ ОПЕРАЦИЙ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ МЕТОДАХ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Все методы ведения взрывных работ включают совокупность операций по подготовке и инициированию зарядов ВВ, обеспечивающих заданные результаты взрыва и требуемый уровень промышленной и экологической безопасности для персонала, оборудования и окружающей среды.

Подготовительный этап взрывных работ — подбор персонала, оформление документов на право приобретения, хранения, перевозки взрывчатых материалов (ВМ) и ведения работ. Собственно взрывные работы включают составление проекта взрыва или паспорта буровзрывных работ, подготовку ВМ к употреблению, доставку их к месту взрыва, изготовление патронов-боевиков, зарядание и забойку зарядов ВВ, монтаж взрывной сети и инициирование зарядов. Заключительный этап взрывных работ состоит из осмотра места взрыва и ликвидации в случае обнаружения остатков невзорвавшихся ВМ и отказавших зарядов.

Для взрывания зарядов промышленных ВВ используют различные способы инициирования, которые классифицируют: в зависимости от применяемых средств взрывания — огневое, электроогневое, электрическое, с помощью ДШ и неэлектрических систем с волноводами; от величины интервала замедления между взрывами отдельных зарядов в серии — мгновенное, замедленное, короткозамедленное; от особенностей расположения зарядов — однорядное, многорядное; от назначения взрыва — основное (первичное), в результате которого часть массива отделяется взрывом и дробится, вторичное — взрывание крупных (некондиционных) кусков породы, образовавшихся после основного взрывания, взрывание завывшений и козырьков на уступе, зависаний руды при выпуске ее из камер; на выброс и сброс при строительстве плотин, каналов и котлованов.

Персонал и хранение ВМ. Выполняются взрывные работы могут лицами (инженерно-техническими работниками, рабочи-

ми), прошедшими специальную подготовку для взрывников и имеющими «Единую книжку взрывника (мастера-взрывника)». Для выполнения вспомогательных операций (переноска ВВ, погрузка при транспортировке ВВ и др.) при ведении взрывных работ могут также привлекаться рабочие, имеющие квалификации бурильщиков, вспомогательных профессий (слесарей, ремонтников, электриков, такелажников и др.), которые должны быть проинструктированы и письменно предупреждены об особенностях операций с ВВ. Подготовка и производство взрыва осуществляются под руководством лиц технического надзора. К руководству взрывными работами допускаются лица, имеющие законченное высшее или среднее образование или окончившие специальные курсы, дающие право руководства горными и взрывными работами. Хранение ВМ осуществляется на базисных складах взрывчатых веществ и стационарных или передвижных расходных складах ВМ.

Проектирование взрывов. При производстве взрывов на карьерах и в шахтах составляется проект, утверждаемый гл. инженером, где приводятся свойства взрываемого блока породы или руды, параметры расположения скважин и конструкций зарядов в них, способ и схема инициирования зарядов, расчетные результаты взрыва, указывается расход ВМ. В проекте приводятся также план взрываемого блока, результат проверки зарядов на сейсмическую безопасность, радиус опасной зоны по разлету кусков и действию воздушной волны, таблица расчета зарядов в каждой скважине, порядок массового взрыва, где указываются лица, персонально ответственные за мероприятие и время его проведения, а также схема и порядок охраны опасной зоны взрыва. Маркшейдером составляется акт приемки блока к взрыву.

При применении методов шпуровых, наружных и малокамерных зарядов составляется паспорт буровзрывных работ (при других методах — проекты), в котором приводятся общие сведения о месте работы и характеристика взрываемой горной породы, сведения о буровом оборудовании, числе и расположении шпуров, требуемом качестве взрыва, методе ведения взрывных работ, способе взрывания, параметрах зарядов и их расположении, расчете и схеме взрывной сети, расчетные показатели взрыва (расход ВВ, средств инициирования, выход породы и

т. д.), указываются меры безопасности (расчет радиусов опасных зон по сейсмичности, разлету кусков, схема оцепления, порядок подачи сигналов и т. д.). К паспорту прилагаются ситуационный план с нанесением мест взрывных работ, расположения сигнальных мачт, постов оцепления, шлагбаумов, блиндажей, границ опасной зоны и т. п.; схема расположения зарядов и схема взрывной сети.

Технологические карты, выдаваемые непосредственно исполнителям работ, содержат примерно те же сведения, что и в паспорте, однако в отличие от паспорта они составляются на основании проекта и не являются самостоятельным проектным документом. После взрыва и уборки горной массы в проект массового взрыва заносят фактические результаты.

Подготовка ВМ к употреблению и изготовление боевиков заключаются в проверке пригодности ВВ и средств инициирования. Россыпные и патронированные ВВ, имеющие повышенную влажность, просушивают. Слежавшиеся ВВ измельчают до придания им первоначального состояния. Капсюли-детонаторы (КД), огнепроводный и детонирующий шнуры (ДШ), короткозамедленные замедлители детонирующего шнура РП-Н, РП-8М, РП-Д и электрические системы инициирования подвергаются наружному осмотру, электродетонаторы (ЭД) проверяются приборами. Подготовка ВВ, изготавливаемых на горном предприятии из компонентов (игданиты, гранулиты, углениты, акватолы, эмульсионные ВВ, ифзаниты, карботолы и т. п.), включает доставку и подготовку исходных компонентов (либо ВВ) на пункты подготовки ВВ. При огневом взрывании в специальном помещении на складе ВМ изготавливают зажигательные трубки. Боевики изготавливают в помещении на расходных складах ВМ или в местах взрыва перед началом заряжания.

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 и водосодержащих ВВ). При комплексной механизации заряжания все операции с ВВ по погрузочно-разгрузочным работам 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. В подземных условиях для механизированного заряжения шпуров и скважин диаметром до 100—150 мм гранулированными ВВ применяют камерные эжекторные зарядчики и другие, для патронированных ВВ используют толкающие и бросающие зарядчики. В каждый заряд ВВ в процессе заряжения помещают один (шпуровые и накладные заряды) или два (скважинные и камерные заряды) инициатора-боевика. Боевик вводят в заряд последним (прямое инициирование) или первым (обратное — донное инициирование). При взрывании обводненных скважин их предварительно осушают и применяют водоустойчивые ВВ или помещают заряд в водоустойчивую оболочку, как правило, полиэтиленовый рукав. Без предварительного осушения обводненных скважин зарядание ведут небольшими порциями ВВ, чтобы исключить образование пробки на зеркале воды, или заряжают ВВ, помещая заряд в полиэтиленовый рукав. В шахтах, опасных по газу и пыли, одновременно посылаются в шпур весь расчетный заряд предохранительного ВВ, состоящий из нескольких патронов, чтобы исключить возможность образования промежутков между патронами из угля или породы.

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.

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. При взрывании с помощью ДШ его концы, идущие от зарядов, прикрепляют к магистральным

ниям. 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 неэлектрических систем инициирования с волноводами согласно проекту монтируется взрывная сеть только с волноводами или кольцевая часть монтируется из ДШ с замедлителями РП-Н и т. п., а к ней подсоединяют скважинные детонаторы с помощью волноводов и специальными крепежными устройствами. Инициирование производят магистральным волноводом с помощью КД, ЭД или специальным устройством.

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.

Техника безопасности при взрывных работах включает систему организационных и технических мероприятий, направленных на предотвращение воздействий на работающих вредных и опасных производственных факторов. К организационным мероприятиям относятся обучение работающих безопасным методам и приемам работ; пользование защитными средствами; разработка и внедрение инструкций и средств пропаганды, строгое выполнение технологии работ, регламента труда и др. Технические мероприятия — разработка безопасной технологии процессов, орудий труда, созданных на основе норм и правил, предусматривающих безопасные и безвредные условия труда при эксплуатации и ремонте. Взрывные работы отличаются повышенной опасностью, поэтому они проводятся в строгом соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» (первые «Временные правила об употреблении взрывчатых материалов

при горных работах» были опубликованы в России в 1-м томе «Горного журнала» за 1880 г.), техническими правилами ведения взрывных работ в различных условиях и ведомственными инструкциями, согласованными с Ростехнадзором. Правила совершенствуются и дополняются в связи с усложнением условий добычи, разработкой новых ВМ и приемов взрывания и регулярно переиздаются как свод законов, обязательных для организаций России, ведущих взрывные работы.

Разрешительная документация. Для ведения взрывных работ в органах Ростехнадзора и МВД оформляют разрешения-лицензии на хранение, приобретение и перевозку ВМ, а также на ведение взрывных работ. Получение разрешений производится в соответствии с «Инструкцией о порядке хранения, использования и учета взрывчатых материалов» и «Инструкций о порядке получения разрешений на право производства взрывных работ, а также свидетельств на приобретение или перевозку взрывчатых материалов», приведенных в разделе I действующих «Единых правил безопасности при взрывных работах».

2.2. ОТКАЗЫ, ИХ ПРИЧИНЫ, МЕТОДЫ ИХ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ И ЛИКВИДАЦИИ

Под «отказом» обычно понимают один или несколько зарядов, либо часть заряда, несдетонировавших после подачи во взрывную сеть инициирующего импульса. Согласно Единым правилам безопасности при взрывных работах 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 взрывчатые материалы заряда после взрыва могут менять свои свойства, в том числе становиться более чувствительными к механическим воздействиям. С учетом таких особенностей Правила предусматривают в случаях отказов 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 не-

замедлительно выставить возле невзорвавшегося заряда отличительный знак, а в подземных выработках закрестить забой и в обоих случаях уведомить лицо технического надзора.

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

Каждый отказ подлежит регистрации в специальном журнале, форма которого установлена Едиными правилами безопасности при взрывных работах.

По внешним признакам отказы разделяются на открытые, обнаруживаемые при внешнем осмотре, и скрытые, которые при внешнем осмотре выявить нельзя. Последние представляют опасность.

Различают одиночные, групповые и массовые отказы:

- одиночный отказ — отказ одного заряда взрывчатых веществ 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 — отказ части (двух и более) подлежащих взрыванию зарядов взрывчатых веществ, в случае, когда все из отказавших зарядов или часть из них присоединены к одному и тому же участку взрывной сети;
- массовый отказ — отказ всех зарядов, подлежащих взрыванию, или отказ зарядов одного или нескольких блоков (забоев), в случае взрывания нескольких блоков (забоев), объединенных в единую взрывную сеть.

По внешним признакам отказы разделяют:

- открытые, обнаруживаемые при внешнем осмотре;
- скрытые, которые нельзя обнаружить по внешним признакам при осмотре забоя после взрыва.

По периодичности появления отказы разделяются:

- на случайные, появляющиеся нерегулярно, различные по причинам появления;
- на 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 характеристикам разрушаемого взрывом материала. Применительно к горным породам в число таких причин могут быть включены: 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 заряжания, монтажа взрывной сети и взрывания, низкая квалификация персонала взрывных работ и нарушения установленных требований по их правильному выполнению.

Отказы могут быть исключены путем осуществления 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 электродетонаторов, рассмотрим причины отказов при этом способе взрывания.

Безотказность взрывных работ, выполняемых с использованием электродетонаторов при прочих равных условиях, зависит, прежде всего, от правильности расчета электровзрывной сети, исправности средств инициирования (электродетонаторов, 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 ЭД с замедлением 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, также 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 частой причиной отказов зарядов являются порывы концевых проводов вследствие усадки колонны заряда ВВ.

Отказы при огневом способе инициирования зарядов, в основном, связаны с применением некачественного огнепроводного шнура или капсуля-детонатора, нарушением предусмотренного в проектной документации порядка поджигания зарядов, применения огнепроводного шнура и капсулей-детонаторов в несоответствующих условиях и с погрешностями в расчетах длин зажигательных трубок.

Данные бывш. ИГД Минчермета СССР, ряда предприятий и организаций, ведущих взрывные работы, позволили систематизировать наиболее частые причины отказов при массовых взрывах, выполняемых с применением детонирующих шнуров (табл. 2.1).

Меры по исключению перечисленных 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 Едиными правилами безопасности при взрывных работах и другими нормативными документами (инструкциями по разработке проектно-технической документации, проведению массовых взрывов, предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших зарядов и др.).

Таблица 2.1

Причина отказов при массовых взрывах	Характерные признаки
Неправильные решения при проектировании взрывов	Отказы отдельных групп зарядов (групповые) и целых полных взрывов (массовые)
Погрешности персонала взрывных работ при зарядании скважин, монтаже взрывных сетей	Существенные различия в числе отказов при разных схемах взрывания, рост числа отказов с увеличением объема взрыва при обычных сроках зарядания, постоянный характер дефектов взрывной сети, утягивание детонирующих шнуров при усадке зарядов
Применение некачественных детонирующих шнуров, пиротехнических реле	Отказы зарядов при схемах монтажа взрывных сетей без кольцевания магистральных линий, неполная детонация детонирующих шнуров, резкие колебания числа отказов при использовании детонирующих шнуров и пиротехнических реле различных партий
Флегматизация детонирующего шнура	Рост числа отказов при применении детонирующего шнура ДША в обводненных условиях и при длительном нахождении любых детонирующих шнуров в скважинах с игданитом
Недостаточный импульс промежуточных детонаторов	Наличие несдетонировавших зарядов взрывчатых веществ при сработавших промежуточных детонаторах
Повреждение сетей детонирующих шнуров в камерах и скважинах при короткозамедленном взрывании	Наличие в камерах и скважинах с отказавшими зарядами несдетонировавших промежуточных детонаторов с отрезками детонирующего шнура, характерные обрывы детонирующего шнура, повышенное число отказов в отдельных частях блоков, резкое сокращение числа отказов при переходе на мгновенное взрывание или изменение интервалов замедлений

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

Принято считать, что в общем случае в качестве боевиков могут использоваться ВВ, создающие достаточный инициирующий 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 инициируемого заряда.

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

В целях предупреждения случаев преждевременного воздействия взрывов скважинных зарядов одних групп на другие (так называемый «подбой» скважин) интервал замедлений инициирования во всех случаях не должен превышать при минимальных расстояниях следующих значений: 4—5 м — 35—40 мс; 5—6 м — 50 мс; 6—7 м — 70 мс; 7—8 м — 80 мс.

Применение систем неэлектрического инициирования зарядов СИНВ, ЭДИЛИН, Нонель, Примадет и др. минимизирует появление отказов при ведении взрывных работ.

Практика взрывного дела выработала, а Единые правила безопасности при взрывных работах и другие нормативные документы регламентируют порядок ликвидации отказавших зарядов. Ниже излагаются наиболее эффективные способы ликвидации характерных отказов.

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 лицо технического над-

зора, руководящее работами. Для определения направления вспомогательных шпуров из шпура с отказавшим зарядом забоечный материал может быть вынут на расстоянии 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 электродетонатора или зажигательной трубки.

В горячих массивах отказы в шпурах следует ликвидировать только вымыванием водой.

Ликвидация отказов скважинных и камерных зарядов всегда особенно 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 детонирующего шнура 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 обуриванием 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.

Взрывчатые материалы 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 том случае, если ЛНС изменилась, решение о способе ликвидации отказа прорабатывается в проекте.

Порядок ликвидации одиночных, групповых и массовых отказов различен. Отличия связаны, главным образом, с необходимостью установления возможности повторного взрыва. В тех случаях, когда ликвидировать массовый или групповой отказ не представится 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 «Инструкцией по предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших зарядов ВВ» Госгортехнадзора России 2003 г.

2.3. МЕТОДЫ ВТОРИЧНОГО ДРОБЛЕНИЯ НЕГАБАРИТА

При существующей технике и технологии отбойки пород скважинными зарядами на рудниках и карьерах выход негабаритных кусков, особенно в трудновзрываемых породах, достигает 10% и более. Высокий выход негабарита ухудшает технико-экономические показатели работы предприятий, усложняет технологический процесс, снижает производительность погрузки, транспорта, повышает себестоимость добычи полезного ископаемого. Для вторичного дробления негабарита в настоящее время разработано много способов и средств разрушения.

По характеру физических и механических процессов, происходящих в породе при ее разрушении, основные методы дробления могут быть разделены на взрывные, механические, термические, электрофизические. Их можно классифицировать следующим образом.

Взрывные способы: без бурения шпуров в негабарите обычными накладными зарядами (рис. 2.1, а) и с гидроэкранированием (рис. 2.1, б); кумулятивными зарядами (рис. 2.1, в); с бурением шпуров в негабарите шпуровыми зарядами ВВ (рис. 2.1, г); гидровзрывными микрочарядами ВВ (рис. 2.1, д).

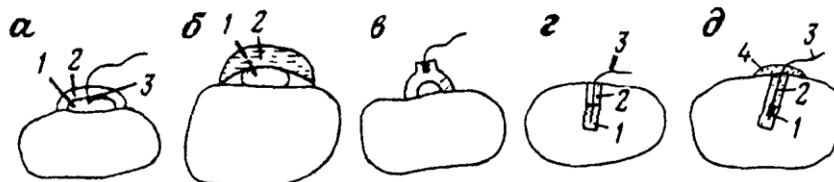


Рис. 2.1. Способы взрывного дробления негабарита:
 а — накладной заряд: 1 — ВВ, 2 — забойка; б — с гидроэкранированием заряда ВВ: 1 — ВВ, 2 — эластичная емкость с водой; в — кумулятивный накладной заряд; г — шпуровой заряд: 1 — ВВ, 2 — забойка, 3 — зажигательная трубка (отрезок ДШ); д — гидровзрывание: 1 — ВВ, 2 — вода в шпуре, 3 — отрезок ДШ, 4 — забойка дополнительная

Механические способы: статические с помощью гидроклина, динамические — пневмо-, гидробутобоями и падающим грузом.

Термические способы: разрушение термитом, огнеструйными горелками.

Электрофизические способы: электрогидравлическое разрушение, разрушение токами высокой частоты, токами промышленной частоты, нагревом токами промышленной частоты.

Комбинированные способы: ударное и электротермическое воздействие на породу; механическое воздействие на породу в высокочастотном электромагнитном поле; сочетание воздействия высокотемпературных газовых струй и механического.

Термические, электрофизические и комбинированные способы разрушения негабаритов избирательны, и их эффективность применения зависит от электрических и тепловых свойств горных пород. Невзрывные и механические способы применяются в любых горных породах.

Ниже рассмотрены основные способы дробления негабарита, применяемые в горном деле.

2.4. ВЗРЫВНЫЕ СПОСОБЫ ВТОРИЧНОГО ДРОБЛЕНИЯ

Дробление негабарита взрывом шпуровых зарядов. При этом способе бурят шпуры глубиной 0,3—0,5 толщины негабарита. Бурение производится легкими бурильными молотками ПР-19, ПР-22 или легкими буровыми каретками на гусеничном ходу.

Шпуры обычно заряжают во время подготовки массового взрыва и взрывают одновременно с ним. В шпур помещают заряд россыпного или патронированного ВВ и вводят узел детонирующего шнура, вставляют зажигательную трубку или электродетонатор. Детонирующие шнуры от негабаритов подсоединяют к основной магистрали, идущей от массового взрыва. Расчетный удельный расход ВВ для взрывания негабарита шпуровыми зарядами принимают 0,2—0,5 кг/м³. С увеличением размера негабарита расчетный расход ВВ уменьшают.

К недостаткам данного способа разрушения относятся: высокая его себестоимость, вредные и тяжелые условия работы при бурении шпуров (вибрация, пыль, шум).

Заслуживает внимания опыт применения вращательного бурения шпуров в негабаритах (Восточный карьер Докучаевского флюсо-доломитного завода). При этом электросверлом типа СЭР-19Д бурят шпуры малого диаметра (16—22 мм) со скоростью 200—250 мм/мин в малоабразивных породах с $f \leq 10$.

Разрушение негабарита взрывами микрочарядов. Вместо обычных шпуровых зарядов величиной до 200 г в шпуры можно помещать микрочаряды массой 20—50 г в водостойчивых оболочках. В качестве ВВ рекомендуется использовать аммонит 6ЖВ. Заряд с ЭД, обычно в резиновой оболочке, приготовленный на складе ВМ, вводится в шпур, который заполняется водой. При этом способе взрывания разлет кусков весьма незначителен, и безопасное расстояние по согласованию с органами Ростехнадзора может составлять не более 50 м.

При взрывании микрочарядами на негабарит объемом в 20 м³ требуются три шпура глубиной 1,2 м с массой заряда в шпуре 50 г. На негабариты объемом до 6 м³ требуется один шпур

глубиной от 0,5 до 1 м, с величиной заряда 20—40 г ВВ. Данный способ разрушения негабаритов сокращает расход ВВ на 1 м³ негабарита более чем в 10 раз.

Глубина шпуров при гидровзрывании принимается равной двукратной величине уровня жидкости в шпуре, но меньше половины толщины негабарита. Расстояние между шпурами при гидровзрывании принимается равным 0,5—0,7 толщины куска, шпуры необходимо располагать равномерно в центральной части негабарита. Минимальное расстояние от шпура до ближайшей боковой поверхности негабарита не должно быть более глубины шпура.

Разновидностью гидровзрывания является способ, при котором шпур на 90% его глубины заполняется труднозамерзающей горючей смесью, состоящей из солярового масла или отработанного автомобильного или дизельного масла. В шпур вводится заряд ВВ либо с одной нитью ДШ (для легкоразрушаемых пород), либо с двумя нитями (для трудно взрывающихся пород). Разрушающий эффект данного способа взрывания обеспечивается гидравлическим ударом при совместном воздействии продуктов взрыва заряда ВВ или детонирующего шнура и газов, образованных от вспышки горючей смеси. Экспериментальные исследования данного способа взрывания на одном из месторождений слюды показали, что разлет кусков не превышает 10—12 м, оптимальная глубина шпуров при толщине негабарита до 1 м составляет 1/2 толщины, а при толщине негабарита более 1 м глубина шпуров составляет 2/3 его толщины.

Данный способ целесообразно применять взамен гидровзрывания в условиях отрицательных температур. Он позволяет вести дробление негабарита вблизи оборудования и механизмов без длительной их остановки. Окончательно параметры взрывания должны подбираться на основе результатов опытных взрывов.

Разрушение негабарита накладными зарядами. На кусок негабарита накладывается ВВ, и производится его взрывание с помощью детонирующего шнура или детонатора. Негабарит разрушается в основном под действием ударной волны, газообразные продукты взрыва почти не участвуют в разрушении негабарита. Этот способ характеризуется высоким удельным расходом ВВ, в десятки раз превышающим удельный расход ВВ при дроблении шпуровыми зарядами и достигающим 2 кг/м³. При этом наблю-

Таблица 2.2

Характеристика кумулятивных накладных зарядов, рекомендуемых для дробления негабарита

Условное обозначение	Трофиловая шашка	ВВ узла детонации	Общая масса ВВ, т	Основные размеры, мм		Стальная облицовка в кумулятивной выемке	Предельная толщина дробимого куска, м
				диаметр	высота		
ЗКН-КЗ-180	Литая	Гексоген	180	90	35	Отсутствует	0,55
ЗКН-260	«	«	260	100	40	«	0,75
ЗКН-500	«	«	500	130	50	«	1,0
ЗКН-1000	«	«	1000	150	75	«	1,2
ЗКН-2000	«	«	2000	190	90	«	1,6
ЗКН-4000	«	«	4000	230	115	«	2,0
ЗКП-25	Прессованная	«	48	48	24	Имеется	0,13
ЗКП-50	«	«	76	58	29	«	0,25
ЗКП-100	«	«	135	90	36	«	0,5
ЗКП-200	«	«	245	100	41	«	0,8
ЗКП-400	«	«	475	125	57	«	2,0
ЗКП-1000	Литая	Гексоген, тротил прессованный	1229	172	72	«	1,4
ЗКП-2000	«	То же	2179	200	«	«	2,2
ЗКП-4000	«	«	4000	251	105	«	2,8

дается чрезвычайно сильный звуковой эффект и сильная воздушная волна. Опасная зона при взрывании накладных зарядов составляет не менее 300 м. На предприятиях, где преобладают крепкие, но хрупкие породы, этот способ широко применяют.

Применение наружной забойки из глины или полиэтиленовых пакетов с водой сокращает расход ВВ при одинаковом эффекте разрушения, уменьшает интенсивность воздушной взрывной волны.

Разрушение негабарита кумулятивными зарядами (табл. 2.2) типа ЗКП и ЗКН позволяет в 8—9 раз снизить удельный расход ВВ на вторичное дробление 1 м негабарита. В прессованном заряде ЗКП имеются кумулятивная выемка, облицованная сталью, промежуточный детонатор ПД-1, проволочная скоба для крепления ДШ.

Применение кумулятивных зарядов для разрушения негабаритов позволяет уменьшить разлет осколков породы и снизить силу воздушной взрывной волны. Их недостаток — высокая стоимость и образование сильных воздушных ударных волн.

2.5. МЕХАНИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ ВТОРИЧНОГО ДРОБЛЕНИЯ

Разрушение негабарита закладными гидроклиньями. При этом способе в пробуренный шпур вставляется гидравлический клин. Под давлением масла щеки гидроклина расходятся и раскалывают негабарит. Клин приводят в действие ручным способом масляным насосом плунжерного типа или насосным агрегатом, развивающим давление до 6 МПа.

Техническая характеристика гидроклина

Диаметр закладной части, мм	50
Диаметр цилиндра домкрата, мм	200
Рабочее давление, МПа	6,0
Продольный ход клина, мм	76
Ход шек, мм	8
Длина рабочей части, мм	210
Масса гидроклина и ручного насоса, кг	70

Время для разрушения одного негабарита объемом до 1 м³ составляет 5—6 мин (включая бурение).

На принципе разрушения негабаритов с помощью закладных гидроклиньев НИПИГормаш создана установка «Сатурн», в которой помимо закладных гидроклиньев имеется термобур. Установка смонтирована на гусеничном ходу, оборудована механизированным манипулятором и системой управления из кабины. Масса установки 9 т. В качестве горючего в термобуре применяется керосин, а в качестве окислителя — сжатый воздух. Установкой можно бурить шпуров глубиной до 2 м и диаметром до 100 мм.

Облегченный гидроклин массой 18,9 кг обеспечивает усилия на щеках до 2000 МПа при давлении масла 16 МПа, а гидроклин утяжеленного типа массой 75—100 кг развивает усилия до 10^4 МПа при давлении масла 20 МПа.

Время на разрушение негабарита объемом 0,5—1 м³ с учетом бурения шпуров, по результатам испытаний на Дегтярском руднике, составляло 6—7 мин. Общими недостатками установок с гидроклином являются большое число ручных и вспомогательных операций и низкая производительность, особенно в тех случаях, когда крупный кусок нужно разрушить на большое число частей (5—8 и более).

Вторичное дробление падающим грузом. На принципе разрушения негабаритов падающим грузом работают экскаваторные и крановые бутобои.

Экскаваторный бутобой — это экскаватор типа механической лопаты, снабженный легкоъемным бутобойным оборудованием, укрепленным к ковшу. Бутобойное оборудование состоит из электромагнита с кольцевым полюсом, кронштейна, насадки и шара — груза массой 3—5 т. Электромагнитом управляют из кабины машиниста экскаватора.

Электромагнит подводят к грузу-шару, поднимают его на определенную высоту и, выключая ток электромагнита, сбрасывают груз на негабарит. Для экскаваторного бутобоя отсутствует необходимость в канатах для подвески груза. Его недостатками являются сложная схема захвата откатывающегося шара и прицеливания при сбрасывании шара на негабарит.

Результаты применения экскаваторных бутобоев, оборудованных электромагнитом М-42 и шаром массой 3 т, показали, что себестоимость дробления негабарита таким способом в 1,5—2 раза ниже, чем при взрывном разрушении пород с $f = 8 \div 12$ и

объеме негабаритов 0,2—10 м³. Производительность экскаваторного бутобоя за восьмичасовую смену составляет 180—250 м³ и существенно зависит от опыта и квалификации машиниста.

Крановый бутобой представляет собой установку на базе крана с грузом массой 3—5 т, подвешенным на канате. Для разрушения негабарита груз поднимают на высоту 7—10 м и сбрасывают на негабаритный кусок. Число наносимых ударов может быть равным 1—4 в минуту, при этом кинетическая энергия падающего груза достигает 400—500 кДж.

Основными недостатками крановых бутобоев являются быстрый износ канатов, а также сложность прицеливания при ударе.

Крановые бутобои рационально применять на карьерах с небольшим выходом негабарита и небольшой производительностью предприятия. Дробление негабарита целесообразно выполнять во время перерывов в погрузке породы. Крановые бутобои, работающие на базе экскаватора, позволяют полностью отказаться от взрывных работ для дробления негабарита. Так, применение крановых бутобоев на базе экскаватора Э-1251 на Соколовско-Сарбайском ГОКе позволило достигнуть часовой производительности около 155 м³ при себестоимости дробления 0,28 руб/м³, в то время как при взрывном способе себестоимость дробления составляет 0,68 руб/м³ (цены 1990 г.).

Данный способ разрушения негабаритов улучшает условия труда рабочих, уменьшает простои оборудования, снижает затраты на разрушение негабарита примерно в 1,5—2 раза.

К недостаткам следует отнести применение дорогих тяжелых машин, большие затраты времени на переезды, повышенный износ и раскручивание каната, перегрузки двигателя подъема экскаватора.

Разрушение негабарита пневматическими и гидравлическими бутобоями. Для дробления негабарита созданы различного типа пневмо- и гидropневмобутобои.

Пневмобутобой Б-2м выполнен как навесное оборудование к экскаватору Э-153 и устанавливается вместо ковша. Сжатый воздух подается от передвижных компрессоров ДК-9.

Техническая характеристика пневмобутобоя Б-2м
Энергия единичного удара, Дж 1100
Число ударов в минуту 600
Ударная мощность, кВт 11,0

Расход воздуха, м ³ /мин	15,0
Масса пневмобутобоя, кг	300

Размеры негабарита влияют как на время, так и на качество дробления. Так, при увеличении объема негабарита свыше 1,5 м³ происходит увеличение выхода мелких фракций (менее 2 мм) в месте контакта пики с негабаритом. При разрушении негабаритов объемом 1—1,5 м³ он разрушается на три-шесть частей с разлетом осколков на 6—8 м. Негабарит больших размеров разрушается на две-три части без разлета, при этом предварительно образуются трещины с поверхности, которые под действием последующих ударов распространяются на глубину негабаритного куска. Длительность разрушения 1—2 мин.

Производительность пневмобутобоев повышается в 5—6 раз при уменьшении размера негабарита. Отсюда очевидна целесообразность применения пневмобутобоев на перегрузочных пунктах при циклично-поточной технологии разработки, где требуется дробить значительное количество негабаритов мелких фракций.

Перспективны созданные в Карагандинском политехническом институте гидропневматические бутобой с энергией удара до 30 кДж, которые с помощью специальных манипуляторов можно навешивать на трактор или автомашину типа КраЗ. Для разрушения негабарита объемом до 5 м³ требуется обычно от 5 до 10 ударов в зависимости от хрупкости породы. Негабариты объемом 2—5 м³ обычно разрушают на 5—7 частей. Общее время разрушения негабарита с учетом передвижения бутобоя, установки его на камень и дробления составляет 2—3 мин. Трубочатая направляющая на ударнике одновременно служит и защитным кожухом, препятствующим разлету мелких кусков из-под места контакта ударника с породой.

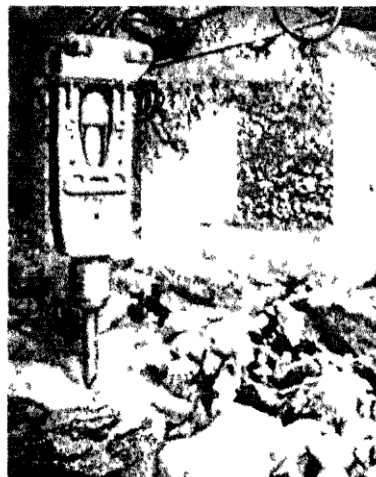


Рис. 2.2. Общий вид гидромолота бутобоя на манипуляторе трактора

Ряд зарубежных фирм Канады, Германии, Финляндии выпускают гидравлические бутобои, стационарные и передвижные. Первые монтируют на площадках рядом с питателем дробилок или около грохотных решеток, а вторые — на стрелах гидравлических экскаваторов (обратных лопат) калесных или гусеничных. Один из таких гидромолотов показан на рис. 2.2.

2.6. ЭЛЕКТРОФИЗИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ВТОРИЧНОГО ДРОБЛЕНИЯ

Разрушение негабарита токами высокой частоты. При использовании высокочастотной электромагнитной энергии возможны два способа разрушения негабарита — электротепловым пробоем и неравномерным диэлектрическим нагревом.

Способ теплового пробоя применим для разрушения полупроводящих пород, а способ неравномерного диэлектрического нагрева — для разрушения горных пород-диэлектриков.

При тепловом пробое электрическая энергия подводится к породе путем прямого контакта двух стержневых электродов (рис. 2.3). Энергию к электродам от высокочастотного генератора подводят по кабелю.

Между электродами происходит высокочастотный пробой с образованием токопроводящего канала I , в который (от высокочастотного генератора, от сети тока промышленной частоты или в виде импульсного разряда конденсаторной батареи) можно направить энергию большой мощности. В горной породе рост возникающих термоупругих напряжений приводит к разрушению негабарита.

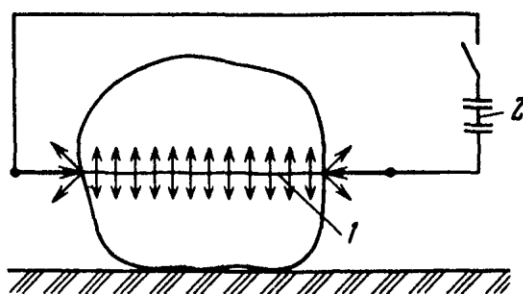


Рис. 2.3. Высокочастотное электрическое разрушение:
 I — плазменный тепловой канал пробоя; Z — конденсатор пластинчатый

Используя частоты 70—300 кГц, установкой мощностью 30—100 кВт выполняют тепловой пробой железистых кварцитов при расстоянии между электродами до 2 м. Масса разрушаемых негабаритов до 40 т. Продолжительность теплового пробова 10—60 с.

В промышленных условиях испытаны самоходные на автомобиле ЗИЛ-150 установки ИГД им. А.А. Скочинского, которые в условиях карьера ЮГОКа показали производительность 12—15 м³/ч. Среднее время разрушения 1 т руды на габаритные куски составило 40—60 с. Расстояние между электродами 0,5—1,5 м.

Некоторые монолитные куски руды под воздействием высокочастотной энергии только растрескиваются, и для разрушения на части требуется механическое воздействие.

Сущность способа разрушения горных пород-диэлектриков заключается в том, что под электродами происходит неравномерный диэлектрический нагрев породы без образования канала высокочастотного теплового пробова. Разрушение происходит также под влиянием возникающих термоупругих напряжений (теплового клина).

Разрушение негабарита токами промышленной частоты. При дроблении негабаритов этим способом напряжение подводится с помощью двух графитовых электродов, расположенных на расстоянии 40—80 мм. В зоне между электродами происходит пробой и образуется разогревающийся канал электрического тока, который вызывает термоупругие напряжения, разрушающие негабарит (рис. 2.4).

Для разрушения негабарита на карьерах применяют установки 2 УРН института ВНИПИрудмаш.

Технические показатели работы установки 2 УРН

Производительность разрушения, м ³ /ч	14
Мощность установки, кВт.	100
Номинальное первичное напряжение, В	6000

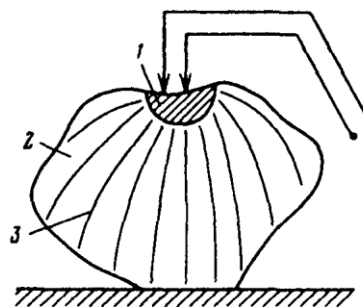


Рис. 2.4. Низкочастотное электрическое разрушение негабарита:

1 — твердое нагретое рабочее тело; 2 — негабарит; 3 — электрическое поле

Частота, Гц	50
Максимальное напряжение, подводимое к негабариту, В . . .	3000
Энергоемкость разрушения, МДж/м ³	16,2

Появление трещин на негабарите свидетельствует о завершении процесса разрушения. Окончательно негабарит разваливается на части под воздействием ковша экскаватора. После появления трещин выключают напряжение, снимают остаточное напряжение с электродов и их перемещают на другой негабарит.

Установка 2 УРН может быть установлена на бульдозере, тягаче, санях. Установку располагают в 4—5 м от негабаритов, с одной позиции при длине кабеля 50 м установка обслуживает зону радиусом 45 м. Установка 2 УРН эффективно разрушает негабариты мартито-магнетитовых и хлорито-карбанато-магнетитовых роговиков (Кривбасс), негабариты карлитов и пироксенитов с содержанием железа 15—20% (Качканарский ГОК). Максимальная сменная производительность, достигнутая установкой 2 УРН при разделке негабаритов на Ингулецком и Новокриворожском ГОКах, составляет 85—90 м³. Себестоимость разделки 1 м³ негабарита в 1,5—2 раза ниже, чем при взрывном способе.

На Качканарском ГОКе установкой 2 УРН разрушали негабариты объемом 1,5—7,5 м³ при производительности 8—10 м³/ч, при этом для разрушения негабарита объемом более 3 м³ требовалось осуществить две-три перестановки электродов.

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ
ВЗРЫВНЫХ РАБОТ
ПРИ ПРОВЕДЕНИИ
ПОДЗЕМНЫХ
ВЫРАБОТОК

ГЛАВА 3 —

3.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В обозримом будущем разрушение горных пород при проведении выработок в породах с $f > 6-8$ будет осуществляться с помощью взрыва. В породах меньшей крепости будет увеличиваться процент проведения выработок с помощью проходческих комбайнов, если их стоимость не станет чрезмерно высокой.

В зависимости от условий проведения выработок меняется процесс и эффективность разрушения пород в забое. Поэтому различают следующие условия взрывания:

1. *В шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли:*
 - забои горизонтальных и наклонных выработок, проводимых по однородным и неоднородным породам;
 - забои вертикальных нисходящих и восстающих выработок.
2. *В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли:*
 - обычные забои;
 - забои с сотрясательным взрыванием;
 - забои с камуфлетным взрыванием;
 - забои в выбросоопасных породах;
 - забои при вскрытии выбросоопасных угольных пластов.

При проведении выработок взрывным способом выполняют следующие операции: бурение шпуров (и скважин), зарядание и взрывание, проветривание, уборка породы и крепление выработки.

От правильно выбранных параметров взрывания существенно зависят эффективность выполнения остальных процессов и технико-экономические показатели проведения выработки в целом.

Взрывание забоя выработки производят в соответствии с составленным паспортом буровзрывных работ, в котором указываются: свойства породы, число, диаметр и глубина шпуров, тип вруба, тип ВВ, величины зарядов, схема взрывания, ожидаемые результаты взрыва. При изменении свойств пород паспорт дол-

жен уточняться, он также периодически уточняется с учетом достигнутых результатов взрыва.

При проведении выработок имеется, как правило, одна открытая поверхность — забой, в котором перпендикулярно и наклонно к ней бурят и взрывают комплект шпуров (от 10 до 60 и более). При этом взрыв комплекта шпуров должен отвечать следующим требованиям:

- первоначально необходимо создать взрывом части шпуров дополнительную вторую открытую поверхность, чтобы усилить разрушительное действие остальных зарядов;
- разрушить породу в сечении выработки на куски требуемых размеров, а навал породы получить компактным для эффективной работы погрузочных машин и исключения повреждения крепи и оборудования выработки;

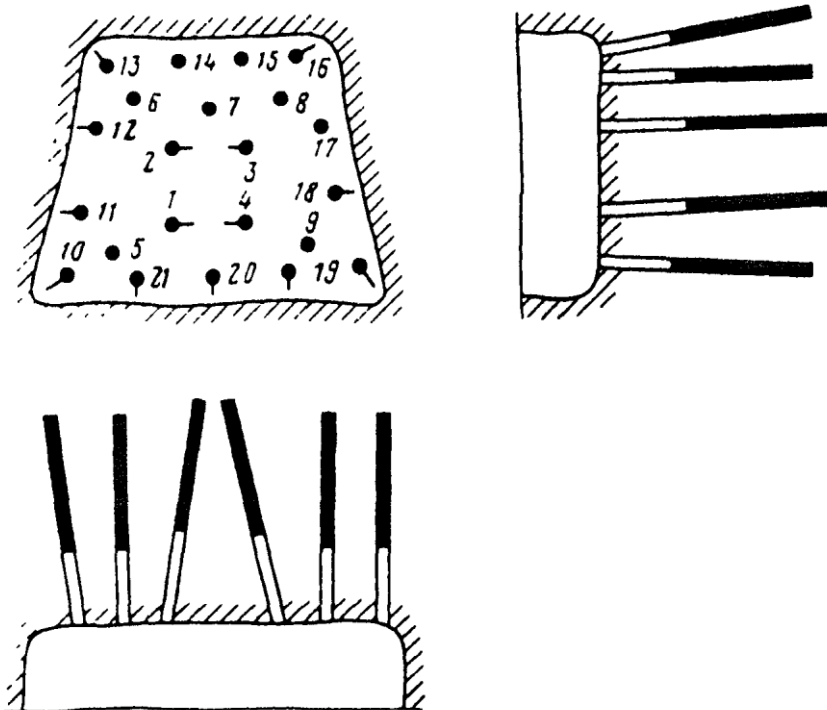


Рис. 3.1. Схемы расположения шпуров при проведении выработки:
1—4 — врубовые шпуры; 5—9 — отбойные; 10—21 — оконтуривающие

- образовать сечение выработки, максимально близкое к проектному, сведя к минимуму недоборы и переборы породы, обеспечить высокий коэффициент использования шпуров (КИШ), а также минимизировать нарушение массива за контуром сечения выработки. Для достижения указанных результатов взрыва применяют следующие комплекты шпуров (рис. 3.1).

Врубовые шпуры (1—4) — взрыв зарядов в них создает дополнительную (вторую) открытую поверхность в забое и улучшает условия взрывания остальных шпуров. Врубовые шпуры обычно бурят на 0,2—0,3 м глубже остальных, а величину зарядов врубовых шпуров принимают на 15—20% больше, чем в остальных.

Отбойные шпуры (5—9), заряды которых взрывают после врубовых, предназначены для расширения полости, образованной врубом. При малых сечениях выработок отбойных шпуров может и не быть, а при большом сечении отбойными шпурами разрушают большую часть породы в забое.

Оконтуривающие шпуры (10—21), заряды в которых взрывают последними, предназначены для придания выработке проектного сечения. Концы оконтуривающих шпуров в крепких породах выходят за пределы контура на 100—150 мм, а в мягких породах располагают на проектном контуре выработок.

При проведении выработок шпуры глубиной более 2,5 м называют глубокими, глубиной 1,5—2,5 м — средними и глубиной менее 1,5 м — мелкими.

Коэффициентом использования шпуров (КИШ) называют отношение величины подвигания забоя за один взрыв к средней глубине шпуров.

Он является одним из основных критериев качества взрыва, правильности выбранной схемы расположения врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров и удельных расходов ВВ.

Взрыв считают *неудовлетворительным* при $КИШ < 0,65 \div 0,8$, *нормальным* при $КИШ = 0,8 \div 0,9$, *хорошим* при $КИШ > 0,9$. Величина КИШ существенно зависит от размеров врубовой полости, из-за чего выбору схемы расположения врубовых шпуров (типа вруба) придается первостепенное значение.

В выработках прямоугольного, трапециевидного и сводчатого сечения применяют наклонные и прямые врубы.

Наклонные врубы образуют шпурами, пробуренными наклонно под углом $60-70^\circ$ к поверхности забоя. Расстояние между концами шпуров $10-20$ см. В трещиноватых породах для увеличения эффекта разрушения врубовые наклонные шпуры располагают так, чтобы они пересекали плоскости трещин под углом, близким к 90° .

Прямые (призматические) врубы образуют шпурами, пробуренными перпендикулярно поверхности забоя (параллельно оси выработки). При этих врубах, как правило, один или несколько шпуров оставляют незаряженными для создания дополнительной открытой поверхности, облегчающей разрушительное действие остальных шпуров.

Области применения прямых и наклонных врубов зависят от глубины шпуров, сечения выработки, коэффициента крепо-

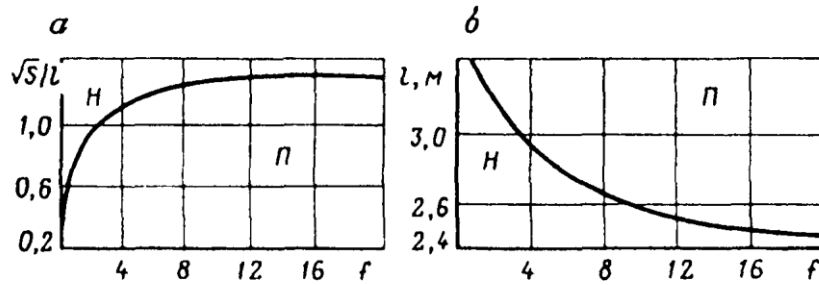


Рис. 3.2. Предпочтительные области применения прямых (П) и наклонных (Н) врубов

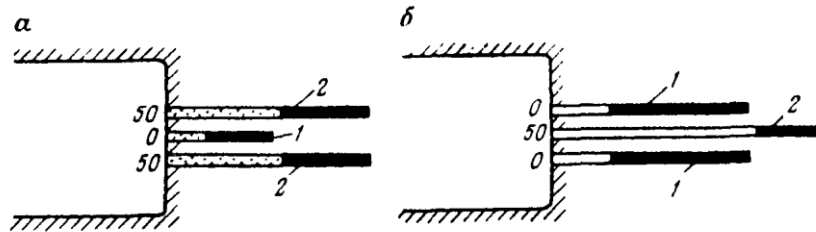


Рис. 3.3. Схемы врубов:

a — с взрывной запрессовкой зарядов; *b* — с очищающими врубовую полость зарядами: 1 — разрушающие заряды; 2 — очищающий заряд; 0; 50 — интервалы замедлений, мс

сти пород и могут быть определены по графикам, представленным на рис. 3.2.

В настоящее время в связи с увеличением объема использования буровых кареток расширяется применение прямых врубов.

Разработаны новые конструкции прямых врубов с глубокими шпурами, в которых использован эффект взрывной запрессовки, свободной от заряда части шпуров, взрывааемых с замедлением, а также прямые врубы с дополнительными очищающими врубовую полость зарядами (рис. 3.3).

Принципиально новой конструкцией врубов и комплектов шпуров, предложенной МГГУ и институтом ВНИПИгорцвет-

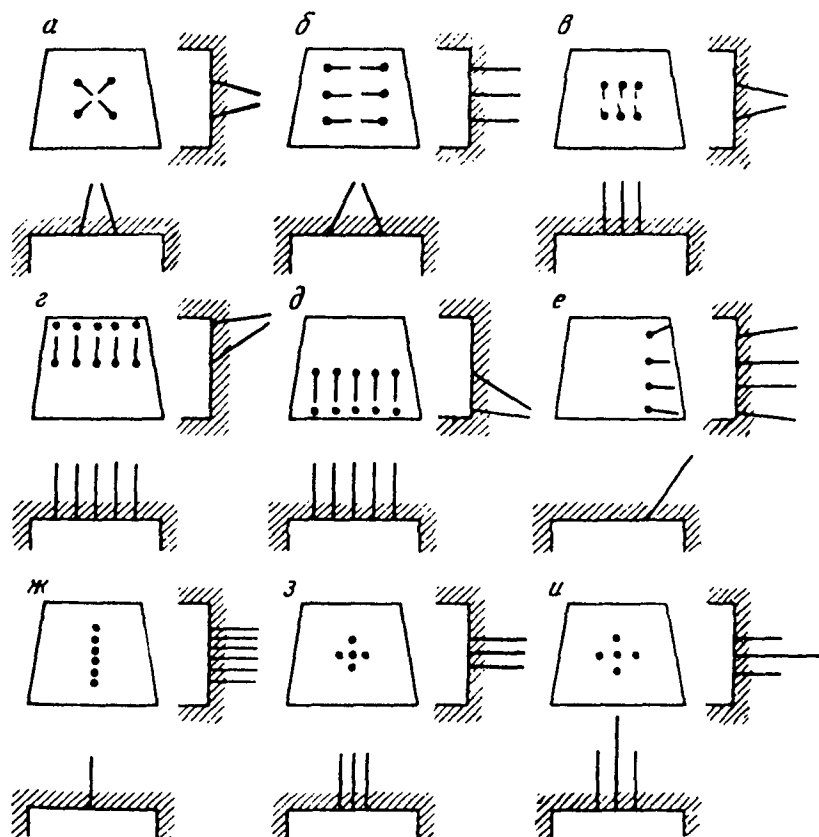


Рис. 3.4. Схемы основных типов врубов при проведении выработок

мет, является схема с наклонной клиновой поверхностью забоя. За счет такой формы забоя шпуров разрушают породу в максимально облегченных условиях и КИШ получается близким к единице. Из врубов с наклонными шпурами наибольшее распространение получили вертикальные клиновые врубы.

Схемы и предпочтительные области применения различных типов врубов приведены в табл. 3.1 и на рис. 3.4.

Таблица 3.1

Области применения различных врубов

Тип и схема вруба	Расположение врубовых шпуров	Область применения
Пирамидальный (рис. 3.4, а)	Шпуров образуют пирамиду в центральной части забоя	В однородных монолитных или слоистых породах различной крепости, но при крутом падении пластов (квершлага, полевые штреки, восстающие, шахтные стволы)
Вертикальный клиновой (рис. 3.4, б)	Шпуров образуют в центральной части забоя вертикальный клин (варианты I и II)	В однородных породах с вертикальным расположением трещин (в выработках небольшой высоты)
Горизонтальный клиновой (рис. 3.4, в)	То же, горизонтальный клин	В однородных породах с горизонтальным расположением трещин (в выработках небольшой ширины)
Нижний односторонний (рис. 3.4, г)	Шпуров образуют горизонтальный односторонний клин у кровли выработки	В слоистых трещиноватых породах при падении трещин и напластованиях на забой
Верхний односторонний (рис. 3.4, д)	Шпуров образуют горизонтальный односторонний клин у почвы выработки	В слоистых трещиноватых породах при падении трещин и напластованиях на забой
Боковой односторонний (рис. 3.4, е)	Шпуров образуют вертикальный односторонний клин у одного из боков выработки	В слоистых крутых пластах при проведении выработок параллельно контакту пород

Тип и схема вруба	Расположение врубовых шпуров	Область применения
Вертикальный щелевой (рис. 3.4, ж) <i>o</i> — незаряженные шпуры	Шпуры располагают параллельно один к другому перпендикулярно плоскости забоя, заряжаются — через один	В монолитных породах средней крепости и крепких; в выработках небольших сечений
Призматический (рис. 3.4, з)	Параллельно по различным схемам расположены шпуры, один или несколько из которых не заряжены	Монолитные крепкие породы
Врубы с очищающими и запрессовывающими зарядами (рис. 3.4, а, б)	Один или два шпура бурятся на 0,4—0,6 м короче или глубже остальных, в них размещаются заряды, которые или запрессовывают участок забойки при взрывании с опережением (рис. 2.3, а), или выбрасывают разрушенную породу из врубовой полости при взрывании с замедлением (рис. 2.3, б)	В забоях с породами, склонными к запрессовке
Шагающий (рис. 3.4, и)	Один шпур бурится в два раза глубже остальных, полностью заряжается и взрывается, создавая врубовую полость для следующего комплекта шпуров	В крепких породах, склонных к уплотнению при низком КИШ с другими типами врубов
С угловым забоем	Забой оформляется в виде двугранного угла, все группы шпуров разрушают породу в максимально облегченных условиях	В крепких породах при низком КИШ с другими типами врубов

При проведении выработки в неоднородной породе по пластам угля или рудным жилам вначале отбивают уголь или руду веерным врубом, в результате чего образуется дополнительная поверхность, а после уборки полезного ископаемого взрывают породу параллельными шпурами (рис. 3.5).

Оконтуривающие шпуры бурят на расстоянии 15—20 см от проектного контура под углом 85—87° в сторону стенок. Концы шпуров, как правило, не выходят за контур сечения выработки.

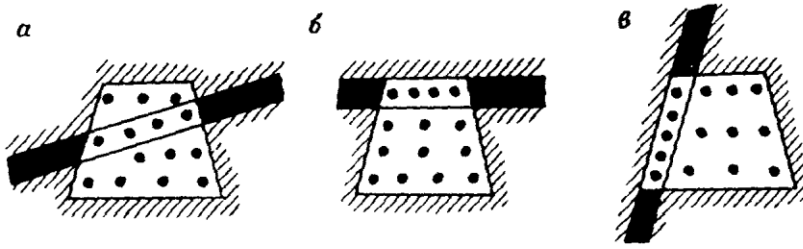


Рис. 3.5. Схемы расположения шпуров по неоднородным породам

В восстающих выработках разрушение породы производится шпурами или скважинами диаметром 80—105 мм. Расположение шпуров в восстающих аналогично для вертикальных выработок малого сечения. Разрушение породы облегчается тем, что она высыпается из выработки, обеспечивая тем самым получение хорошего разрушительного эффекта.

Прогрессивным способом проведения восстающих выработок является разрушение породы взрывом скважинных зарядов. При этом вруб образуется одной незаряженной скважиной, рядом с которой располагается несколько врубовых заряженных скважин. Остальные скважины бурятся по углам выработки или по окружности (рис. 3.6).

Различают ярусное взрывание, когда скважины бурятся на всю глубину восстающего, а заряжаются участками 2—3 м. Участок скважины длиной 2—2,5 м, прилегающий к заряду, засыпают песком, чтобы предохранить скважины от разрушения. Для

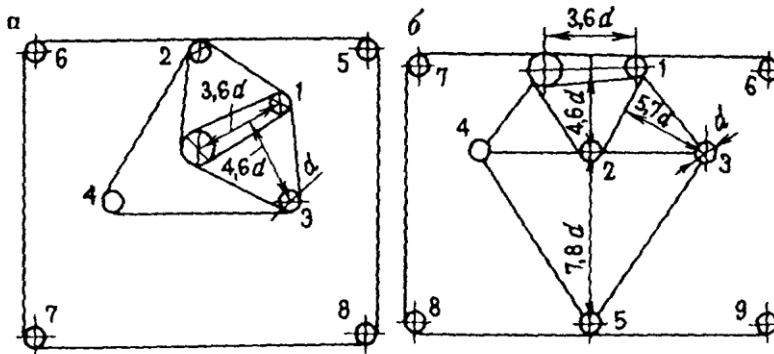


Рис. 3.6. Схемы расположения взрывных скважин при проходке восстающей выработки

удержания заряда в скважинах в них снизу вставляются деревянные пробки (рис. 3.7). Интервал замедления между взрывом врубовых и отбойных зарядов подбирается опытными взрывами.

При взрывании на всю глубину восстающего скважины заряжают на всю длину сплошными зарядами, обычно этот способ применяют по длине восстающего не более 20 м. Число скважин 6—8, расчетный удельный расход ВВ 2—3 кг/м³.

3.2. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВАНИЯ

Исходным в расчете параметров взрывания при проведении выработок является расчетный удельный расход ВВ, зависящий от физико-технических свойств пород, сечения выработок, глубины и диаметра шпуров, типа ВВ и т. д. Удельный расход ВВ определяется по таблице, составленной для аммонита 6ЖВ на основе обработки производственных взрывов (табл. 3.2). При применении других ВВ пользуются переходными коэффициентами, значения которых принимают обратно пропорциональными их энергетическим характеристикам.

Исходя из найденного удельного расхода ВВ, определяют число и глубину шпуров. Число шпуров по сечению выработки должно быть достаточным с точки зрения эффективного разрушения обуренного объема породы, размещения расчетного заряда ВВ и правильного оконтуривания выработки.

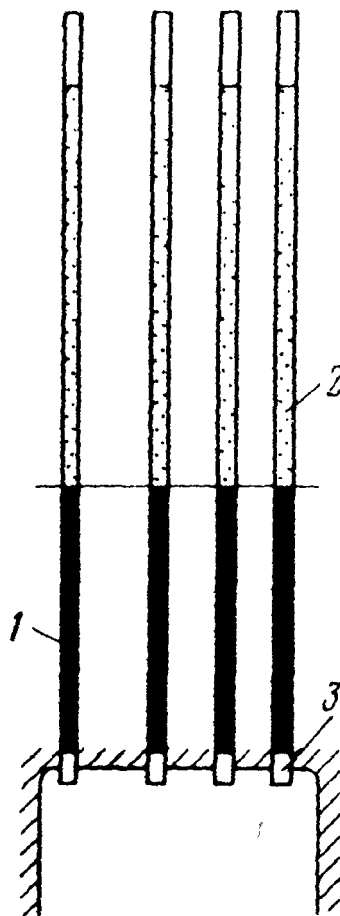


Рис. 3.7. Схема ярусного взрывания при проведении восстающих выработок:
1 — заряд ВВ; 2 — песчаная забойка; 3 — деревянные пробки

Таблица 3.2

Расход ВВ на 1 м³ обуренной породы при проведении выработки, кг

Коэф- фициент крепости породы	Сечение выработки, м ²					
	горизонтальной			вертикальной		
	4—6	10—12	16—20	до 25	36—40	65—70
15—20	2,2	2,0	1,9	2,8	2,5	2,1
10—14	1,9	1,8	1,6	2,5	2,2	1,8
7—9	1,5	1,4	1,3	2,1	1,8	1,4

Известно более 20 различных формул для определения числа шпуров на забой. Эти формулы можно разделить на две группы: эмпирические и аналитические. К первой группе относятся формулы профессоров М.М. Протодьяконова, А.Ф. Суханова, Э.О. Миндели. Сущность этих формул состоит в математическом описании данных, полученных на основе обработки экспериментов, поэтому они пригодны только для условий, подобных тем, на основе которых они построены.

Сущность аналитических формул состоит в определении необходимого числа шпуров для размещения в них расчетного заряда ВВ. Так, формула проф. Н.М. Покровского

$$N = \frac{q \cdot S}{p}$$

выведена из равенства:

$$N \cdot p \cdot l_{ш} = q \cdot S \cdot l_{ш},$$

где N — число шпуров на забой;

$l_{ш}$ — средняя глубина шпуров, м;

q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³;

S — площадь забоя, м²;

p — количество ВВ на 1 м длины шпура:

$$p = \eta_{ш} \frac{\pi \cdot d^2}{4} \rho_{ВВ},$$

$\eta_{ш}$ — коэффициент заполнения шпура ВВ;

$\rho_{ВВ}$ — плотность ВВ в шпуре, кг/м³.

Наиболее просто число шпуров на забой определяют, исходя из найденного по таблицам ВВ на 1 м³ обуренной породы. При

этом глубину шпуров выбирают, исходя из требуемого подвигания выработки на один взрыв.

Количество ВВ на один взрыв определяют по формуле

$$Q = q \cdot l_{\text{ш}} \cdot S \cdot \eta,$$

где η — КИШ.

Определяют число шпуров на забой, исходя из максимально допустимого их заполнения ВВ. Обычно ВВ заполняют 2/3 длины шпура, но в крепких породах заполнение может быть большим.

Величина заряда в одном шпуре

$$Q_3 = \frac{2}{3} l_{\text{ш}} \frac{\pi \cdot d^2}{4} \rho_{\text{ВВ}},$$

где d — диаметр шпуров, дм.

Число шпуров

$$N = \frac{Q}{Q_3}.$$

Расчетное число шпуров проверяют, исходя из равномерности разрушения площади забоя и правильного оконтуривания выработки. При изменении числа шпуров проверяют неравномерность разрушения площади забоя и правильность оконтуривания выработки. При изменении числа шпуров на забой заряд отдельного шпура пересчитывают по формуле

$$Q_3^1 = \frac{Q}{N^1},$$

где N^1 — необходимое число шпуров.

Полученную среднюю величину заряда умножают на следующие поправочные коэффициенты: для врубовых шпуров на 1,2; для отбойных шпуров, оконтуривающих, боковых и верхних на 0,8—0,9. Вычисленные параметры проверяют опытными взрывами.

Для пород с коэффициентом крепости $f = 4-10$ оптимальная глубина шпуров равна 2,5—3 м, причем с увеличением крепости пород оптимальная глубина шпуров уменьшается, а с увеличением сечения выработки — возрастает. При устойчивых породах эффективную отбойку производят при глубине шпуров 4—4,5 м.

3.3. ВЫБОР ДИАМЕТРА ШПУРОВ

В настоящее время нет общепризнанных формул, позволяющих определить оптимальный для данных горно-технических условий проходки диаметр шпуров. Это объясняется тем, что оптимальный диаметр шпуров следует выбирать с учетом следующих основных факторов: сечения выработки, мощности применяемой бурильной машины, типа ВВ, физико-технических свойств пород.

С увеличением диаметра шпуров увеличивается величина размещаемого в нем заряда, а следовательно, уменьшается их число. В общем случае эта зависимость без учета сечения выработки может быть выражена следующим образом:

$$V_o = \frac{\pi \cdot d_o^2}{4} l_{ш}, \quad V_x = \frac{\pi \cdot d_x^2}{4} l_{ш},$$

где V_o и V_x — объем шпуров диаметром соответственно d_o и d_x .

При равенстве коэффициентов заполнения шпуров ВВ их число будет обратно пропорционально отношению квадратов диаметров, т. е.

$$N_x = N_o \left(\frac{d_o}{d_x} \right)^2.$$

Однако эта формула не дает точного ответа, поскольку число врубовых и оконтуривающих шпуров не может быть уменьшено в соотношениях, определяемых ею, так как существует предельно минимальное число шпуров, обеспечивающих нормальное разрушение пород и оконтуривание выработки. Поэтому чем меньше сечение выработки, тем целесообразнее уменьшение диаметра шпуров. При наличии ВВ, способных устойчиво детонировать с высокой скоростью в патронах малого диаметра (20—22 мм), типа детонитов, целесообразность применения шпуров уменьшенного диаметра увеличивается.

Сложным является создание высокостойкого бурового инструмента для бурения шпуров диаметром 25—28 мм. В случае применения ВВ с невысокой детонационной способностью, например, предохранительных аммонитов, целесообразно использовать патроны диаметром 36—40 мм, размещая их в шпурах соответствующего диаметра. Это позволило зна-

чительно повысить эффективность разрушения пород в угольных шахтах.

С увеличением диаметра шпуров увеличивается неравномерность дробления породы и ухудшается качество оконтуривания выработки. Поэтому даже в вертикальных и горизонтальных выработках большого сечения целесообразно применять оконтуривающие шпуры уменьшенного диаметра или патроны ВВ специальной конструкции.

Мощность бурильной машины оказывает влияние на скорость обуривания забоя. Приблизительно можно считать, что с увеличением диаметра коронки скорость бурения бурильным молотком уменьшится обратно пропорционально квадрату диаметра шпура. Скорость бурения мощными бурильными машинами уменьшается менее интенсивно с увеличением диаметра, и в этом случае целесообразно применять шпуры увеличенного диаметра. С увеличением крепости породы скорость бурения с увеличением диаметра шпуров снижается более интенсивно, в этом случае целесообразно применение шпуров уменьшенного диаметра в сочетании с мощными ВВ.

Тип ВВ. Как показывают опытные взрывы, на некоторых предприятиях в породах с коэффициентом крепости $f \geq 14$ целесообразно применение более мощных, хотя и дорогих ВВ.

Механизированное зарядание шпуров гранулированными ВВ способствует увеличению плотности заряжания с 0,9 до 1,2 см³. Вследствие этого увеличиваются устойчивость детонации ВВ и величина энергии в массе заряда на единицу длины шпура. В таких случаях целесообразно применение дешевых ВВ с невысокими энергетическими характеристиками — типа гранулитов, игданитов и т. д.

3.4. КОНТУРНОЕ ВЗРЫВАНИЕ

Этот способ является одним из эффективных для уменьшения разрушения массива за контуром выработки. Сущность его заключается в том, что оконтуривающие шпуры бурят по возможности ближе к проектному контуру сечения выработки, одновременно уменьшают расстояние между шпурами до 0,4—0,5 м. При этом достигается почти точное соответствие фактического и проектного контуров выработки. Благодаря

меньшему разрушению массива устойчивость выработки увеличивается.

Уменьшение действия взрыва зарядов в оконтуривающих шпурах в глубь массива достигается применением ВВ пониженной мощности; оставлением большого радиального зазора (15—20 мм) между патроном ВВ и стенками шпуров; применением специальной конструкции зарядов, представляющих собой деревянный полуцилиндр, на котором рассредоточены (рис. 3.8, *а*) или непрерывно расположены (рис. 3.8, *б*) полуцилиндры ВВ. Деревянные полуцилиндры примыкают к массиву. Выпускаются зарубежными фирмами и подготовлены к выпуску в России патроны, в которых имеется воздушный зазор вокруг ВВ (рис. 3.8, *в*). Заводом «Искра» выпущены «мягкие» заряды, в которых одна линия детонирующего шнура окружена гранулированной селитрой, что позволяет максимально уменьшить разрушение законтурного массива. Такие заряды, выпущенные по ТУ ОАО «Апатит» можно использовать и для отбойки блочного камня.

Некоторый перерасход на бурении вследствие сближенного положения контурных зарядов компенсируется снижением расходов на крепление и поддержание выработок.

Контурное взрывание находит широкое применение при проходке выработок в монолитных породах и при гидротехническом строительстве, все шире распространяется на рудных и угольных шахтах, а также на карьерах (для заоткоски уступов).

Необходимо создание буровых машин для бурения контурных шпуров.

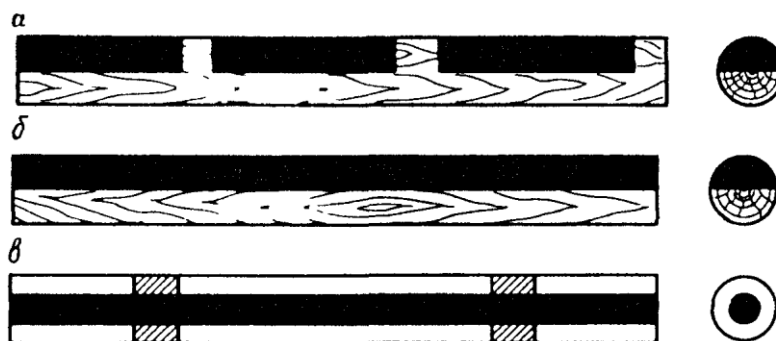


Рис. 3.8. Конструкции зарядов для контурного взрывания: *а* — рассредоточенный; *б* — сплошной; *в* — трубчатый

Для повышения эффективности действия контурных шпуров рядом исследователей предложено следующее.

Бурить вместо круглых эллипсоидные шпуры с большей осью, направленной по контуру выработки. При зарядании таких шпуров обычными патронами по линии контура в шпурах остаются воздушные полости углового сечения, благодаря которым достигается минимальное дробящее действие вокруг заряда и повышенный раскалывающий эффект по линии контура выработки.

Бурить контурные шпуры большего диаметра, например, 60 мм вместо 40 мм, а затем по его оси вставлять твердый круглый вкладыш с двумя трехгранными продольными призматическими накладками, расположенными по диаметру (под углом 180°) или по сектору (под углом меньше 180°). Оставшееся свободное пространство в шпуре заливается цементным или другим твердеющим раствором. После извлечения вкладыша получается круглый шпур меньшего диаметра с двумя продольными угловыми (трехгранными) пустотами, которые остаются свободными после зарядания и обеспечивают повышенный раскалывающий эффект по линии их расположения (прямой или ломаной).

Ученые Китайской Народной Республики разрабатывают механические средства для нанесения в пробуренном шпуре продольных насечек, которые, как и вышеуказанные пустоты, позволяют получить повышенный раскалывающий эффект. Все они выполняют роль концентраторов напряжений в массиве в заданном направлении и одновременно являются понизителями дробящего действия взрыва в этих зонах.

Зарядать контурные шпуры зарядами с продольными кумулятивными выемками, фокус которых направлен по линии контура выработки, за счет чего также достигается повышенный раскалывающий эффект. Технологически это невозможно выполнить при обычных патронах порошкообразных ВВ, но удобно реализовать, используя твердые монозаряды требуемой длины с продольными кумулятивными выемками из конверсионных ВВ (балиститных порохов). Ни одно из указанных предложений пока не доведено до широкого промышленного внедрения.

3.5. КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОЕ ВЗРЫВАНИЕ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК

По данным большого объема исследований и производственных наблюдений, КЗВ по сравнению с мгновенным обеспечивает ускорение темпов проведения выработок в шахтах, опасных по газу или пыли, так как отпадает необходимость взрывания в несколько приемов. Едиными правилами безопасности разрешается при взрывании по углю и смешанным забоям принимать суммарный интервал замедления 220 мс при ВВ IV класса, а при взрывании ВВ V и VI классов 320 мс.

Безопасность применения КЗВ в шахтах, опасных по газу или пыли, обеспечивается тем, что за время, равное суммарным интервалам замедлений, концентрация метана и пыли в забое может изменяться весьма незначительно. Кроме того, за это время массив не подвергается существенным подвижкам, а следовательно, исключается возможность обнажения и взрыв открытого заряда.

Этот способ обеспечивает также уменьшение на 10—20% объема бурения и расхода ВВ вследствие лучшего использования энергии взрыва, лучшее дробление породы в результате более длительного нахождения породы в напряженном состоянии, уменьшение сейсмического воздействия на массив и лучшее оконтуривание выработки, а также увеличение КИШ на 10—15%.

Благодаря уменьшению заколообразования на забое при КЗВ в вертикальных стволах на 10—15% сокращается объем породы, убираемой с предварительной разборкой, и на 10—20% сокращается время на обустройство забоя.

Расположение шпуров сохраняется то же, что и при замедленном взрывании, но число шпуров уменьшается на 10—15%.

Целесообразный интервал замедления между врубовыми и забойными шпурами составляет 50—75 мс, а между отбойными и оконтуривающими 15—25 мс. С увеличением крепости пород интервал замедления уменьшается. Увеличенный интервал замедления между врубовыми и остальными шпурами объясняется тем, что время разрушения породы врубовыми зарядами, работающими при одной открытой поверхности, больше, чем у других шпуров.

При применении КЗВ, особенно с повышенными удельными расходами ВВ, происходит усиленный выброс породы по оси выработки, приводящий к разрушению крепления и порче оборудования. Поэтому при переходе на КЗВ следует уменьшить удельный расход ВВ на 10—15%. Окончательно параметры КЗВ выбирают после проведения экспериментальных взрывов.

3.6. ЗАБОЙКА ШПУРОВ ПРИ ВЗРЫВАНИИ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Взрывные работы в угольных шахтах, применяемые для проведения горных выработок и добычи угля, производятся, как правило, шпуровым методом. Для этой цели, в основном, используют буровые коронки и резцы, имеющие диаметр 42—43 мм, и патроны ВВ диаметром 36—37 мм.

Скважинный метод ведения взрывных работ имеет ограниченное применение и используется в большинстве случаев для специальных целей. Так, для передового торпедирования, используемого с целью разупрочнения труднообрушаемых пород кровли впереди очистных забоев, применяют скважины диаметром 93—120 мм и специальные патроны ВВ диаметром 60—70 мм; для гидровзрывной обработки выбросоопасного пласта диаметр скважин принимается равным 55—60 мм, а диаметр патронов ВВ 36—37 мм.

Основной объем взрывных работ приходится на шахты, опасные по газу, и разрабатывающие пласты, опасные по взрыву пыли. На шахты III категории, сверхкатегорные и опасные по внезапным выбросам угля, породы и газа, приходится более 70% подземной добычи угля. Причем около 70% шахт разрабатывает пласты, опасные по взрыву пыли.

Забойка шпуров и скважин при взрывных работах в угольных шахтах повышает разрушающее действие взрыва, предотвращает воспламенение метановоздушной и пылевоздушной смесей с продуктами детонации, исключает поджигание легко воспламеняющихся предметов высокотемпературными частицами, выбрасываемыми при взрывании зарядов из шпуров и скважин, и значительно уменьшает содержание токсичных газов в продуктах взрыва. Причем обеспечение взрывозащиты горных выработок, как показывают исследования, и уменьшение содержания

ядовитых газов за счет применения забойки во многом связаны между собой.

Для наиболее широко применяемых в угольных шахтах предохранительных аммонитов Т-19 и ПЖВ-20 и непридохранительного аммонита 6ЖВ повышение эффекта взрыва при шпуровом методе за счет забойки, в среднем, составляет 18—23%. Это объясняется увеличением времени нахождения продуктов детонации под высоким давлением в шпурах и скважинах и более полным протеканием реакции разложения ВВ.

Время задержки вылета газов забоечным материалом при шпуровом методе, в среднем, составляет 5—15 мс. Для скважинного метода ведения взрывных работ, когда используют скважины глубиной 50—150 м, и длина забойки принимается равной или более 30% ее длины, время задержки может достигать сотен миллисекунд.

Выбор оптимальной длины забойки в производственных условиях следует увязывать с мощностью ВВ, диаметром заряда и крепостью породы. Для различных промышленных ВВ длина забойки может быть определена по формуле

$$l = a \cdot k_2 \cdot W,$$

где k_2 — коэффициент, определяющий мощность ВВ (принимается равным 1,0 — для аммонитов Т-19 и ПЖВ-20; 0,9 — для аммонита 6ЖВ; 0,8 — для детонита М; 0,7 — для скального аммонита №1).

Приведенные формулы рекомендуются для расчета длины забойки в шпурах диаметром 42—46 мм для патронированных ВВ диаметром 36—37 мм. С увеличением диаметра шпуров и зарядов ВВ необходимая длина забойки будет увеличиваться.

Для взрывных работ в угольных шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрыву пыли, исходя из взрывозащитных свойств забойки, рекомендуется применять следующие виды забоечных материалов:

- жидкостная забойка (гидрозабойка). Применяется в виде заливки наклонных шпуров водой и в виде водонаполненных полиэтиленовых ампул. Жидкостная забойка используется в сочетании с запирающей песчано-глинистой забойкой;
- забойки из пластичных материалов (глина и песок, пастообразная смесь типа ПЗМ-3 или увлажненный мел);

- забойка из сыпучих материалов в виде взрывозащитной гранулированной пламелокализирующей смеси состава ЗВС-1 и увлажненной смеси карбамида с хлоридом калия.

Наиболее высокими взрывозащитными свойствами обладает гидрозабойка. Простейшим способом ее осуществления является заливка воды в наклонные шпуры. Защитные свойства такой забойки проявляются прежде всего в малой толщине водяной оболочки вокруг заряда ВВ, при которой исключается опасный прорыв высокотемпературных продуктов детонации в атмосферу.

В практике ведения взрывных работ возможны случаи, когда один или несколько шпуров окажутся без забойки. В результате этого появится возможность воспламенения метановоздушной смеси выбрасываемыми из шпура высокотемпературными продуктами детонации. Для устранения этого опасного явления были проведены специальные исследования возможности и условий создания взрывозащитной среды за счет диспергирования забоечных материалов от действия взрыва смежных ранее взрывааемых шпуровых зарядов.

Так, при взрыве заряда угленита Э-6 массой 0,4—1,0 кг и распыления 0,5—1,5 кг водяной забойки через 15—45 мс образуется облако, концентрация распыленной воды в котором составляет 0,11—0,01 кг/м³. Кроме того, в создаваемом облаке в распыленном виде находятся хлористый натрий, углекислый газ, азот и пары воды, которые дополнительно флегматизируют опасную атмосферу.

Гидрозабойка в виде заливки воды в наклонные шпуры имеет существенный недостаток, который проявляется при групповом короткозамедленном взрывании. При этом может происходить не только уплотнение патронов ВВ и попадание отколотой мелочи между ними, но и выбрасывание гидрозабойки, а также разрыв сплошности заряда.

Как показывают результаты опытов, в рассматриваемых условиях происходит выбрасывание от 15 до 80% воды, помещенной в открытые полиэтиленовые шланги. В случаях заливки воды непосредственно в шпуры наблюдалась полная утечка ее.

При использовании в шпурах с водой запирающей забойки из песка, смеси песка с глиной, доменного гранулированного шлака длиной 0,3 м и более, досылаемой до заряда ВВ (рис. 3.9),

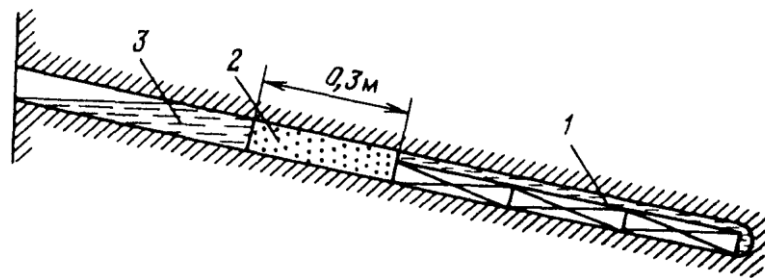


Рис. 3.9. Конструкция забойки в шпурах, залитых водой:
1 — заряд ВВ; 2 — запирающая забойка; 3 — вода

устраняются указанные отрицательные явления при короткозамедленном взрывании. Поэтому применение запирающей забойки в шпурах является обязательным.

Гидрозабойка с использованием водонаполненных ампул с обратным клапаном (рис. 3.10) в последние двадцать лет являлась основным видом забойки при взрывных работах в шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрыву пыли. Наружный диаметр ампул после заполнения их водой равен 37—38 мм, длина — 300—400 мм, толщина полиэтиленовой оболочки составляет 0,1 мм.

Водонаполненные ампулы в шпуре, как правило, находятся между патроном ВВ и запирающей забойкой, плотно прилегая к патрону-боевику с одной стороны. Руководством по применению забойки при взрывных работах в угольных шахтах допускается применять водонаполненные ампулы, располагаемые у дна шпура впереди заряда ВВ и между глиняными пыжами.

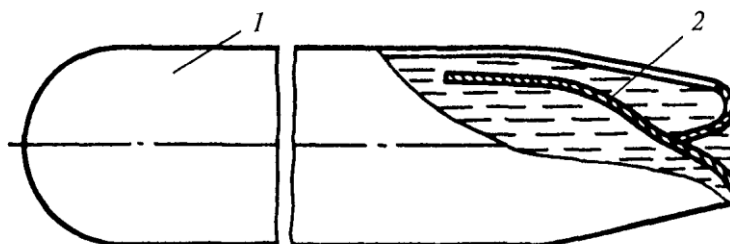


Рис. 3.10. Ампула с обратным клапаном:
1 — оболочка ампулы; 2 — обратный клапан

3.7. ОСОБЕННОСТИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК В ОПАСНЫХ УСЛОВИЯХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

При глубине разработки угля 600 м и более на шахтах Донбасса происходят внезапные выбросы угля из лавы и породы из проходческих забоев объемом от нескольких тонн до сотен и тысяч. Применение в таких случаях механизированной выемки угля и породы опасно, так как при этом рабочие находятся в непосредственной близости от вероятного очага выброса. Для таких условий применяют специальные методы ведения взрывных работ, обеспечивающие максимально возможную безопасность для проходческих и добычных работ.

Увеличение глубины горных работ сопровождается ростом числа выбросоопасных пластов, возрастанием частоты проявления выбросов и их интенсивности. Так, при вскрытии пласта «Мазурка» на шахте им. Гагарина ПО «Артемуголь» было выброшено около 14000 т угля и выделилось 250000 м³ газа.

Сотрясательное взрывание как способ обеспечения безопасности работ, согласно действующим правилам безопасности, должно применяться при вскрытии опасных по выбросам пластов, при проведении подготовительных и очистных выработок по таким пластам, а также при вскрытии угрожаемых пластов. Кроме того, взрывные работы с соблюдением требований сотрясательного взрывания применяются при гидро-взрывной обработке выбросоопасного пласта (пластовое торпедирование) и при передовом (внепластовом) торпедировании.

Сотрясательное взрывание согласно современным представлениям — это методы взрывных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа, которые выполняются в определенном режиме, направленном на защиту людей от последствий возможных выбросов угля, породы и газа. Сотрясательное взрывание имеет два принципиально разных значения: полная отбойка угля и породы в заданном сечении выработки и предотвращение выбросов угля и газа.

Параметры взрывных работ для достижения указанных целей принимаются разными, однако требования режима по обеспечению безопасности взрывных работ, которые определяются в

основном выбросами угля, породы и газа, принимаются подобными.

Выбросы угля и газа, происходящие при производстве сотрясательного взрывания, характеризуются следующими признаками:

- отбросом от забоя угля на расстояние, превышающее протяженность возможного размещения угля, отбитого взрывным способом;
- повышенным по сравнению с обычным газовыделением в горную выработку;
- образованием в угольном массиве характерной полости.

Выбросы породы и газа (метана) представляют собой газодинамические явления, возникающие в песчаниках при взрывных работах за пределами непосредственного динамического воздействия взрыва заряда ВВ. Они характеризуются быстроразвивающимся разрушением массива с отбросом породы и выделением газа. Основными признаками выброса породы и газа являются:

- разрушение породы за пределами проектного сечения выработки;
- образование в массиве полости, оконтуренной породой, расщелившейся на тонкие чешуеобразные пластинки;
- отброс породы от забоя и дробление значительной части ее до размеров крупнозернистого песка;
- повышенное газовыделение в выработку.

Увеличение интенсивности выбросов угля и газа наблюдается и при увеличении площади сечения выработки. Это обуславливается ростом открытой поверхности выбросоопасного пласта.

Значительное влияние на интенсивность выброса угля и газа оказывает угол падения пласта. Так, на пластах пологого падения при сотрясательном взрывании в забоях подготовительных выработок, ниш и при вскрытии пластов максимальная интенсивность выбросов не превышала 2000 т, а при вскрытии пласта крутого падения она достигала 14000 т.

В зависимости от назначения области и условий эффективного применения сотрясательного взрывания условно можно разделить его на шесть видов (табл. 3.3.). Каждый из видов имеет не только определенную область применения и заданный режим взрывания, но и характеризуется специфическими параметрами ведения взрывных работ.

Таблица 3.3

Вид (область) сотрясательного взрыва	Назначение сотрясательного взрыва
Вскрытие пластов	Отбойка породы и угля в зонах приближения и удаления
Угольные и смешанные забои подготовительных и очистных выработок	Полная отбойка угля или угля и породы в заданном сечении выработки
Забои выработок, проводимые по выбросоопасным породам	Отбойка породы в заданном сечении выработок
Способы снижения интенсивности и частоты выбросов угля и газа при проведении подготовительных и нарезных выработок	Снижение интенсивности и частоты выбросов угля и газа при сотрясательном взрывании
Торпедирование (гидровзрывная обработка) призабойной части угольного пласта в подготовительных и очистных выработках	Предотвращение выбросов угля и газа
Передовое (внепластовое) торпедирование вмещающих пород на выемочных участках впереди очистных забоев	Предотвращение или снижение интенсивности и частоты выбросов угля и газа

Под вскрытием (пересечением) пластов понимается комплекс работ, связанных с приближением к пласту, его пересечением и удалением от пласта. Обычно эти работы производятся с помощью сотрясательного взрыва, которое начинается с 4 м от пласта и заканчивается после удаления забоя вскрывающей выработки на расстояние не менее 4 м за пласт. Указанные расстояния определяются по нормали к пласту.

Пересечение пластов в большинстве случаев производится квершлагами, значительно реже — вертикальными стволами и лишь в отдельных случаях гезенками и другими выработками. При этом вскрывающая выработка подразделяется на участки приближения, пересечения (обнажения) и удаления от пласта. Схемы вскрытия крутых и пологих пластов квершлагами и величины указанных участков (по нормали) приведены на рис. 3.11.

Параметры сотрясательного взрыва в значительной мере зависят от условий ведения взрывных работ, среди которых следует выделить крутые и пологие пласты.

Толщина породной толщи между крутым пластом и забоем квершлага перед непосредственным пересечением его при сотрясательном взрывании принимается не менее 2 м (по норма-

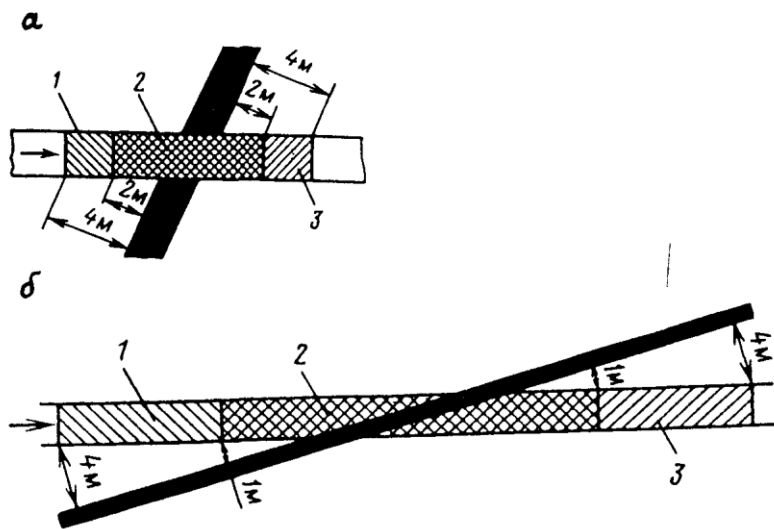


Рис. 3.11. Схемы вскрытия пластов квершлагами:
a — крутых; *б* — пологих; 1 — участок приближения; 2 — участок пересечения; 3 — участок удаления

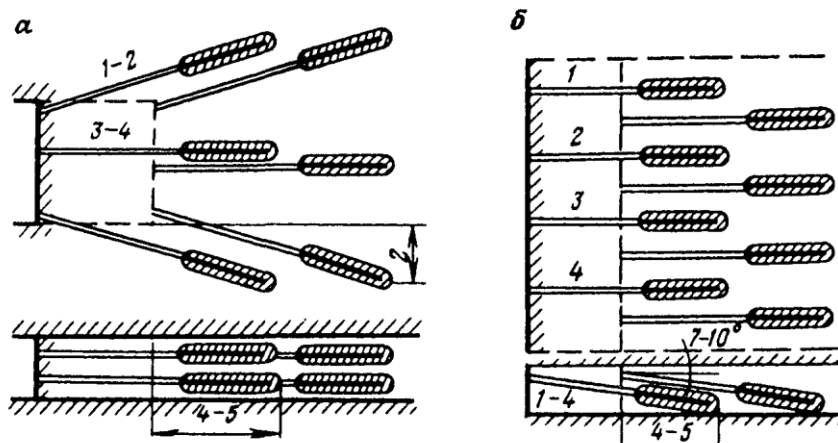


Рис. 3.12. Схемы последовательного разрушения массива при вскрытии крутого пласта мощностью 0,6—2,5 м (*a*) и до 0,55 м (*б*):
 1, 2, 3, 4 — зоны массива, поочередно разрушаемые взрывом заряда

ли). При мощности пласта более 2,5 м, а также при пересечении наклонных и крутых пластов величина породной пробки может быть уменьшена до 1 м. Такая же толщина породной пробки между забоем вскрывающей выработки и пластом перед его обнажением и пересечением может приниматься для тонких пластов пологого падения.

Для каждого забоя вскрывающей выработки, где будет применяться сотрясательное взрывание, составляются паспорта буровзрывных работ на приближение к пласту, его пересечение и удаление от пласта. Пересекать квершлагами пласты крутого падения мощностью до 2,5 м целесообразно за одно взрывание с полной отбойкой породной пробки и угля. Паспорта буровзрывных работ составляются таким образом, чтобы весь отрезок вскрывающей выработки проходил за минимальное число сотрясательных взрываний (рис. 3.12).

Опыт применения короткозамедленного способа взрывания с одновременной отбойкой породной толщи и крутого пласта свидетельствует о необходимости выбора специальных эффективных схем последовательности разрушения массива. Согласно рекомендуемой схеме (рис. 3.13) вначале отбивается центральная часть породной пробки, затем пласт угля и оставшаяся часть породной пробки. Такую последовательность разрушения отдельных частей массива, показанную на рис. 3.13, можно осуществить на пластах мощностью 0,6 м и более путем применения короткозамедленных электродетонаторов и рассредоточенных зарядов. При вскрытии пластов мощностью 0,55 м следует применять принятую для подготовительных выработок схему разрушения массива с помощью короткозамедленного взрывания без урусного расположения зарядов ВВ.

Вскрытие пластов сотрясательным взрыванием производится, как правило, с использованием ВВ IV класса (аммонитов Т-19 и ПЖВ-20). Однако при наличии в породной пробке песчаника или другой крепкой породы эти ВВ не всегда обеспечивают необходимую эффективность взрывных работ. Поэтому в забоях выработок, проводимых по породам с коэффициентом крепости, равным 5 и более по шкале М.М. Протодяконова, допускается использовать до обнажения угольного пласта ВВ III класса (аммонит АП-5ЖВ), имеющего более высокую работоспособность.

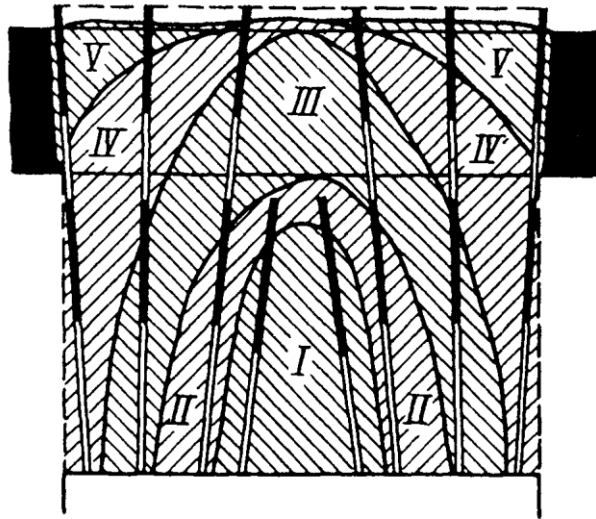


Рис. 3.13. Рассредоточенные (двухъярусные) заряды:
I—V последовательность разрушения

Значения удельных расходов ВВ IV класса для сотрясательного взрывания по углю и породе при пересечении пластов крутого падения квершлагами рекомендуется принимать согласно данным табл. 3.4.

Удельный расход ВВ при пересечении пластов пологого падения со стороны почвы целесообразно принимать на 15—20% меньше по сравнению с табличными данными.

Необходимо при пересечении выбросоопасных пластов использовать такой паспорт БВР, при котором заряды ВВ распола-

Таблица 3.4

Коэффициент крепости пород по шкале проф. Протодьяконова	Удельный расход ВВ (кг/м ³) при площади сечения выработки, м ²				
	< 6	6—8,5	9—11,5	12—15,5	≥16
0,8—2,0	1,5—1,7	1,4—1,5	1,3—1,4	1,2—1,3	1,1—1,3
2,5—3,5	2,0—2,2	1,9—2,0	1,7—1,8	1,6—1,7	1,4—1,6
4,0—5,5	2,2—2,4	2,0—2,3	1,8—2,1	1,7—1,9	1,6—1,7
6—7	2,3—2,5	2,2—2,4	2,1—2,4	2,0—2,2	1,8—2,0
>7	2,8—3,5	2,5—3,3	2,3—3,0	2,2—2,9	2,1—2,7

гаются в породной толще и в угольном массиве. Причем замедления электродетонаторов короткозамедленного действия должны располагаться таким образом, чтобы вначале разрушалась породная пробка, а затем — пласт угля.

Ярусное расположение зарядов с последовательной отбойкой разрушаемого массива может быть осуществлено путем использования рассредоточенных (двухъярусных) зарядов, разделенных промежуточной забойкой. Анализ условий эффективного и безопасного применения рассредоточенных зарядов и результаты исследований указывают, что их необходимо применять при соблюдении следующих условий: масса заряда ВВ IV и V классов в первом ярусе принимается не более 1,2 кг, длина промежуточной забойки между рассредоточенными зарядами должна быть не менее 0,75 м, в качестве материала промежуточной забойки может служить смесь песка с глиной в соотношении 1 : 1 или комбинированная забойка из полиэтиленовых ампул с водой длиной не менее 0,6 м в сочетании с запирающей забойкой из глины длиной не менее 0,15 м, интервал замедления между зарядами I и II ярусов одного шнура целесообразно принимать равным 30—50 мс, проводники электродетонаторов соединяются последовательно. В случаях пересечения выбросоопасных пластов вертикальными стволами, когда для сотрясательного взрывания используются ВВ II класса, рассредоточенная конструкция зарядов может эффективно применяться при несколько иных параметрах, а именно: масса заряда I яруса принимается не более 1 кг, длина промежуточной забойки из смеси глины с песком, песка, доменного гранулированного шлака с водой должна быть не менее 1 м.

Угольные и смешанные забои. Проведение подготовительных выработок сотрясательным взрыванием может осуществляться с опережающей отбойкой угля или с одновременной отбойкой угля и породы. Практика ведения взрывных работ показывает, что первая схема может использоваться при проведении выработок смешанными забоями на пластах средней мощности, а вторая схема нашла наибольшее распространение на тонких и весьма тонких пластах. Применение второй схемы, получившей распространение на шахтах Донбасса, сокращает число взрываний и практически уменьшает вероятность воспламенения метано-воздушной и пылевоздушной смесей.

Паспорта буровзрывных работ для проведения подготовительных выработок на пластах пологого и наклонного падения составляются таким образом, чтобы за минимальное число сотрясательных взрываний достигалось максимальное продвижение забоя. При этом коэффициент использования шпуров должен быть не менее 0,85 при взрывании только по углю и не менее 0,8 при одновременном взрывании по углю и породе.

При сотрясательном взрывании только по углю глубина шпуров принимается в пределах 1,8—2,9 м, а при одновременном взрывании по углю и породе в смешанном забое — 1,8—2,6 м.

Эффективность взрывания зависит также от количества шпуров на 1 м площади сечения забоя. Усредненные значения этого показателя при проведении подготовительных выработок на пластах пологого и наклонного падения приведены в табл. 3.5.

Масса шпурового заряда обычно устанавливается опытным путем в зависимости от глубины шпура, крепости породы и других показателей. Обычно для шпуров, пробуренных по углю и имеющих глубину 1,8—2,5 м, она принимается равной 0,6—0,9 кг, а для шпуров такой же глубины по породе, имеющей коэф-

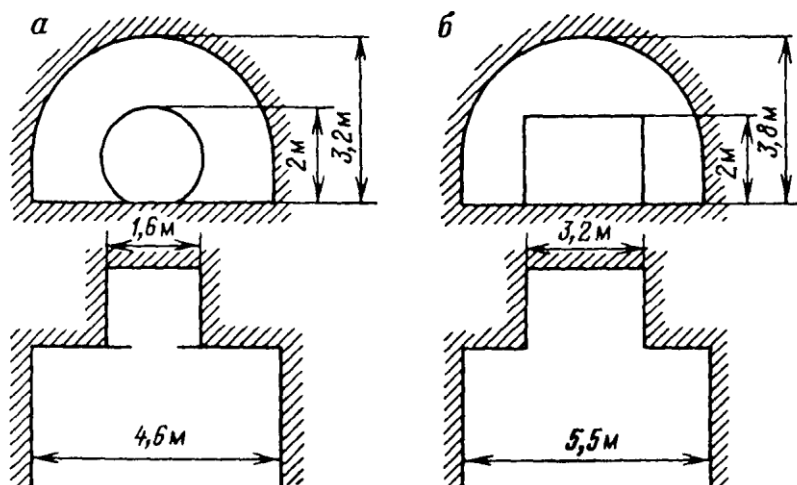


Рис. 3.14. Схемы проведения подготовительных выработок сотрясательным взрыванием опережающего забоя малого сечения:
a — круглого, *б* — прямоугольного

Таблица 3.5

Коэффициент крепости пород и угля по шкале М М Прото- дьяконова	Число шпуров на 1 м ² забоя при площади сечения забоя, м ²				
	1,5—4,0	5,8—8,0	9,0—12,0	13,0—16,0	17,0—20,0
1,0—2,5	2,3—2,6	2,1—2,3	1,8—2,1	1,5—2,0	1,2—1,5
3,0—4,5	2,6—3,0	2,4—2,6	2,1—2,4	2,0—2,3	1,6—1,9
5,0—6,5	3,0—3,5	2,8—3,0	2,5—2,8	2,4—2,7	2,0—2,2
7—10	3,4—3,8	3,2—3,4	2,9—3,3	2,8—3,1	2,3—2,5

коэффициент крепости по шкале М.М. Прото-дьяконова 3—6, составляет 0,9—1,2 кг.

Сотрясательное взрывание в угольных и смешанных забоях подготовительных выработок предназначено для полной отбойки угля или угля и породы по всему поперечному сечению выработки. Это обеспечивается правильным выбором паспортов буровзрывных работ, которые должны исключить оформление угольного забоя с помощью машин или ручных ударных инструментов. Особенно важно обеспечение высокой эффективности в зонах геологических нарушений, где происходит значительное число выбросов угля и газа, а дополнительное оформление выработки является опасным.

Выбросоопасные породы. Выработки по выбросоопасным породам (песчаникам), как показали проведенные наблюдения, следует проводить с применением прогноза их выбросоопасности и оптимизации параметров взрывных работ. Эти меры направлены на уменьшение интенсивности и частоты выбросов песчаника и газа при взрывных работах.

Одним из основных параметров оптимизации является проведение выработок с опережающим забоем малого сечения (рис. 3.14), когда взрывные работы выполняются в обоих забоях за один прием. Необходимый эффект локализации выбросов достигается в том случае, когда отбитая взрывом порода основного забоя полностью перекрывает сечение опережающего забоя.

Уменьшение интенсивности и частоты выбросов породы может достигаться также за счет определенной последовательности отбойки породы. Так, в условиях проведения выработок одновременно по выбросоопасному слою песчаника и слою сланца

или по выбросоопасным или невыбросоопасным песчаникам целесообразно шпуров располагать в следующих местах: в выбросоопасном слое песчаника, если этот песчаник находится в средней или нижней части забоя выработки; только в нижней части забоя, если выбросоопасный песчаник находится в верхней части забоя выработки.

Оптимальные параметры паспортов буровзрывных работ для проведения выработок по выбросоопасным породам

Удельный расход предохранительных ВВ, кг/м ³	1,6—1,8
Глубина шпуров, м	1,6—1,8
Число шпуров в опережающем забое, не более:	
в зонах высокой степени опасности	12
в зонах невысокой и средней степени опасности	21
Размеры опережающего забоя в зонах высокой степени опасности, м:	
высота	2,0
ширина	1,6
Размеры опережающего забоя в зонах невысокой и средней степени опасности, м:	
высота	2,0
ширина	3,2
Допустимое замедление, не более, мс	135

Заслуживает внимания предложение Института геотехнической механики Академии Украины по применению амортизирующих (демпфирующих) прокладок, располагаемых в шпурах со стороны массива (рис. 3.15), что снижает взрывное воздейст-

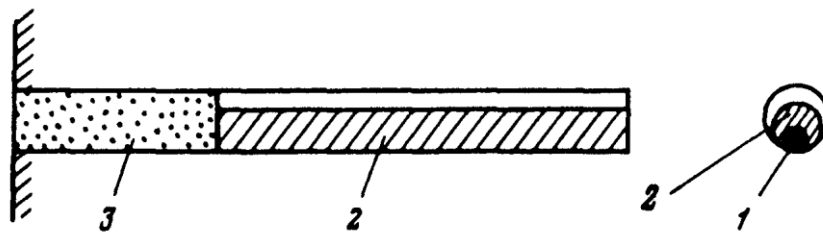


Рис. 3.15. Схема заряжения шпуров зарядами с амортизирующими прокладками:

1 — заряд ВВ; 2 — амортизирующая прокладка; 3 — забойка

вие на массив и уменьшает вероятность внезапного выброса породы.

Главным недостатком перечисленных методов является то, что они не изменяют состояния очага выброса, а только могут уменьшить мощность выброса.

С этой точки зрения лучшим является предложенный МГИ метод предварительной дегазации очага выброса глубинными взрывами. Сущность его заключается в следующем:

- разведочным бурением под защитой породной пробки длиной не менее 5 м обнаруживают выбросоопасный очаг (рис. 3.16, *а*);
- в зону очага бурят 3—4 глубоких скважины диаметром 100—150 мм, которые заряжают на выбросоопасном участке мощными зарядами и взрывают (рис. 3.16, *б, в*). При этом происходит глубинное разрушение массива и трещинообразование, что приводит к открытию замкнутых пор песчаника, метан из которых выбрасывается через скважину в выработку. Развязывание выброса не происходит, т.к. этому препятствует породная пробка;
- после полной дегазации возобновляется работа по проведению выработки обычным взрывным способом в режиме сотрясательного взрывания (рис. 3.16, *г*).

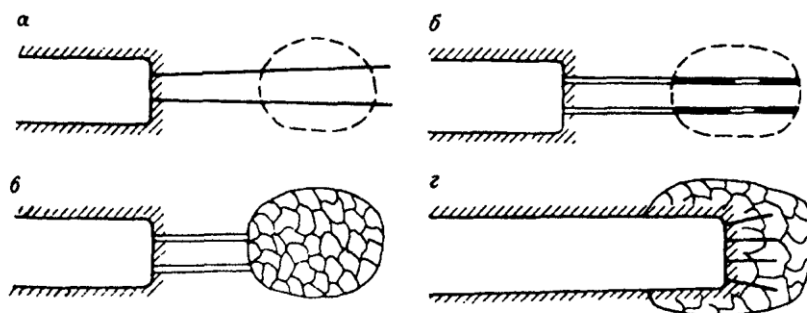


Рис. 3.16. Схема проходки выработок в выбросоопасных породах: *а* — обнаружение выбросоопасного очага опережающим керновым бурением; *б* — обуривание глубокими скважинами для взрывания; *в* — дегазация выбросоопасного очага глубинным взрывом; *г* — проходка выработки после дегазации

3.8. СПОСОБЫ СНИЖЕНИЯ ИНТЕНСИВНОСТИ ВЫБРОСОВ ПРИ СОТРЯСАТЕЛЬНОМ ВЗРЫВАНИИ

Применение сотрясательного взрывания в угольных и смешанных забоях и при вскрытии пластов в некоторых случаях сопровождается интенсивными выбросами угля и газа, которые приводят к возникновению аварийных ситуаций и значительно усложняют ведение горных работ, снижая их безопасность и технико-экономические показатели. Кроме того, зарегистрированы выбросы угля и газа при воздействии на призабойный участок угольного пласта машинами, механизмами и ручными инструментами после сотрясательного взрывания. Таким образом, повышение безопасности работ при проведении выработок по выбросоопасным пластам связано с предотвращением выбросов угля и газа или с уменьшением их интенсивности и частоты. Это может быть достигнуто при производстве сотрясательного взрывания следующим образом:

- взрыванием зарядов ВВ в коротких шпурах, расположенных в пределах естественной зоны разгрузки, превышающей глубину шпуров на 1,0—1,5 м;
- увеличением зоны разгрузки призабойной части угольного пласта путем взрывного воздействия на угольный массив;
- применением схемы проведения подготовительных выработок с опережающей взрывной отбойкой боковых пород без бурения шпуров по углю.

Уменьшение интенсивности и частоты выбросов угля и газа может быть достигнуто локализацией выбросов угля и газа путем создания преграждающей перемычки из отбитой от массива породы.

Взрывание зарядов в коротких шпурах. Способ сотрясательного взрывания, основанный на регулировании глубины шпуров в зависимости от размеров естественной зоны разгрузки целесообразно применять при проведении подготовительных и очистных выработок по особо выбросоопасным пластам (зонам), в которых естественная разгруженная зона угольного пласта впереди забоя выработки составляет не менее 2 м.

Опыт применения сотрясательного взрывания показывает, что глубину шпуров, м, принимают не менее:

При проведении подготовительных выработок	0,8
При производстве сотрясательного взрывания в очистных забоях, в которых используются комбайны с шириной захвата 0,63 м	1,1
В очистных забоях, в которых работают комбайны с шириной захвата 0,8 м	1,3
В очистных забоях с комбайнами, имеющими ширину захвата 1 м.	1,5

Определение глубины зоны разгрузки перед сотрясательным взрыванием производится в соответствии с требованиями действующей Инструкции по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа.

Передовое рыхление вмещающих пород. Способ увеличения зоны разгрузки в призабойной части пласта с помощью передового рыхления вмещающих пород предназначен для проведения подготовительных выработок смешанными забоями по особо выбросоопасным пластам в зонах геологических нарушений, повышенного горного и опорного давления. Этот способ не рекомендуется применять в трещиноватых и обводненных забоях, в которых бурение и зарядание глубоких шпуров, предназначенных для передового рыхления, невозможно или трудно осуществимо.

Сущность способа сводится к бурению одного ряда глубоких шпуров по породе вблизи выбросоопасного пласта и к взрыванию в них зарядов ВВ, которые должны обеспечивать опережающую разгрузку в массиве угля. При этом в смешанных забоях одновременно взрывают шпуровые заряды в глубоких шпурах для рыхления породы и заряды в коротких шпурах, предназначенных для отбойки угля и породы. Причем первыми должны взрываться заряды рыхления.

Выбор основных параметров паспортов БВР целесообразно принимать в соответствии со следующими рекомендациями:

- глубокие шпуры, используемые для передового рыхления вмещающих пород, располагают в почве или кровле пласта на расстоянии 0,3—0,5 м от него, а крайние шпуры выходят за проектный контур выработки на 0,5—1,0 м;

- число глубоких шпуров на забой принимают исходя из рекомендуемых расстояний между ними и ширины забоя выработки; при этом расстояние между шпурами, выходящими за контур выработки, и смежными с ними принимают равным 0,7—1,0 м, а между остальными — не более 1,0—1,2 м;
- глубину шпуров для передового рыхления породы принимают в 2 раза больше глубины шпуров, используемых для отбойки угля и породы;
- масса зарядов ВВ в глубоких шпурах для передового рыхления зависит от крепости и устойчивости вмещающих пород; для крепких и устойчивых пород массу заряда на один шпур глубиной 3,6—4,0 м принимают равной 1,5—1,8 кг; для слабых неустойчивых пород кровли массу заряда можно уменьшить на один шпур до 1,2 кг;
- инициирование зарядов ВВ, используемых для передового рыхления породы и отбойки угля и породы по всему сечению забоя, осуществляют электродетонаторами короткозамедленного действия; при этом может быть пропуск двух серий замедления между зарядами передового рыхления в смежных с ними зарядах для отбойки угля и породы, а интервал замедления между ними не должен превышать 60 мс (по номиналу).

Проведение выработок с опережающим гидровзрыванием. Проведение подготовительных выработок с опережающим гидровзрыванием может осуществляться смешанными забоями только при одновременной отбойке угля и породы.

В качестве гидрозабойки используются полиэтиленовые ампулы на глубину опережающей части шпура, заполняемые водой после помещения их в шпуры. При этом диаметр ампулы принимается на 1—2 мм больше диаметра шпуров. Для гидрозабойки могут также применяться стандартные полиэтиленовые ампулы, предварительно заполненные водой или пульпой (смесь воды с мелом или глиной) и досылаемые в шпуры перед помещением в них зарядов ВВ. При этом после посылки указанных ампул в шпуры оставшийся радиальный зазор между стенкой шпура и оболочкой ампулы заполняется водой.

Выбор параметров паспортов БВР производится исходя из следующих рекомендаций (рис. 3.17):

- расстояние между смежными шпуровыми зарядами с опережающей гидрозабойкой принимается в пределах 0,6—1,0 м;
- оконтуривающие шпуры располагаются таким образом, чтобы заряды ВВ выходили за проектный контур выработки на расстояние не менее 0,2 м, а опережающая гидрозабойка — не менее 0,5 м;
- максимальная глубина шпуров принимается не более 4 м, а опережающая гидрозабойка — на половину глубины шпуров;
- масса заряда в шпурах с опережающей гидрозабойкой принимается на 0,3 кг больше массы зарядов в шпурах, используемых для отбойки угля.

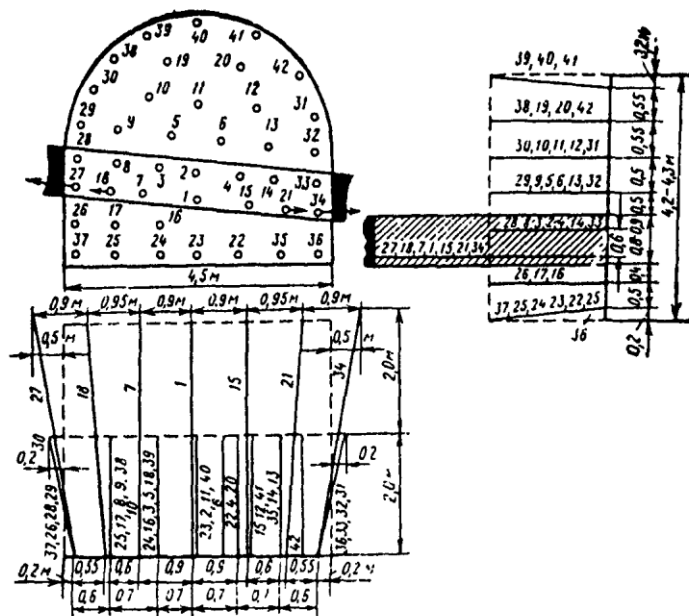


Рис. 3.17. Схема расположения шпуров (1—42) для паспорта буровзрывных работ с использованием опережающего гидровзрывания

Проведение подготовительных выработок с опережающей отбойкой боковых пород. Схема проведения подготовительных выработок смешанными забоями с опережающей взрывной отбойкой вмещающих пород без бурения шпуров по углю используется на крутых пластах, склонных к высыпанию, мощностью до 0,8 м. В отдельных случаях эта схема может использоваться на пологих пластах — в зонах препарированного угля, где бурение и зарядание шпуров по углю практически невозможно. В последнем случае выбросоопасный пласт угля должен находиться сверху или между отбиваемыми взрывом боковыми породами.

Способ локализации выбросов угля и газа с помощью преграждающей породной перемычки допускается применять на особо выбросоопасных пластах мощностью до 1 м при глубине залегания до 1000 м при проведении горизонтальных и наклонных подготовительных выработок смешанными забоями с верхней подрывкой породы. При этом наибольший эффект локализации достигается при проведении выработок площадью сечения более 15 м² по простиранию и восстанию пласта, площадью сечения более 10 м² при проведении выработки по падению пласта и не более 5 м², если выработка проводится по восстанию пласта.

Насыпная преграждающая перемычка образуется из отбитой от массива породы, взорванной с некоторым замедлением после отбойки угля. В этом случае взорванная порода создает условия, препятствующие движению выброшенного угля, а ее раздробленность обеспечивает фильтрацию газа из забоя угольного пласта.

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ
ВЗРЫВНЫХ РАБОТ
ПРИ ПОДЗЕМНОЙ
РАЗРАБОТКЕ УГЛЯ

4.1. МЕТОДЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ПЛАСТАХ НЕБОЛЬШОЙ МОЩНОСТИ

Правильное залегание на больших площадях, невысокая крепость угля обеспечивают простоту его отбойки и расчета зарядов.

Разрушение угля в лавах с помощью взрывов в настоящее время производится редко только для наиболее крепких и вязких типов. Однако при росте цен на комбайны и оборудование объем применения взрывных работ будет возрастать.

При отбойке угля в лаве без подрубки шпуров располагают в один или два ряда (при мощности пласта более 1 м) наклонно к линии забоя (рис. 4.1, *а*), чтобы обеспечить отбрасывание угля. Удельный расход предохранительных ВВ составляет 0,2–0,4 кг/м³.

При отбойке угля с подрубкой (рис. 4.1, *б*) шпуров бурят на величину вруба перпендикулярно линии забоя и заряжают их из расчета удельного расхода ВВ (типа ПЖВ-20, Т-19) 0,1–0,2 кг/м³.

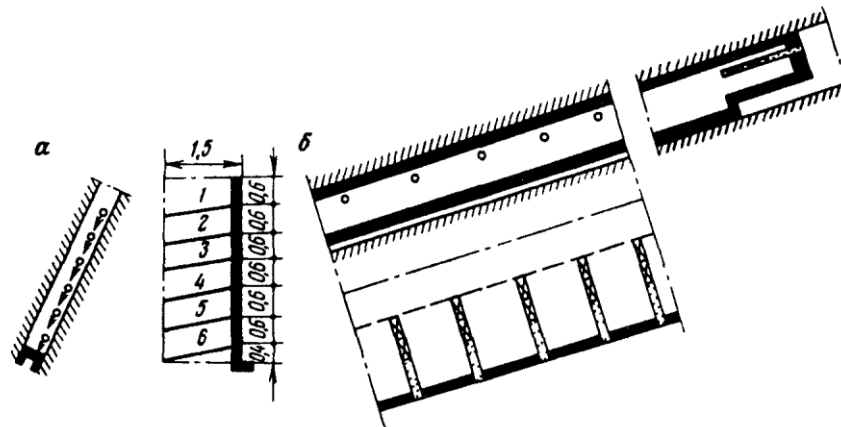


Рис. 4.1. Схемы взрывного разрушения угля в лаве:
а — без подрубки; *б* — с подрубкой

Образование ниш в лавах производят с помощью взрывов, средств беспламенного взрывания или применением отбойных молотков.

Взрывные работы применяют также для предварительного ослабления пласта по всей длине лавы с последующей его выемкой угледобывающими машинами. При этом применяют гидровзрывание, при котором в шпур или в скважину с гидрозатвором предварительно нагнетают воду под давлением $(500-100) \cdot 10^5$ Па до появления капель на поверхности угольного пласта. После этого гидрозатворы извлекают и производят зарядание скважин патронами ВВ, помещенными вместе с боевиком в полиэтиленовые шланги. После зарядания в скважины снова вставляют гидрозатворы, нагнетают воду и производят взрывание.

Энергия взрыва передается вследствие несжимаемости воды на все поверхности трещин, заполненных водой. За счет этого достигается увеличение зоны активного взрывного воздействия на угольный пласт и снижение его прочности.

Для увеличения времени (эффекта) действия взрыва между зарядом и гидрозатвором оставляют определенный объем воды длиной 0,5—1,0 м. Наилучшие результаты при гидровзрывании получают с соотношением диаметра скважин и патронов, равным 1 : 2.

Наличие воды вокруг заряда обеспечивает высокую безопасность выполнения взрывов. Слой воды толщиной 5 мм полностью флегматизирует продукты взрыва даже непродохранительных ВВ.

Некоторые параметры гидровзрывания:

	<i>Ослабление угля</i>	<i>Отбойка угля</i>
Величина заряда Т-19, ПЖВ-20, кг	0,3	0,4—0,6
Длина шпуров, м	1,5—3,0	1,3—2,0
Расстояние между шпурами, м	3,5—5,0	0,6—0,8
Безопасное расстояние для людей, м	5—10	15—20

Фронтальная взрывная выемка угля с помощью скважинных или шпуровых зарядов применяется при угле падения пластов более 45° и устойчивых вмещающих породах.

При шпуровых зарядах высота подэтажа применяется более 20 м. Глубина скважин зависит от применяемой буровой техники

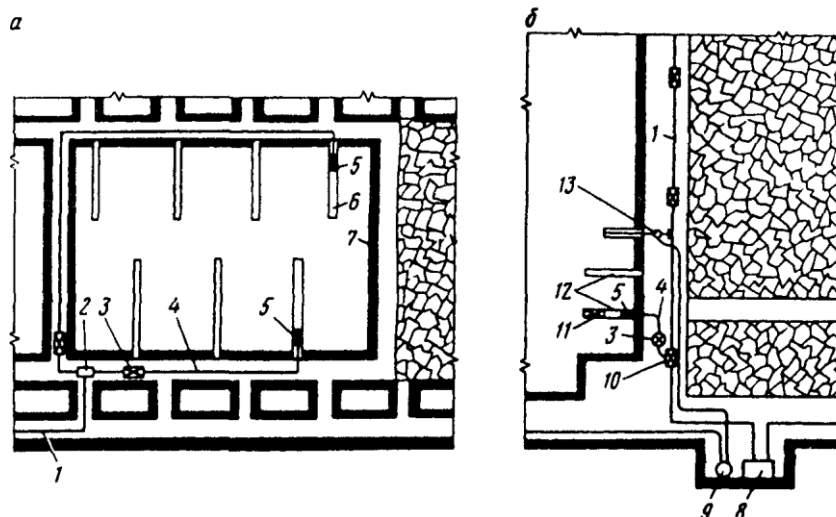


Рис. 4.2. Схемы расположения шпуров и скважин при гидровзрывании угольного пласта:

а — скважины параллельны линии забоя; *б* — шпуров перпендикулярны линии забоя; 1 — водопроводная сеть; 2 — насос; 3 — пульт управления; 4 — шланг; 5 — гидрозатворы; 6 — скважины длиной 10—15 м; 7 — линии забоя; 8 — насосная станция; 9 — пусковая аппаратура; 10 — место подсоединения шланга; 11 — заряд ВВ; 12 — шпуров; 13 — электросверло

и устойчивости вмещающих пород. Конструкция зарядов в скважинах показана на рис. 4.2.

4.2. ВЗРЫВНАЯ ПОСАДКА УГОЛЬНОЙ КРОВЛИ

При разработке пластов большой мощности обрушение кровли с помощью взрывных работ выполняется в тех случаях, когда кровля состоит из мощного слоя крепких пород, труднообрушающихся при выбивании крепи, а также когда длина лавы или шаг посадки недостаточны для ее самообрушения. Взрывное обрушение кровли целесообразно применять также и в тех условиях, где обычные способы управления ею оказываются опасными: в лавах крутых пластов, в горизонтальных и наклонных слоях мощностью 3,5 м и более и т. д.

Основные особенности взрывных работ при обрушении кровли: большая трудоемкость бурения шпуров (скважин), необходимость одновременного взрывания большого числа шпуровых зарядов, зарядание шпуров снизу вверх.

Главной целью взрывных работ при этом является создание специальной вруба (щели) по всей длине лавы. В крепких поро-

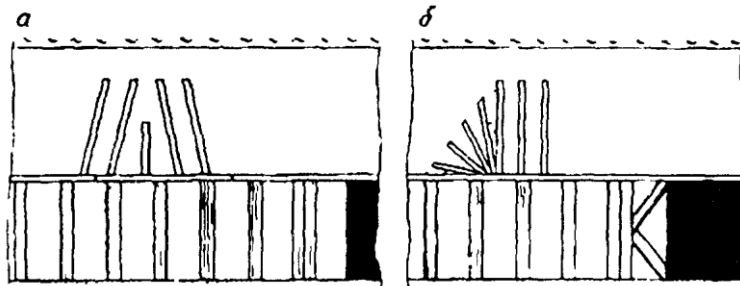


Рис. 4.3. Схемы расположения шпуров при взрывном обрушении кровли: *a* — клиновой вруб; *б* — веерный вруб

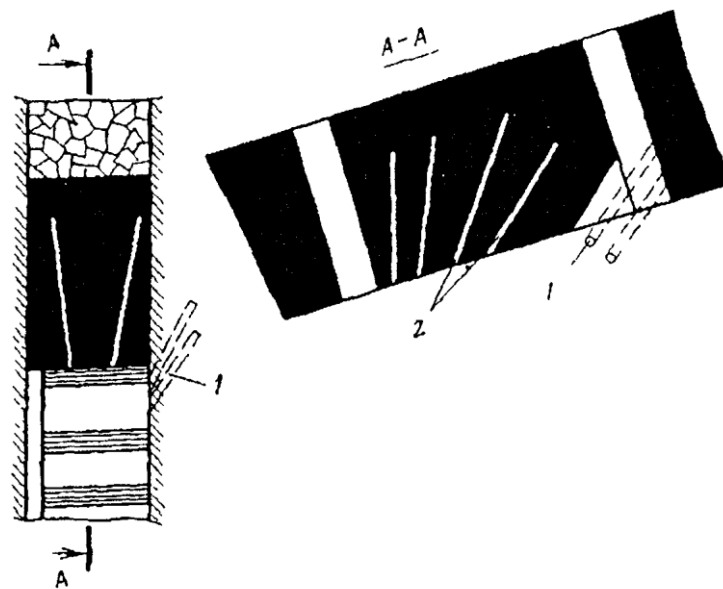
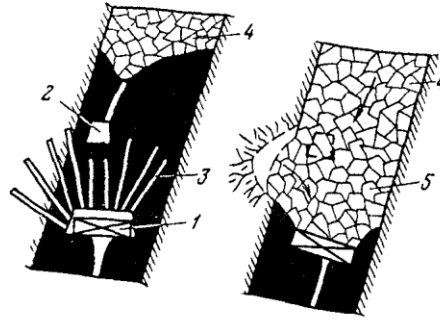


Рис. 4.4. Схемы расположения шпуров при разрушении междуэтажных целиков угля:
1 — шпуров для частичного рыхления (подсечка) почвы пласта; *2* — расположение шпуров по угляю

Рис. 4.5. Способ обрушения целика угля над щитом и в кровле пласта при создании предохранительной подушки:

1 — щит; 2 — откаточный штрек отработанного горизонта, 3 — шпур; 4 — старое выработанное пространство; 5 — предохранительная породно-угольная подушка



дах получить хороший вруб-щель трудно, поскольку в угольных шахтах используют только предохранительные ВВ, обладающие пониженной работоспособностью. Этого достигают обычно применением усиленных зарядов ВВ в шпурах, поэтому удельный расход ВВ q при взрывном обрушении кровли может составлять 2 кг/м^3 и более; его определяют, как правило, опытным путем.

На очень крепких породах (коэффициент крепости $f \geq 8$) применяют веерный вруб, а при менее крепких — клиновой вруб (рис. 4.3). При этом принимают число рядов отбойных шпуров не более трех, минимальное расстояние между шпуровыми зарядами ВВ — не менее $0,3 \text{ м}$, а максимальное расстояние между рядами и шпурами в одном ряду — не более 1 м .

На крутом падении с помощью взрывных работ часто производят разрушение междуэтажных целиков угля (рис. 4.4) или частичное обрушение пород кровли для создания породно-угольной подушки над щитами (рис. 4.5). Опыт Кузбасса показывает, что для этих целей наиболее целесообразно использовать камерные заряды (рис. 4.6).

Согласно рекомендации ВНИМИ, наклонная высота породно-угольной подушки над щитом h_n должна составлять не менее 50% наклонной высоты отрабатываемого щитом столба H . Эта подушка является эффективной защитой против прорыва глины под щит, поэтому ее называют предохранительной подушкой, ее объем, м^3 ,

$$V = h_n L_{\text{щ}} M = 0,5 H L_{\text{щ}} M,$$

где $L_{\text{щ}}$ — длина щита, м; M — нормальная вынимаемая мощность угольного пласта, м.

При взрыве с показателем $n = 1$

$$V = k_p W^3 + k_p L_{\text{щ}} M h_n,$$

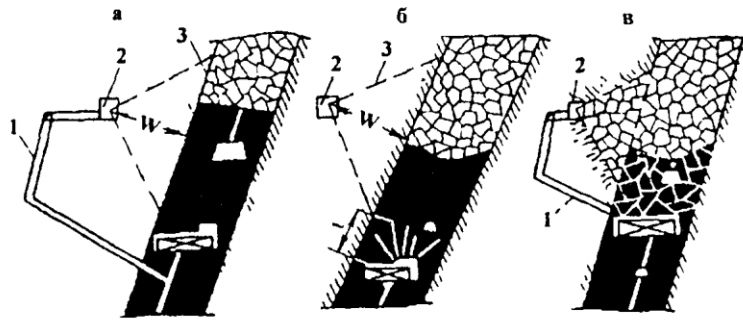


Рис. 4.6. Способы обрушения кровли пласта камерными зарядами:
a — камерный заряд без бурения шпуров из-под щита; *б* — камерный заряд в сочетании со шпуровыми, расположенными в защитной зоне; *в* — состояние пород после взрыва; 1 — подводящие выработки; 2 — камеры для ВВ; 3 — контур расчетной воронки взрыва

где k_p — коэффициент разрыхления породы, равный $1,8 \div 1,9$ для пород с $f = 4 \div 6$ и $2 \div 2,2$ для пород с $f = 6 \div 12$;

k_p — коэффициент разрыхления угля, равный $1,3 \div 1,4$ соответственно для средней крепости и крепостью с $f = 0,8 \div 4$;

W — ЛНС камерного заряда, м;

h_u — наклонная высота межгоризонтального целика угля, м.

Из приведенных выражений следует, что

$$W = \sqrt[3]{\frac{L_u M}{k_p} (0,5H - k_p h_u)}.$$

Величина одного камерного заряда над щитом

$$Q = qW^3,$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м^3 , который рекомендуется принимать от 1,8 до 5,0 кг/м^3 .

В случае использования нескольких камерных зарядов над щитом величина каждого из них соответственно составляет Q/N (здесь N — число камерных зарядов).

Минимально допустимое по разрушающему действию взрыва расстояние от щита до нижнего края контура основания воронки взрыва по кровле пласта принимают в пределах 25—30% от расчетной величины W .

Камеры с ВВ располагают выше уровня монтажной рассечки в породах висячего бока на расстоянии 4—16 м (по нормам). С вен-

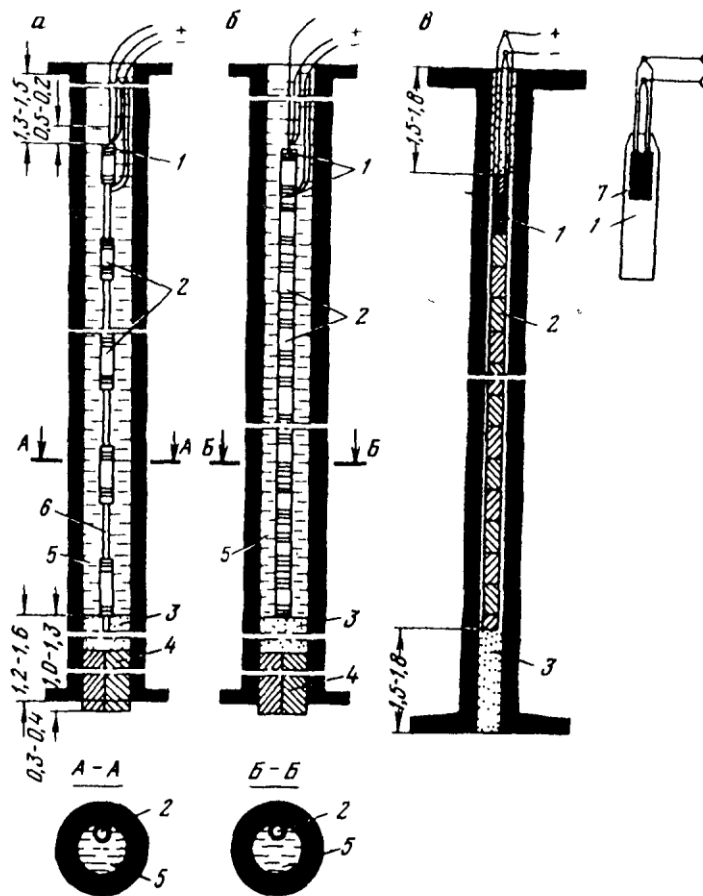


Рис. 4.7. Конструкции скважинных зарядов:

a — рассредоточенный с ДШ; *б* — сплошной без ДШ; *в* — сплошной малого диаметра; 1 — боевик; 2 — патроны ВВ; 3 — забойка; 4 — деревянная пробка; 5 — вода; 6 — магистраль ДШ; 7 — ЭД

тиляционного штрека или из-под одной из секций щита к камерам проводят наклонные и горизонтальные выработки площадью поперечного сечения 1,5—2,5 м². При этом в горизонтальных выработках после заряжания камер размещают забоечный материал.

Для обеспечения безопасности и надежности взрывных работ, согласно опыту Кузбасса, необходимо соблюдать следующие условия:

- взрывание камерных зарядов выполнять при отсутствии над щитом труднопроветриваемых пустот (куполов, крупных вывалов угля и т. п.) и только до пуска щита в эксплуатацию;
- заряды располагать так, чтобы разрушающее действие взрыва распространялось не только на угольный целик над щитом, но и обязательно захватывало отработанное пространство пласта выше этого целика;
- забойка должна полностью заполнять горизонтальные ходки, подводящие к зарядной камере, а на расстоянии 2 м от заряда должна укладываться инертная пыль;
- для взрывания камерных зарядов необходимо использовать две дублирующие электровзрывные сети.

Фронтальную взрывную выемку угля с помощью скважинных зарядов применяют при угле падения пласта более 45° и устойчивых вмещающих породах. Конструкции зарядов в скважинах показаны на рис. 4.7.

Схема расположения скважин при взрывной выемке угля приведена на рис. 4.8, *а* и *б*.

Взрывное разрушение (ослабление) угольных пластов применяют на гидрошахтах для увеличения производительности гидромониторов, а также для подсечки угольных целиков тонких пластов крутого падения.

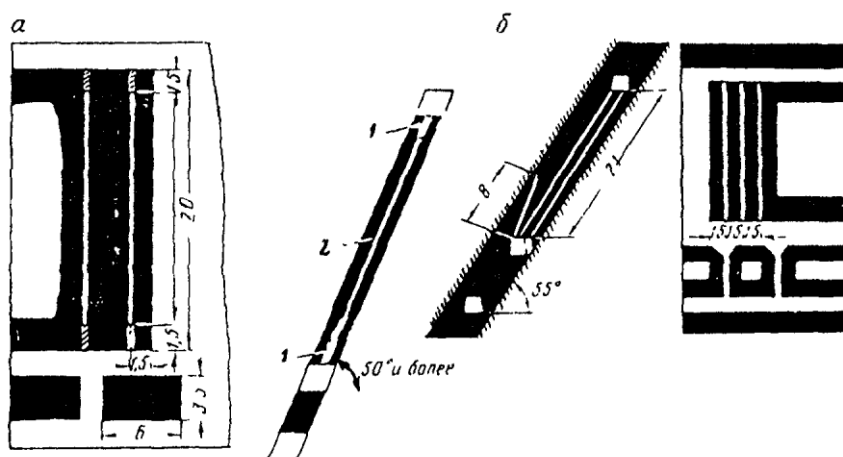


Рис. 4.8. Схемы расположения скважин при взрывном разрушении угля: *а* — при пластах мощностью до 2 м; *б* — при пластах мощностью более 2 м; 1 — забойка; 2 — заряд ВВ

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ
ВЗРЫВНЫХ РАБОТ
ПРИ ПОДЗЕМНОЙ
ОТБОЙКЕ РУДЫ

ГЛАВА 5 —

5.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В настоящее время подземная разработка рудных месторождений производится с отбойкой руды крепостью $f > 8$ только взрывным способом. Трудоемкость взрывного разрушения достигает 50% общей трудоемкости очистной выемки руды.

Отличительными особенностями ведения буровзрывных работ в подземных условиях являются: разнообразие горно-геологических условий залегания и способов разработки рудных тел; неразрывная связь буровзрывных работ с технологией отработки месторождений и с применяемым горным оборудованием; разнообразие методов ведения буровзрывных работ; существенное различие физико-технических свойств разрабатываемых горных пород; проектирование взрывных работ с учетом поддержания или обрушения налегающих пород при минимально возможных потерях и разубоживания руды.

По условиям залегания, технологии разработки рудных тел и способам ведения буровых и взрывных работ месторождения делятся на следующие группы: мощные рудные тела, отрабатываемые камерными системами разработки с отбойкой скважинными или минными зарядами; мощные пологие месторождения, разрабатываемые шпуровыми зарядами (с применением самоходного бурового оборудования); маломощные жильные и пластовые месторождения, отрабатываемые шпуровыми зарядами; месторождения с комбинированными условиями ведения буровзрывных работ.

В настоящее время в отечественной горной промышленности и за рубежом отбойка руды осуществляется зарядами ВВ, размещенными в скважинах, шпурах и минных камерах. Основной является скважинная отбойка руды, при которой принято различать скважины увеличенного диаметра (более 125 мм), среднего (75—125 мм) и уменьшенного (менее 75 мм).

5.2. ОТБОЙКА РУДЫ СКВАЖИННЫМИ ЗАРЯДАМИ

Применение зарядов увеличенного диаметра наиболее перспективно при разработке мощных месторождений трещиноватых (хорошо дробимых) руд с применением большегрузного погружно-доставочного оборудования при большом (свыше 0,5 м) размере кондиционного куска. Отбойка руды скважинами увеличенного диаметра не получила широкого распространения из-за низкого технического уровня и низкой производительности отечественных станков, предназначенных для бурения скважин. Однако опыт их применения на ряде крупнейших отечественных рудников (Тырныаузский ГМК, «Апатит», Лениногорский и др.) показал перспективность применения увеличенного диаметра. Следует отметить, что за рубежом удельный вес отбойки руды скважинами большого диаметра в последние годы начинает увеличиваться.

Основным диаметром взрывных скважин на рудниках бывшего СССР является 105 мм, которые бурят преимущественно станками НКР-100М с погружными пневмударниками.

Применение зарядов уменьшенного диаметра целесообразно при разработке месторождений средней мощности, сложенных монолитными крепкими рудами, системами разработки с поэтажной отбойкой при небольшом размере кондиционного куска (0,4 м). Этот способ широко применяется в Швеции (рудники «Кируна», «Маль-бержет»), в Канаде (рудник «Флин-Флон») и весьма перспективен в комбинации с другими способами. Как пример можно привести вариант скважинной отбойки на руднике «Молибден» Тырныаузского ГМК, где в верхней части блока используют комплекты скважин увеличенного диаметра, а нижняя его часть отбивается веерами восходящих скважин уменьшенного диаметра.

Различают *параллельное, веерное, ярусное и пучковое* (рис. 5.1) расположения скважинных зарядов в объеме отбиваемой руды.

Параллельные скважины применяют при низкой стоимости подготовительно-нарезных работ, высоких требованиях к качеству дробления отбитой массы, необходимости четкого оконтуривания массива, высокой стоимости бурения скважин, большой высоте взрываемого блока.

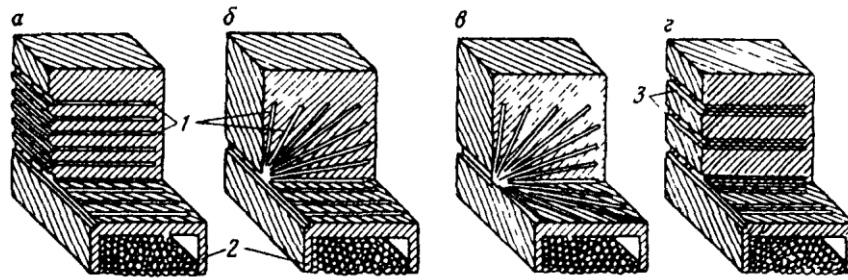


Рис. 5.1. Расположение скважинных зарядов:
a — параллельное; *б* — веерное; *в* — ярусное; *г* — пучковое; 1 — скважины; 2 — отбитая руда; 3 — буровые орты

Такое расположение скважин применяется редко из-за большой трудоемкости подготовки бурового горизонта и частых перестановок буровых станков в процессе обуривания блока.

Наиболее широко распространено *веерное* расположение скважин. Веера скважин располагают в вертикальных (крутонаклонных) или горизонтальных плоскостях.

По сравнению с параллельными скважинами веерная схема характеризуется некоторым снижением выхода руды с 1 м скважины, увеличением удельного расхода ВВ на отбойку и большим выходом негабарита. Однако затраты на подготовку и нарезку блока или камеры, а также на операции по переустановке и транспортировке бурового оборудования значительно ниже, чем при параллельном расположении скважин.

Ярусное расположение скважин характеризуется большим выходом негабарита, в связи с чем оно не получило широкого распространения. Обычно эту схему расположения зарядов применяют при выемке трещиноватых, хорошо дробимых руд, при использовании тяжелых буровых машин, чтобы обеспечить минимальное число их переустановок, а также при высокой стоимости подготовительно-нарезных работ.

Пучковое расположение скважин занимает промежуточное положение между веерами и параллельным расположением. Скважины располагают в комплекте по 5 и более шт. Расстояние между ними принимают равным 3—5 диаметрам заряда ВВ, что обеспечивает при их одновременном инициировании интерференцию волн напряжений и соединение взрывных полостей в одну, из которой газообразные продукты действуют на массив.

Дальнейшее разрушение массива можно рассматривать как его дробление мощными единичными зарядами сложной конфигурации, форма которой обусловлена взаимным расположением скважин в комплексе.

В настоящее время по предложению МГГУ и ВостНИГРИ применяют комплекты параллельных скважин, расположенных в виде полуколец, ориентированных выпуклой стороной к открытой поверхности массива.

Такие заряды можно уподобить кольцевым зарядам с инертным сердечником, за счет чего достигается высокий разрушительный эффект системы зарядов. Половина кольца, обращенная в сторону массива, отсутствует, благодаря чему снижается разрушительный и сейсмический эффект действия таких систем зарядов в глубь массива и на окружающие выработки.

Суммарный выход руды с 1 м скважин и удельный расход ВВ при таком расположении скважин примерно одинаков, как при веерном расположении, выход негабарита снижается в 1,2—1,5 раза, уменьшается трудоемкость операций при бурении и увеличивается возможная высота отбиваемого подэтажа. В ряде случаев представляется возможным перейти на этажную отбойку блоков, без наличия подэтажей, что повышает концентрацию горных работ и интенсивность отработки месторождений.

По направлению отбойки слоев руды в пространстве различают горизонтальное, вертикальное, наклонное и радиальное (рис. 5.2). Выбор направления отбойки слоя производят с учетом основной системы пластов и трещин в массиве с тем, чтобы скважины пересекали их плоскости расположения под углом, близким к 90°, а также с учетом применяемой системы разработки.

По условиям действия взрыва применяют отбойку руды на открытое выработанное пространство при одной поверхности (отработка основных запасов в камерах), с несколькими поверхностями (отработка целиков и потолочин) и на зажатую среду.

При начале работ в камере или блоке сооружают восстающие, из которых проходят подэтажные буровые выработки.

Для качественного дробления руды в камере необходимо иметь определенный объем пустого пространства, чтобы разместить увеличивающийся объем разрушенной руды. Величина этого объема обычно принимается 0,3—0,5 первоначального объема

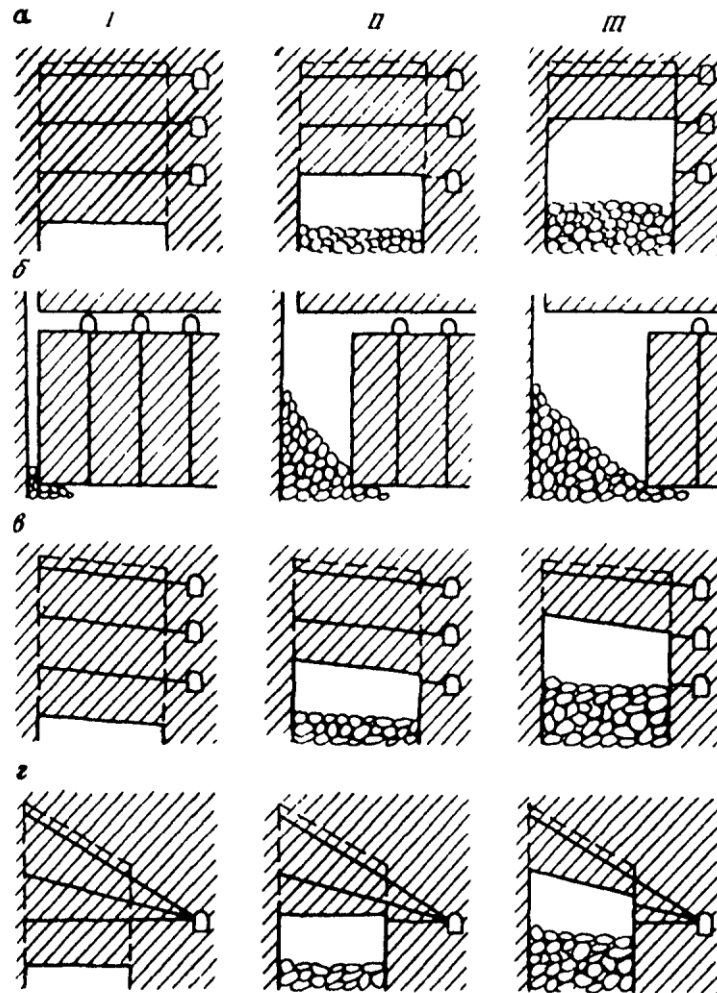


Рис. 5.2. Расположение отбиваемых участков массива по отношению к открытым поверхностям:
a — горизонтальными слоями; *б* — вертикальными; *в* — наклонными; *г* — радиальными; *I—III* — стадии выемки

массового взрыва, т. е. общий коэффициент разрыхления взорванной руды должен быть равен 1,3—1,5.

Компенсационное пространство создается расширением восстающих на всю ширину камеры — образованием отрезной щели или увеличенным объемом выемки руды на горизонте под-

сечки. В первом случае взрывание производится одновременно на всех этажах (рис. 5.3), а во втором (рис. 5.4) руда отбивается последовательно снизу вверх.

Анализ качества дробления руды с увеличением размеров отрезной щели показывает, что выход крупных кусков увеличивается с увеличением размеров отрезной щели (рис. 5.5). Это объясняется тем, что при небольшом размере компенсационного пространства ($a_{\text{мин}}$) летящие куски руды подвергаются дополнительному дроблению при ударе о противоположную стенку камеры. С удалением отбиваемого слоя от стенки эффект додробливания от соударения снижается ($a_{\text{мах}}$).

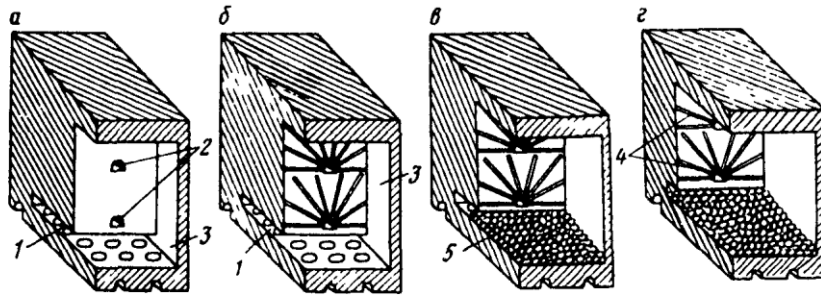


Рис. 5.3. Последовательность отбойки руды в блоке на вертикальное компенсационное пространство:

1 — горизонт подсечки; 2 — буровые выработки; 3 — отрезная щель; 4 — скважины; 5 — отбитая руда (а—г — стадии отбойки руды)

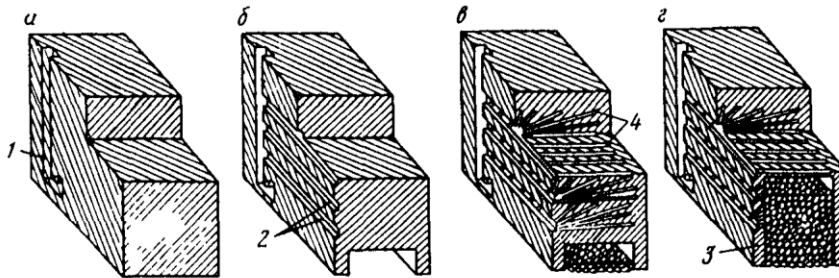
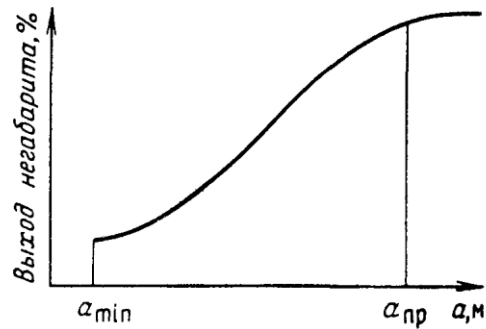


Рис. 5.4. Последовательность отбойки руды в камере на горизонтальное компенсационное пространство:

1 — восстающий; 2 — буровые выработки; 3 — отбитая руда; 4 — скважины (а—г — стадии отбойки)

Рис. 5.5. Изменение выхода негабарита с увеличением ширины компенсационного пространства в камере a , м



Для повышения устойчивости камер и снижения выхода негабарита на ряде рудников бывшего СССР и за рубежом применяется взрывание на разрушенную ранее породу, находящуюся в выработанном пространстве камеры. При взрывании происходит уплотнение прилегающих к взрываемому массиву разрушенных пород и их смещение до 3 м в зоне контакта со взрываемым массивом. Зона уплотнения имеет размеры до 20—30 м. Общий коэффициент разрыхления отбитой руды должен быть не менее 1,2. При более низких коэффициентах разрыхления происходит переуплотнение руды, что затрудняет ее выпуск. При таком взрывании энергия не расходуется на отбрасывание породы, а используется на дополнительное дробление, что обеспечивает снижение выхода крупных кусков. Кроме того, если создать в блоке компенсационный объем из расчета, чтобы после взрыва общий коэффициент разрыхления руды был $> 1,2$, то можно за один прием взорвать весь блок. Особенно эффективно расположение компенсационной щели в середине блока, что обеспечивает получение эффекта встречного додробливания при соударении. Физическая сущность явлений и методика расчета зарядов при блоковом взрывании с малым объемом компенсационного пространства разработаны пока недостаточно, а потому параметры отбойки подбирают опытным путем.

При отбойке руды в камерах массив обуривают из буровых выработок, имеющих следующие сечения: при бурении скважин станками с погружным пневмоударником $2,5 \times 3,0$ м; при шарошечном бурении $3,5 \times 3,5$ м; при бурении бурильными молотками на колоннах $2 \times 2,5$ м.

5.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЕТНОГО РАСХОДА ВВ И ПАРАМЕТРОВ РАСПОЛОЖЕНИЯ СКВАЖИН

Критерием оценки качества дробления руды при взрыве является гранулометрический состав отбитой горной массы и прежде всего выход крупных негабаритных фракций, оказывающий существенное влияние на производительность погрузки и выпуска руды из блока (камеры). Этим показателем, а также удельным расходом ВВ и количеством израсходованных КД на вторичное дробление, трудоемкостью или производительностью труда при погрузке и выпуске руды и др., принято характеризовать эффективность отбойки руды и качество массового взрыва.

Основным фактором, определяющим качество дробления, является расчетный удельный расход ВВ на отбойку. При увеличении удельного расхода ВВ выход негабарита уменьшается (рис. 5.6, а). Указанная зависимость для подземной отбойки теоретически может быть аппроксимирована гиперболической функцией, что соответствует кривой 1 на рис. 5.6, б. Это допустимо, так

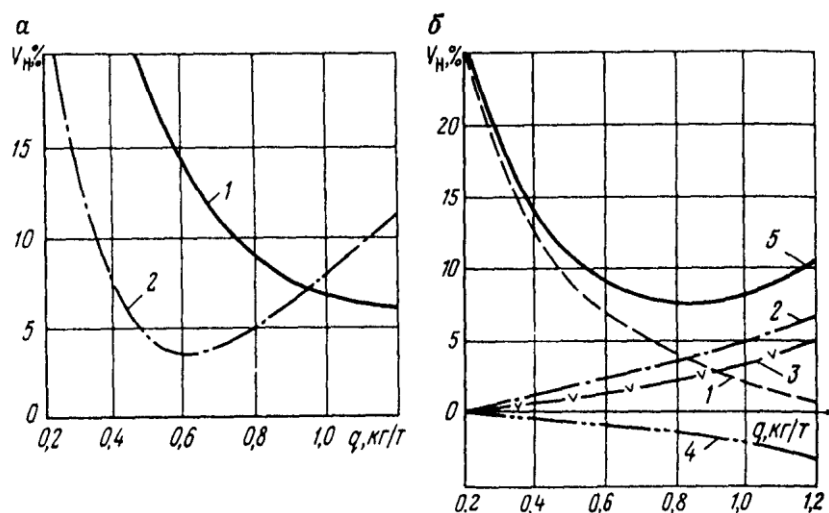


Рис. 5.6. Зависимость выхода негабарита V_n от изменения удельного расхода ВВ:
 а — фактические данные по Тырнаузскому комбинату для скважин диаметром 105 мм: 1 — скарн, 2 — скарновый роговик; б — теоретические зависимости

как при применяемых параметрах взрывания трудно выделить зону практически нерегулируемого дробления.

Фактическая зависимость имеет более сложный вид. Это объясняется тем, что с увеличением удельного расхода ВВ повышается сейсмическое воздействие взрыва на законтурные участки рудного тела, из которых в результате этого начинают поступать крупные куски в отбитую горную массу (кривая 2 на рис. 5.6). Кроме того, сгущение сетки скважин следующего ряда, а также ухудшение качества дробления в результате их искривления и отклонения в соседний ряд, взрываемый с другой степенью замедления. Это также ухудшает качество дробления и повышает выход негабарита (кривая 3). Повышение удельного расхода ВВ на отбойку увеличивает кинетическую энергию разлетающихся при взрыве кусков руды, что способствует их дополнительному дроблению (кривая 4). Результирующая кривая 5 может быть описана уравнением

$$V_n = a + \frac{b}{q} + cq,$$

где q — удельный расход ВВ на отбойку руды, кг/т; a , b , c — эмпирические коэффициенты уравнения, различные для различных горных пород и условий отбойки руды.

В этой формуле первый член характеризует в основном физико-технические и структурные особенности массива, второй — изменение выхода негабарита (дробления) взрывом в пределах отбиваемого массива. Последний член в формуле выражает закономерности увеличения V_n от сейсмического воздействия взрыва на законтурные участки рудного тела, нарушения скважин, подбоя смежных зарядов ВВ и т. д.

Теоретическая зависимость имеет минимум, соответствующий $V_{n \text{ мин}}$ и $q_{\text{опт}}$. Однако этот удельный расход ВВ на отбойку не всегда соответствует минимальным трудовым и стоимостным затратам. Оптимальное значение стоимости можно определить на основе составления экономико-математической модели очистной выемки единицы объема горной массы с учетом затрат и подготовительно-нарезных работ, потерь и разубоживания руды.

Предлагается определять удельный расход ВВ, исходя из эталонного значения q_3 , зависящего в основном от коэффициента крепости пород, и введения в формулу ряда эмпирических

коэффициентов, численные значения которых находятся из обработки результатов промышленных взрывов.

Формула для определения расчетного удельного расхода ВВ имеет вид:

$$q = q_3 k_1 k_2 k_3 k_4 k_5 k_6 k_7,$$

где q_3 — эталонный удельный расход ВВ на дробление руды, кг/т;
 k_1 — коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ;
 k_2 — коэффициент, учитывающий трещиноватость массива и требуемый размер кондиционного куска руды;
 k_3 — коэффициент, учитывающий схемы расположения зарядов;
 k_4 — коэффициент, учитывающий условия действия зарядов;
 k_5 — коэффициент, учитывающий плотность заряда;
 k_6 — коэффициент, учитывающий диаметр скважины;
 k_7 — коэффициент, учитывающий допустимый выход негабарита.

При эталонном расходе ВВ на дробление руды обеспечивается качественная отбойка массива средней трещиноватости зарядами граммонита 79/21 в параллельных скважинах диаметром 105 мм при одной открытой поверхности.

Принимают следующие значения эталонного расхода ВВ на дробление руды в зависимости от коэффициента крепости пород:

f	6—8	8—10	10—12	12—14	14—16	16—18	18—20	>20
q_3	0,4—0,5	0,5—0,6	0,6—0,7	0,7—0,9	0,9—1	1—1,2	1,2—1,3	1,3—1,5

Коэффициент k_1 равен отношению значений теплоты взрыва применяемого и эталонного ВВ граммонита 79/21.

Коэффициент трещиноватости определяется по формуле:

$$k_2 = 5,5 \sqrt{\frac{l_{тр}}{d_k}},$$

где $l_{тр} = 0,01 \div 0,1$ м — среднее расстояние между видимыми трещинами, замеренное по стенкам выработок в объеме обиваемого массива; d_k — размер кондиционного куска, м.

Коэффициент k_3 при параллельном расположении скважин равен 1, при веерном расположении скважин он равен 1,1—1,2, при ярусном 1,3—1,5.

Значение коэффициента k_4 следует принимать: 1 — при отбойке на одну открытую поверхность; 0,7—0,9 — на две открытые поверхности; 1,3—1,4 — при взрывании на зажатую среду.

Коэффициент плотности заряжения k_5 принимается: при зарядании скважины патронированным порошкообразным ВВ вручную $k_5 = 1$; при пневматическом зарядании россыпным ВВ $k_5 = 0,9 \div 0,95$; при использовании водосодержащих ВВ $k_5 = 0,85 \div 0,9$; при прессованных патронированных ВВ $k_5 = 0,8 \div 0,85$.

Коэффициент $k_6 = 1$ при диаметре скважин 105 мм. При взрывании скважин другого диаметра его значение находится по формуле

$$k_6 = d / 105.$$

Коэффициент k_7 может быть получен из выражения

$$k_7 = \sqrt{k_8} - \sqrt{k_8 - 1},$$

где

$$k_8 = \frac{(v_{нд} + a)^2}{4bc};$$

$v_{нд}$ — допустимый выход негабарита, %.

Ориентировочные значения эмпирических коэффициентов a , b и c принимаются равными соответственно 20÷30, 8÷20 и 10÷30. Для a и c большие значения соответствуют породам меньшей крепости, а для b — наоборот.

Определив расчетный удельный расход ВВ на отбойку руды, задаются коэффициентом сближения скважинных зарядов, который выбирается в пределах от 1 до 2.

Исходя из вместимости скважин, определяется выход руды с 1 м скважины:

$$B = \frac{7,85 \cdot 10^{-4} d^2 \rho_{ВВ} k_{зар}}{q}, \text{ м}^3/\text{м},$$

где d — диаметр скважины, м;

$\rho_{ВВ}$ — плотность ВВ в заряде, г/см³;

$k_{зар}$ — коэффициент, учитывающий неполное зарядание скважин.

Величина коэффициента $k_{зар}$ составляет при параллельном расположении скважин 0,8÷0,9, при веерном — 0,7÷0,8 и при

ярусном — 0,5÷0,7. Параметры параллельного расположения скважин определяют по формулам:

$$W = \sqrt{\frac{B}{m\rho_n}}, \quad a = \sqrt{\frac{Bm}{\rho_n}},$$

где W — ЛНС, м;

a — расстояние между скважинами, м;

B — выход руды с 1 м скважины, т/м;

ρ_n — плотность руды, т/м³.

При веерном или ярусном расположении скважинных зарядов расстояние между концами скважин определяют по формулам:

$$W_{\max} = \frac{(2L_{\text{ср}} - 3)W}{L_{\text{ср}} + 3}, \quad a_{\max} = \frac{(2L_{\text{ср}} - 3)a}{L_{\text{ср}} + 3},$$

где $L_{\text{ср}}$ — средняя глубина скважины, м.

На основе технического проекта отработки блока и маркшейдерской документации техотделом (или проектным отделом) составляется проект массового взрыва, который утверждается инженером рудника, комбината или объединения.

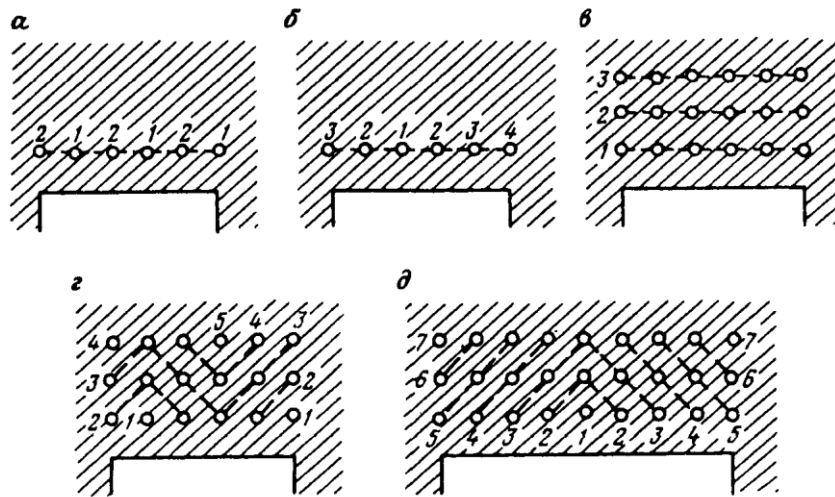


Рис. 5.7. Схемы короткозамедленного взрывания при отбойке руды в камерах:
a — через одну; *б* — волновая; *в* — порядная; *г* — порядная волновая;
д — врубовая диагональная

При взрывании применяют различные схемы КЗВ (рис. 5.7). Наиболее перспективны схемы волновая и врубовая с увеличенным коэффициентом сближения заряда, при которых за счет меньших ЛНС и соударения кусков при разлете происходит более интенсивное дробление руды. Интервал замедления между скважинами (рядами) принимают 25—50 мс.

Величину заряда с точки зрения сейсмического воздействия на горно-технические сооружения и выработки проверяют по формуле Г.В. Кузнецова:

$$Q_c = \frac{\sigma_p d_k (\sqrt{H_{II}^3 + r_{II}})}{85},$$

где σ_p — временное сопротивление пород растяжению, Па;

$$d_k = \frac{m_r}{0,45(m_r + 1)} — \text{коэффициент};$$

H_{II} — мощность целика, м;

r_{II} — расстояние от объекта до точки взрыва, м;

m_r — число групп взрывания.

Схему взрывания выбирают так, чтобы масса одновременно взрываемых зарядов не превышала величин, найденных по приведенной формуле.

5.4. ОТБОЙКА РУДЫ ШПУРОВЫМИ И КАМЕРНЫМИ ЗАРЯДАМИ

Отбойка руды шпурами применяется при почвоуступной и потолкоуступной системах отбойки при вертикальном, горизонтальном и наклонном расположении шпуров (рис. 5.8). Заряды рассчитывают, исходя из удельного расхода ВВ, равного 0,4—2,5 кг/м³, который выбирают из практики и по графикам (рис. 5.9). С увеличением крепости пород и уменьшением мощности пласта (рудного тела) расход ВВ увеличивается. Особенно эффективна отбойка крепких руд при разработке жильных месторождений зарядами уменьшенного диаметра (25—30 мм) и ВВ повышенной мощности. Шпуровая отбойка является распространенным способом отбойки руд на зарубежных рудниках, где, несмотря на повышенную опасность для работающих, широко применяют потолкоуступную отбойку. При почвоуступной отбойке уступы

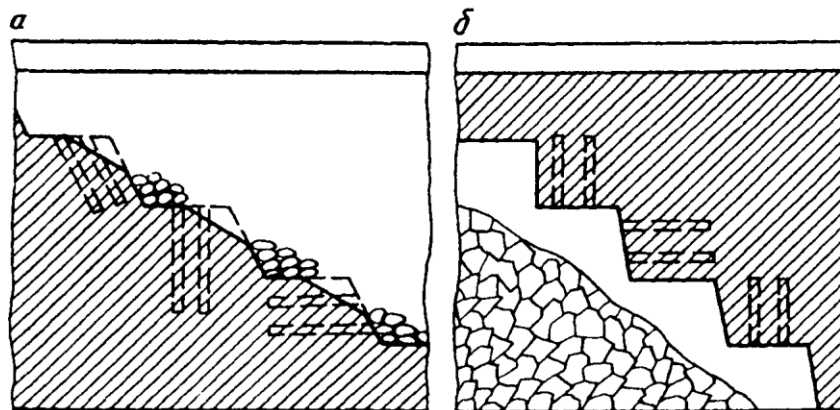


Рис. 5.8. Схемы отбойки руды шпуровыми зарядами:
a — почвоуступная; *b* — потолокуступная

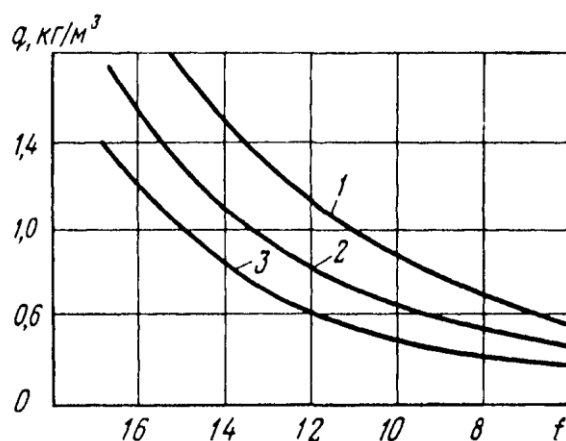


Рис. 5.9. Зависимость расчетного удельного расхода ВВ от изменения мощности рудного тела m и коэффициента крепости пород:
 1 — $m = 0,6$ м; 2 — $m = 0,8$ м; 3 — $m = 1,0$ м

сглаживаются и находятся под разрушенной рудой, что затрудняет процесс бурения и взрывания.

Отбойка руды камерными зарядами предназначена в основном для отработки мощных месторождений крутого залегания (рудники Кривого Рога, комбинатов «Апатит», Тырныаузского и др.). На ряде предприятий этот способ получил название минной отбойки. Широко применяют при обрушении междукамер-

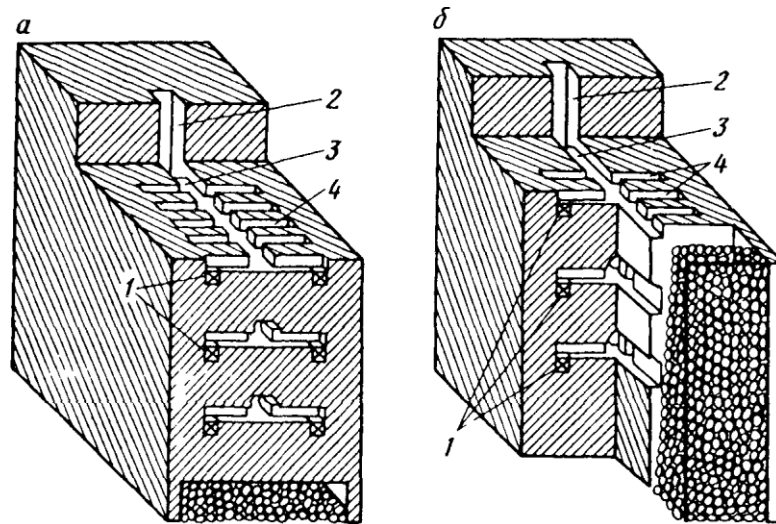


Рис. 5.10. Схемы расположения выработок при отбойке руды камерными зарядами на горизонтальное (а) и вертикальное (б) компенсационное пространство:
 1 — заряды ВВ; 2 — восстающий; 3 — буровой орт; 4 — камеры (карманы) для зарядов ВВ

ных и междуэтажных целиков, а также для погашения пустот. Сущность способа камерных зарядов заключается в том, что обрабатываемый рудный массив подготавливают к отбойке системой вертикальных 2 (рис. 5.10, а и б) и горизонтальных 3 горных выработок. Из них проходят выработки небольшого сечения (1 × 1 м) и протяженности — минные карманы, в которых и размещают сосредоточенные заряды ВВ. Иногда из этих карманов для размещения зарядов ВВ проходят углубления также небольшого сечения — минные колодцы. После укладки ВВ и монтажа взрывной сети их иногда заполняют забойкой из отбитой при проходке выработок породы.

Для уменьшения (локализации) действия мощных воздушных взрывных волн на выработки в ближайшей зоне практикуют принудительное обрушение кровли выработки с целью полного перекрытия ее сечения (рис. 5.11). Скважинные заряды взрывают с опережением на несколько секунд по отношению к основному взрыву.

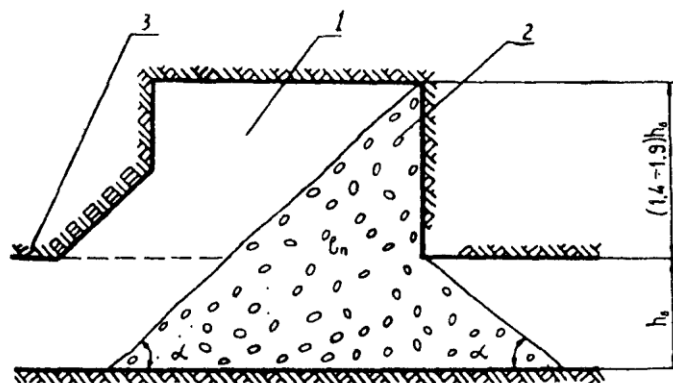


Рис. 5.11. Схема обрушения кровли скважинными зарядами для локализации действия воздушных волн:
 1 — расширительная камера; 2 — отбитая порода; 3 — выработка; h_b — высота выработки; α — угол естественного откоса породы

Применяют два варианта отбойки камерными зарядами на вертикальное (см. рис. 5.10, а) и горизонтальное (см. рис. 5.10, б) компенсационное пространство. Рациональный вариант выбирают технико-экономическим расчетом с учетом свойств отбиваемого массива руды.

Удельный расход ВВ на отбойку руды камерными зарядами определяют из выражения

$$q_c = 1,35q_{эс}k_{1c}k_{2c}k_{3c}k_{4c}, \text{ кг/м}^3,$$

где $q_{эс}$ — эталонный удельный расход ВВ на дробление руды, кг/м³;

k_{1c} — коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ;

k_{2c} — коэффициент, учитывающий трещиноватость массива и требуемый размер кондиционного куска руды;

k_{3c} — коэффициент показателя действия взрыва, для ликвидации пустот равный 0,42, для отбойки руды — 1;

k_{4c} — коэффициент, учитывающий забойку зарядов ВВ; при полной забойке равен 1, при ее отсутствии — 2,25.

Величина одного камерного заряда колеблется от 0,5 до 3 т, может быть рассчитана по формуле

$$Q = q_c W^3, \text{ кг.}$$

Значения ЛНС камерных зарядов изменяется от 6 до 10 м.

Преимущество отбойки камерными зарядами заключается в простоте ее технологии. К недостаткам этого способа отбойки руды следует отнести большой выход негабаритных кусков, увеличенный расход ВВ на отбойку руды, повышенное сейсмическое и воздушное воздействие взрыва крупных зарядов на прилегающие выработки и большой объем подготовительно-нарезных работ.

Удельный вес этого способа отбойки добычи составляет в настоящее время на рудниках бывших стран СНГ от 4 до 10%, и прослеживается тенденция к его дальнейшему уменьшению.

При массовых взрывах больших количеств ВВ (десятки и сотни тонн) в прилегающих к зоне взрыва выработках образуются мощные воздушные ударные волны с давлением на переднем фронте, достигающим 0,1–0,3 МПа. Это приводит к разрушению оборудования, крепи, вентиляционных дверей. В отдельных случаях ослабленные ударные воздушные волны могут выводить из строя вентиляторы частичного и главного проветривания. Для снижения и локализации действия воздушных ударных волн от массовых взрывов в выработках устанавливают различного типа перемычки из брусьев или металлопроката, из водонаполняемых эластичных сосудов, бетонные из двух перегородок, пространство между которыми заполняется водой. Перемычки могут быть сплошными, когда перекрывается полностью поперечное сечение выработки, или перфорированными, когда их материал заполняет только часть сечения. Выбор типа перемычки зависит от объема взрыва, схемы расположения выработок и указывается в проекте массового взрыва на основе расчетов и инженерного опыта данного рудника.

5.5. ОПАСНЫЕ ЗОНЫ ПО ДЕЙСТВИЮ УДАРНЫХ ВОЗДУШНЫХ ВОЛН ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ

Определение границ опасных зон для людей. Единые правила безопасности при взрывных работах требуют установления границ опасных зон при ведении взрывных работ. Из-за отсутствия обоснованных методов расчета и нормативных документов границы опасных зон действия взрыва в подземных условиях устанавливаются на основании опыта и даже интуиции работников шахт и рудников.

Взрыв опасен следующими явлениями: разлетом осколков породы, действием сейсмических волн, ядовитых газов и ударными воздушными волнами (УВВ). Сравнительная оценка дальности действия поражающих факторов взрыва в подземных условиях показывает, что границу опасной для людей, сооружений, коммуникаций и т. п. зоны необходимо определять по действию УВВ. В сторону исходящей струи все выработки считаются загазованными от района взрыва до поверхности и находятся в опасной зоне.

При массовых взрывах границы опасных зон устанавливаются на периоды заряжания, ввода боевиков, монтажа взрывной сети и производства взрыва.

При зарядании скважин и камер устанавливаются две опасные зоны:

- первая радиусом 50 м по выработкам от зарядной машины и заряжаемой скважины или камеры. В пределах этой зоны могут находиться только люди, связанные с заряданием, а на границах зоны выставляются посты охраны;
- вторая зона определяется расчетом по действию УВВ. Граница зоны устанавливается проектом массового взрыва и отмечается в технической документации. В пределах второй зоны разрешается производство только тех работ, которые необходимы для выполнения рудником (шахтой) установленного объема производства. Лица, допущенные к работам в этой зоне, перечень соответствующих работ и необходимые меры безопасности ежемесячно определяются начальником или главным инженером рудника (шахты) и указываются в книге нарядов. При этом должно обеспечиваться максимальное ограничение числа людей, привлекаемых к работам в этой зоне.

Граница опасной зоны при вводе боевиков, монтаже взрывной сети и производстве взрыва определяется по УВВ. На границах опасной зоны при наличии людей в подземных выработках должны устанавливаться посты. В пределах опасной зоны при вводе боевиков, монтаже взрывной сети могут находиться лица, которые связаны с выполнением этих работ.

При обрушении потолочины и междукамерных целиков, блоковой отбойке руды и обрушении пород висячего бока гра-

ницы опасных зон не устанавливается, так как люди выводятся на поверхность.

Граница опасной зоны действия УВВ при массовом взрыве определяется в следующей последовательности. Первоначально выбираются места установки постов или условных знаков (чаще всего сопряжения выработок). Затем по номограмме рассчитывается давление на фронте УВВ в месте установки поста. Если давление превышает допустимое (20 кПа при зарядании и 10 кПа — при остальных операциях), пост или условный знак передвигается на большее расстояние от места взрыва, производится новый проверочный расчет.

При расчете давления на фронте УВВ следует принимать следующее количество ВВ:

- при зарядании максимальную массу ВВ, которая может разместиться в бункере зарядной машины, и максимальную массу одного скважинного или камерного заряда ВВ;
- при вводе боевиков — максимальную массу одного камерного или скважинного заряда ВВ;
- при монтаже взрывной сети — максимальную массу ВВ, которая может взорваться от соединительной или участковой электрической сети;
- при подключении к магистральной сети и производстве взрыва — суммарную массу взрываемых зарядов ВВ, где интервалы замедления меньше 500 мс.

При проведении горных выработок граница опасной зоны принимается равной 75 м. Проведенные исследования показывают, что это расстояние не всегда удовлетворяет требованиям производства. Так, например, при короткозамедленном взрывании шпуров в забое на расстоянии 75 м давление на фронте УВВ превышает в ряде случаев 20 кПа. Поэтому границу опасной зоны при взрывах в проходческих забоях следует рассчитывать и указывать результаты расчета в паспортах буровзрывных работ.

Расчетная масса ВВ при короткозамедленном взрыве равна всей массе ВВ, находящейся в шпурах.

При взрыве наружных зарядов граница опасной зоны определяется путем расчета давления на фронте УВВ в месте укрытия с помощью номограммы. Люди в укрытии не должны прислоняться к отражающей поверхности (тупику выработки), так как при этом они будут подвержены действию давления отражения,

которое в два и более раз выше, чем давление в падающей УВВ, и получают травму. Располагаться надо на расстоянии более 1,5–2,0 м от отражающей поверхности.

Таблица 5.1

Объект	Разрушающее избыточное давление, кПа	Характер разрушения
Железобетонная стенка толщиной 25 см	280–350	Сильная деформация с образованием больших трещин и отслаиванием бетона
Кирпичная стенка толщиной 24–36,5 см	49–56	Полное разрушение
Оборудование массой до 1 т (лебедки, вентиляторы)	40–60	Смещение с фундаментов, опрокидывание, поломки
Вагонетки, расположенные торцевой стороной к центру взрыва	170–140	Сбрасывание с рельсов. Общая деформация кузова и рамы
Вагонетки, расположенные боковой стороной к центру взрыва	45–75	То же
Проходческие машины	25–140	Опрокидывание, деформация частей, повреждение деталей
Водо-, воздухопроводы, подвешенные к стенке выработки	30–50	Деформация в результате обрыва крепления
Воздухопроводы, уложенные на почву выработки	120–200	Деформация и поломка трубопроводов
Электросети	35–42	Деформация в результате обрыва крепления
Арочная крепь	150–200	Деформация арок. Поломка забутовки
Стойки, расклиненные посередине выработки со стороны действия	140–180	Перелом стойки
Контактный провод	80–140	Обрыв, деформация

Определение границ опасных зон действия ударных воздушных волн на подземные сооружения и коммуникации. Ориентировочная оценка устойчивости основных подземных сооружений и конструкций может быть произведена путем сравнения давления на фронте УВВ с разрушающими давлениями, значение которых установлены опытным путем и приведены в табл. 5.1.

5.6. ЗАЩИТНЫЕ УСТРОЙСТВА ДЛЯ ЛОКАЛИЗАЦИИ ДЕЙСТВИЯ ВОЗДУШНЫХ УДАРНЫХ ВОЛН

Защитным устройством называется искусственное сооружение из различных материалов (бетона, дерева, металла, породы и др.), предназначенное для ослабления параметров УВВ до заданных величин. Основными требованиями, предъявляемыми к защитным устройствам, являются прочность, малая стоимость, быстрота возведения и обеспечение пропускного требуемого количества воздуха.

Защитные устройства по способу ослабления УВВ делятся на сплошные, перфорированные, разрушающиеся и комбинированные.

Сплошные защитные устройства полностью перекрывают поперечное сечение выработок. К ним относятся бетонные и породные перемычки.

Бетонные перемычки сооружаются без вруба (рис. 5.12, а), с врубом (рис. 5.12, б) и армированными по периметру выработки анкерными болтами (рис. 5.12, в). При взаимодействии с бетонной перемычкой УВВ отражается от нее и происходит полное гашение волны. Ввиду большой стоимости бетонные перемычки целесообразно применять для защиты особо важных объектов (стволов, электроподстанций и др.) от действия УВВ, образующихся при взрыве камерных (минных) зарядов ВВ. Они устанавливаются на расстоянии 10—30 м от заряда ВВ.

Бетонные перемычки долговечны, поэтому лучший эффект они создают при локализации непогашенных очистных камер, надежно защищая выработки и людей от действия УВВ в случае ее обрушения. Для обеспечения вентиляции, отбора проб и т. д. в теле перемычки могут устанавливаться трубы, люки.

Породные перемычки сооружаются путем разбуривания кровли выработки шпурами или скважинами с таким расчетом, что-

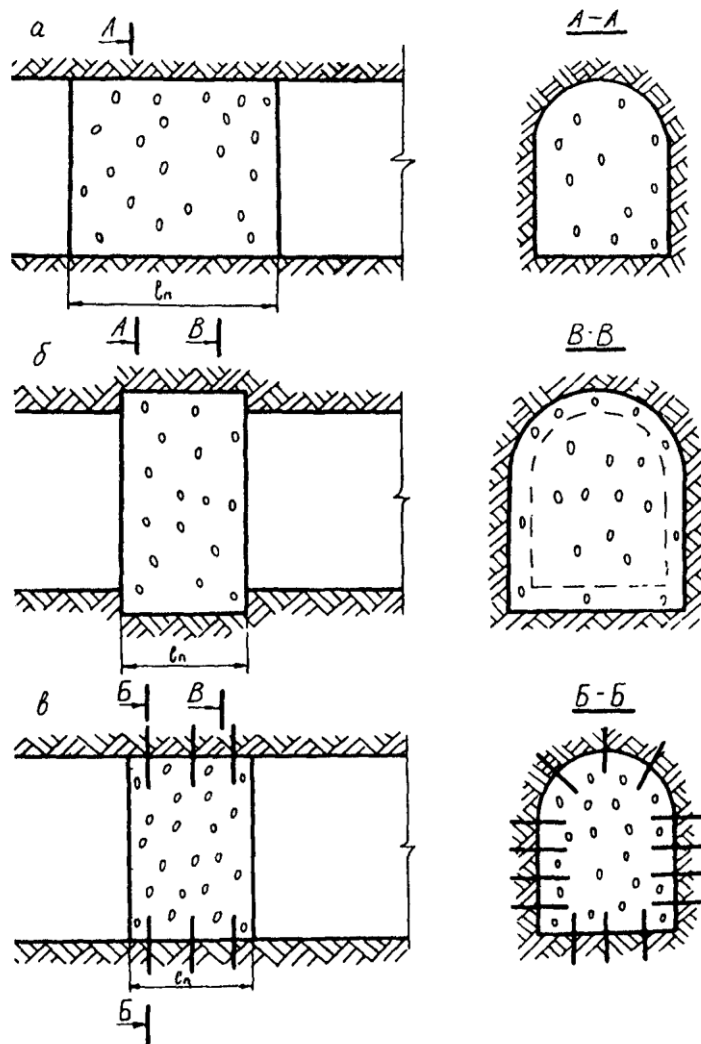


Рис. 5.12. Монолитные бетонные перемычки:
 а — без вруба; б — во врубе; в — армированная по периметру анкерными болтами

бы после их взрывания перед перемычкой со стороны действия УВВ образовалась расширительная камера. Высота расширительной камеры $h_в$ должна составлять 1,4—1,9, а длина — не менее 1,5 высоты выработки. При этом разрушенная порода запол-

няет частично камеру, опираясь на ее вертикальную стенку, что предупреждает образование зазора в верхней части перемычки в случае усадки пород при их уплотнении и значительно повышает несущую способность породной перемычки.

Породные перемычки сооружаются на расстоянии не более 30 м от заряда ВВ в выработках, не требующих проветривания (см. рис. 5.11).

При локализации очистных камер длина породной перемычки должна быть не менее $l_n \geq 1,5$ м на уровне опасного сечения c_1, c_2 .

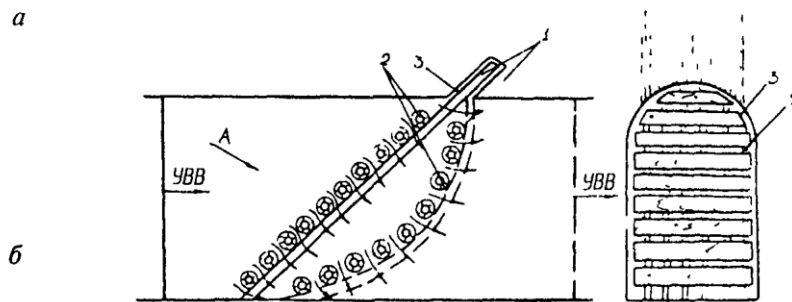
Перфорированные защитные устройства частично перекрывают сечение выработки и имеют равномерно распределенные отверстия и щели для прохода воздуха. При взаимодействии с перфорированным устройством УВВ ослабляется частично за счет сжатия и расширения воздуха при проходе отверстий и щелей. Эффективность ослабления давления на фронте УВВ зависит от величины перфорации ($\alpha = S_0/S$, где S_0 и S – соответственно суммарная площадь отверстий и площадь поперечного сечения выработки, м²).

Перфорированные устройства относятся к устройствам многофазового действия и устанавливаются в выработках, которые используются для вентиляции, передвижения людей и т. п. Устройства, имеющие гибкие связи, лучше противостоят действию УВВ, чем с жесткими связями.

Рекомендуется пять типов перфорированных устройств для ослабления УВВ, образующихся при массовых взрывах и обрушении камер: тросовые заграждения, вертикальная гибкая щелевая перемычка (рис. 5.13, а), наклонная упругоподатливая перфорированная перемычка и перемычка из полос конвейерной ленты (рис. 5.13, б), перемычка из сработанных автопокрышек (рис. 5.13, в).

Тросовые перемычки устанавливают на расстоянии 5–15 м от заряда ВВ. Они предназначены для улавливания предметов, летящих за фронтом УВВ, которые захламляют выработки, повреждают коммуникации, крепь горных выработок и др. Ударную воздушную волну тросовые заграждения не ослабляют.

По периметру выработки бурят шпуров глубиной 0,5–1,0 м, в которые вставляют клинья или анкерные болты, через проушины которых протягивают трос (канат). Места пересечения троса



б

Вид А

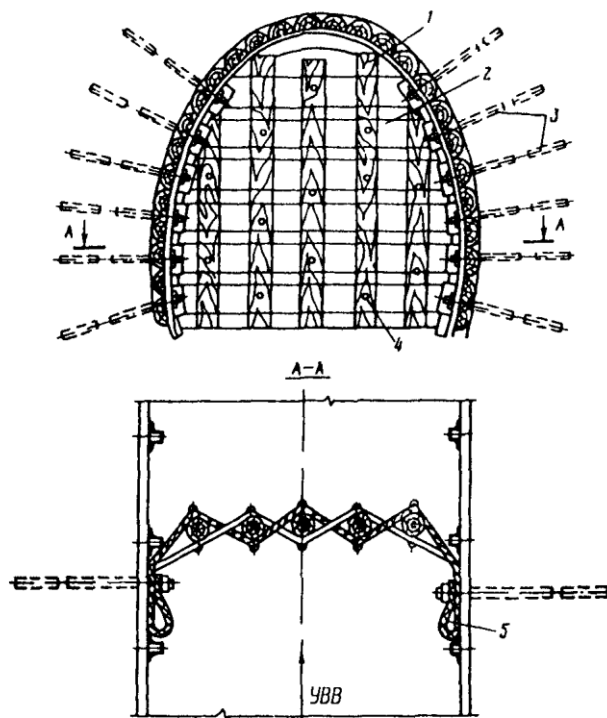


Рис. 5.13. Щелевые гибкие перемычки:

a — из брусьев: 1 — металлический стержень, 2 — бревна, 3 — скважина;
б — из отрезков конвейерной ленты: 1 — деревянный брус, 2 — лента, 3 — шурупы, 4 — гвозди, 5 — узел крепления к стенкам выработки;
в — из отработанных автопокрышек: 1 — покрышки, 2 — тросы, 3 — анкеры, 4 — стенка выработки

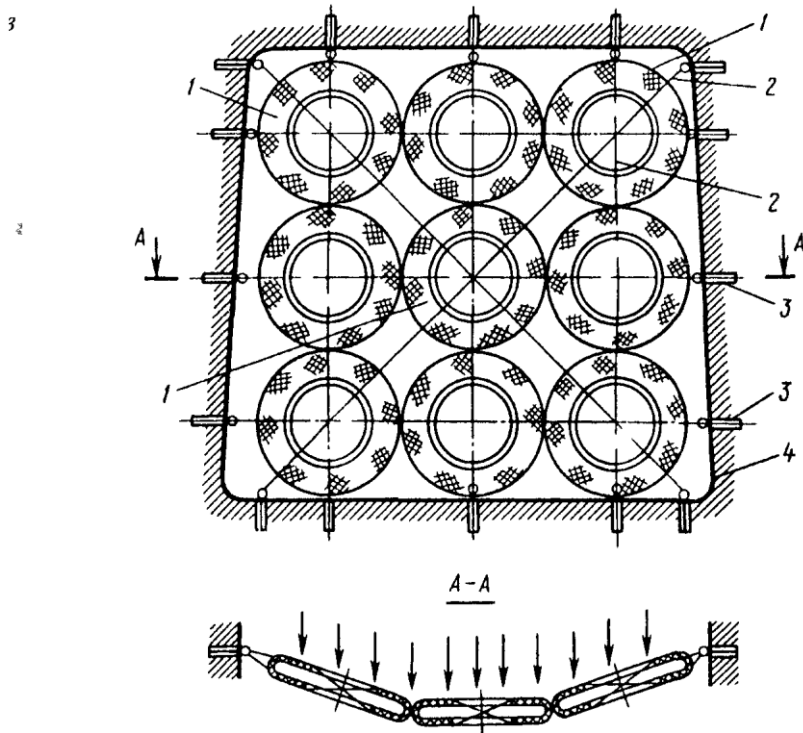


Рис. 5.13. Щелевые гибкие перемычки (окончание)

скрепляют проволокой. Диаметр троса (каната) $d_{тр} \geq 15$ мм. Площадь ячейки зависит от размеров улавливаемых предметов и не превышает $0,3 \times 0,3$ м.

Перемычка из полос конвейерной ленты (см. рис. 5.13, б) и старых автомобильных шин (см. рис. 5.13, в) может применяться на шахтах, где есть в избытке конвейерная лента, армированная тросами, и автомобильные покрышки.

Полосы конвейерной ленты шириной $0,15-0,25$ м заготавливают предварительно. Крепление полос к стенкам выработки податливое с помощью анкерных болтов. В плоскости поперечного сечения выработки полосы прикрепляют к деревянным стойкам гвоздями, расстояние между полосами $0,05-0,1$ м. Автомобильные покрышки поочередно огибаются тросом, который крепят к стенкам выработки.

Перемычки рекомендуются для ослабления УВВ с давлением на фронте не более $\Delta P = 600-800$ кПа.

Разрушающиеся устройства выполняются из воды (гидравлические перемычки). Для ослабления УВВ рекомендуется эти устройства устанавливать в непосредственной близости от заряда

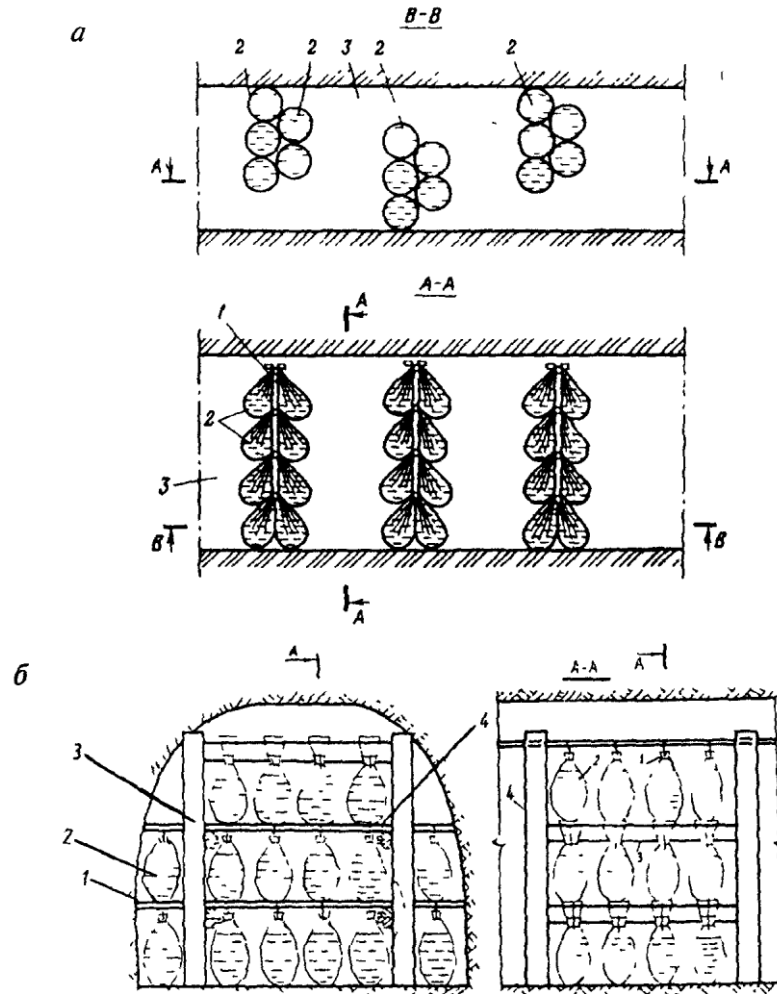


Рис. 5.14. Гидравлические перемычки:

a — из подвешенных сосудов: 1 — опора сосудов; 2 — несущие жидкость сосуды; 3 — выработка; *б* — из установленных горизонтальных несущих: 1 — подвески, 2 — емкости, 3 — вертикальные стойки, 4 — горизонтальные стойки

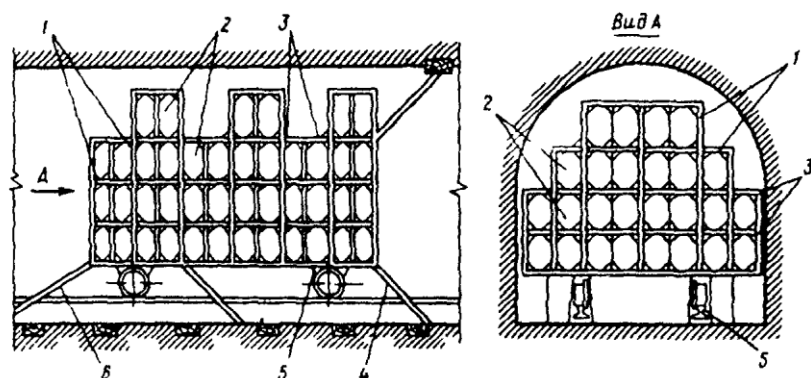


Рис. 5.15. Подвижная гидравлическая перегородка:
 1 — каркас; 2 — емкости с водой; 3 — сетчатые полки; 4 — распорка;
 5 — тележка; 6 — пластина

ВВ, где большое давление и высокая температура газов. Энергия УВВ при взаимодействии с гидравлической перегородкой тратится на дробление воды на капли, нагрев и испарение воды, а также на перемещение водовоздушного поршня по выработкам.

Наряду с ослаблением УВВ разрушающие устройства хорошо поглощают пыль и газы, образующиеся при массовых взрывах.

Гидравлические перегородки возводятся из водонепроницаемых емкостей, заполненных водой. Конструкции гидравлических перегородок показаны на рис. 5.14, а, б и 5.15.

При температуре агрессивной руды до 25 °С допустимое время нахождения ВВ в скважинах составляет не более 24 ч, а при температуре 50 °С — не более 1 ч при любой степени агрессивности.

При температуре руды и времени нахождения ВВ в скважинах больше допустимых, указанных в табл. 5.2, необходимо применять:

- гранулол (для открытых горных работ) — ВВ, не содержащее в составе аммиачной селитры;
- заряды порошкообразного аммонита 6ЖВ в полиэтиленовой оболочке (допущены к постоянному применению на открытых и подземных горных работах, в том числе для отбойки сульфидных руд; допустимое время нахождения в скважинах при температуре до 50 °С — 24 ч).

**Допустимое время нахождения ВВ в скважинах (ч)
при температуре руды, °С**

Степень агрессивности руды	Температура руды, °С			
	25	30	35	40
Низкая	24/14	12/7	7/4	2/1
Средняя	20/12	10/6	6/4	2/1
Высокая	16/10	8/5	5/3	2/1

Примечание. В числителе приведено допустимое время для сухих и мокрых (рН 4—2) забоев, в знаменателе — для мокрых (рН 2—1)

В тех случаях, когда обязательные мероприятия полностью не обеспечивают безопасность применения ВВ в сульфидных рудах, в качестве дополнительных мероприятий рекомендуются следующие:

- очистка скважин перед заряданием от рудной мелочи путем промывки водой и сушки сжатым воздухом;
- обработка ингибиторами поверхности взрывных скважин (например, карбонатом кальция, карбамидом);
- изоляция поверхности стенок скважин от контакта с ВВ путем образования пленочных покрытий (например, 0,5—1,0%-ным водным раствором поливинилового спирта в присутствии пластификаторов или без них).

Область применения указанных мероприятий, технология их применения, допустимое время нахождения ВВ в скважинах в этих случаях определяются с учетом конкретных горно-технических условий отработки отдельных месторождений (рудных тел, отдельных блоков) под методическим руководством Унипроме-ди и согласовываются с местными органами Ростехнадзора.

При зарядании скважин ВВ необходимо выполнение следующих требований:

- последовательность зарядания должна быть такой, чтобы скважины, имеющие максимальную температуру, минимальное значение рН и ближайшие к ним, заряжались в последнюю очередь;
- не применять рудную мелочь в качестве забоечного материала;

- в скважинах, соединенных с обрушенным пространством, у дна скважины устанавливать пробку из глины или другого инертного материала;
- не допускать просыпания ВВ на почву выработок.

На открытых горных работах при появлении в период зарядных работ каких-либо внешних признаков, показывающих отклонение от нормального процесса заряжения скважин ("дымление" скважин, выделение газа — визуально или по запаху), работы по заряжению скважин должны быть прекращены, люди выведены из опасной зоны и приняты соответствующие меры по ограждению опасной зоны.

За скважинами, из которых происходит газовыделение, организуется наблюдение. К продолжению работ на блоке по ликвидации зарядов, из которых наблюдалось газовыделение, разрешается приступать после полного прекращения процесса.

В подземных горных выработках в аналогичных случаях люди выводятся в безопасное место, на подходах к аварийному участку выставляются предупредительные знаки и вызывается отделение ВГСЧ.

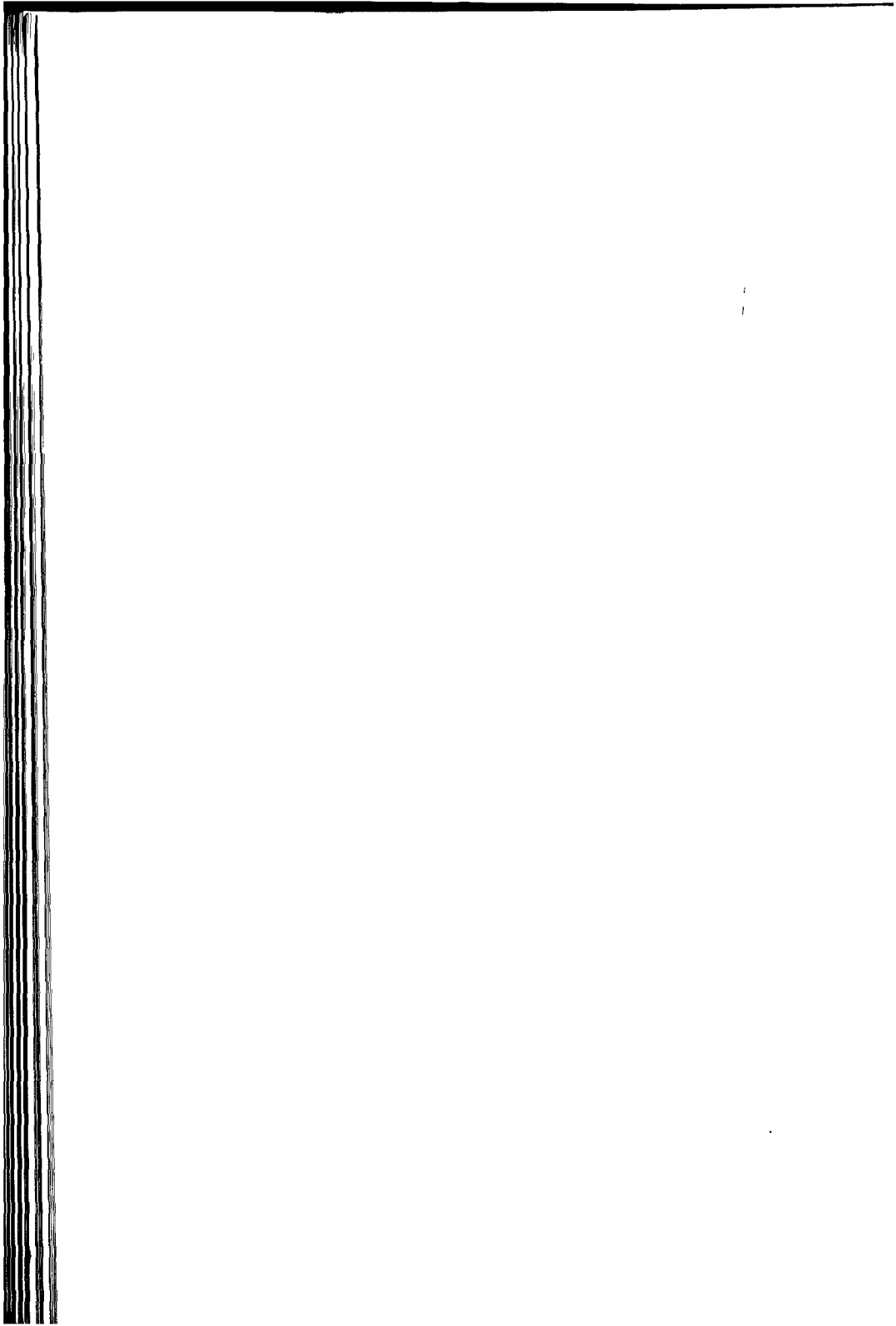
Контроль за состоянием атмосферы при заряжении скважин производится непосредственно на рабочем месте по анализу проб воздуха на содержание оксидов азота, а при аварийной ситуации — на исходящей с аварийного участка струе.

Приступать к работам в шахте или на аварийном участке можно после того, как содержание оксидов азота не будет превышать допустимого.

В каждом случае, характерном для разложения ВВ в сульфидных рудах, руководством рудника (карьера, шахты) должны разрабатываться мероприятия по ликвидации аварийного положения.

Контроль за выполнением работ в сульфидных рудах ведет главный инженер рудника (карьера, шахты) — ответственный руководитель взрывных работ.

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ
ВЗРЫВНЫХ РАБОТ
НА КАРЬЕРАХ



6.1. МЕТОДЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Название метода взрывных работ определяется выработкой или системой выработок, сооруженных для размещения и производства взрывов зарядов промышленных ВВ.

В настоящее время на карьерах применяются следующие методы ведения взрывных работ.

Метод скважинных зарядов, когда для разрушения массива применяют вертикальные и наклонные скважины диаметром 100—300 мм, расширяемые в заряжаемой части на некоторых железорудных карьерах огневым способом, до 400—500 мм, глубиной от 5 до 20 м и более. Это основной метод взрывания на карьерах.

Метод шпуровых зарядов, когда для взрывания применяют вертикальные, наклонные или горизонтальные шпуры диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м. Этот метод взрывания применяют на карьерах малой мощности, добыче блоков, а на крупных — для вспомогательных работ (дробление негабарита, подработка завывшений подошвы уступов и т. д.).

Метод котловых шпуровых и котловых скважинных зарядов, когда для размещения в нижней части увеличенного заряда ВВ шпуры и скважины предварительно простреливают небольшими зарядами (0,5—10,0 кг). Этот способ применяется редко из-за его ненадежности.

Метод камерных зарядов, когда сосредоточенные заряды большой массы от нескольких до тысяч тонн размещают в камерах. Метод применяется в основном для взрывания на выброс и сброс при строительстве плотин, дамб, каналов.

Метод малокамерных зарядов (рукавов), когда заряды размещают в горизонтальные углубления сечением до 30 × 30 см, глубиной до 3,0 м для взрывания небольших уступов. Применяют редко на карьерах небольшой производственной мощности при отсутствии буровых станков.

Метод наружных (накладных) зарядов, когда заряды укладывают на разрушаемые объекты (крупные куски породы, козырьки уступов, небольшие завывшения подошвы и т. д.).

6.2. МЕТОД СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Параметры расположения скважин. При методе скважинных зарядов во взрываемом массиве бурят вертикальные или наклонные скважины диаметром 80—320 мм, глубиной 5—20 м и более. В отдельных случаях для увеличения массы заряда заряжаемую часть скважины расширяют огневым способом до диаметра 400 мм и более.

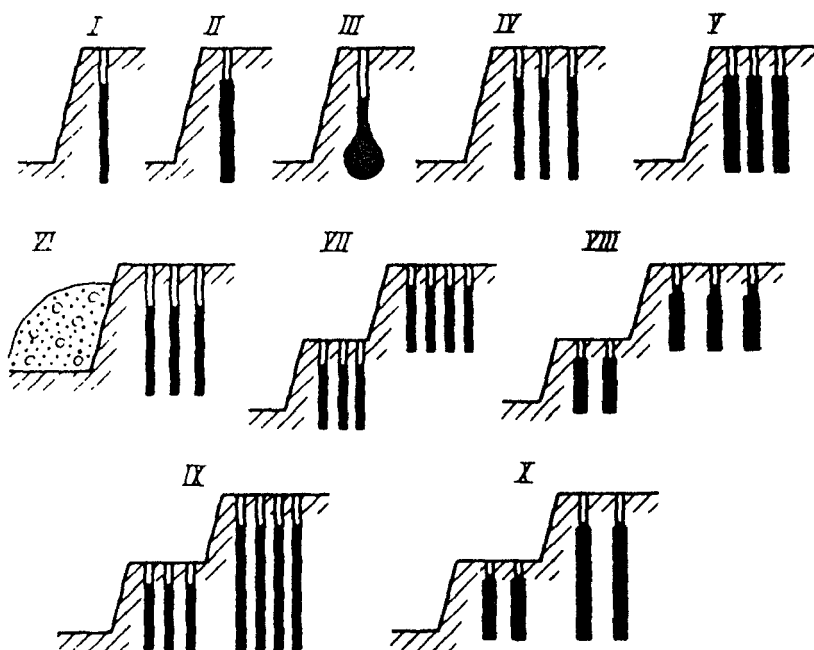


Рис. 6.1. Основные схемы расположения вертикальных взрывных скважин на уступе:

I — однорядное; *II* — с механическим или огневым расширением; *III* — котловое; *IV* — многорядное; *V* — многорядное с расширением заряжаемой части; *VI* — многорядное с взрыванием на подпорную стенку; *VII* — каскадное; *VIII* — каскадное с расширением заряжаемой части; *IX, X* — многоуступное обычное и с расширением заряжаемой части

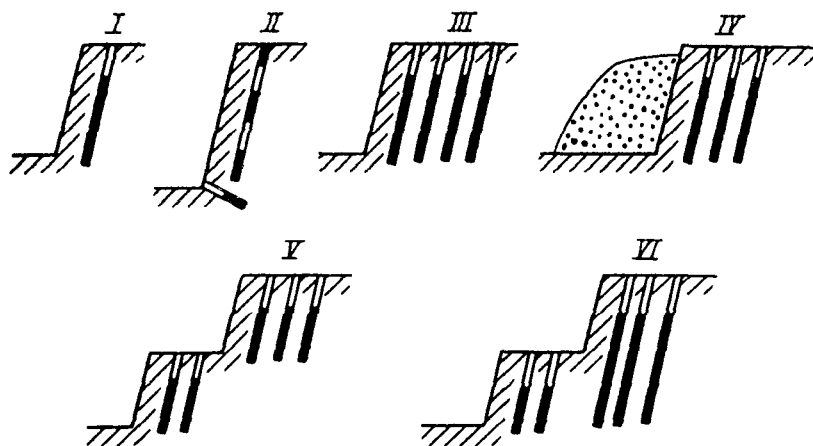


Рис. 6.2. Основные схемы расположения наклонных взрывных скважин на уступе:
 I, II — однорядное со сплошными и рассредоточенными зарядами; III, IV — многорядное на открытую поверхность уступа и на подпорную стенку; V — каскадное; VI — многоуступное

На уступе скважины можно располагать в один ряд (однорядное взрывание), два и более рядов (многорядное взрывание).

Возможные схемы расположения вертикальных и наклонных скважин при взрывании уступов приведены на рис. 6.1 и 6.2.

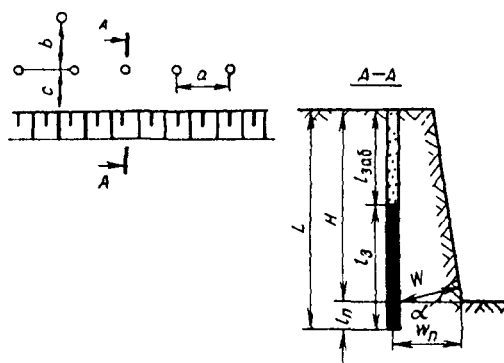


Рис. 6.3. Схемы и элементы расположения скважин на уступе при взрывании на карьерах

Расположение скважин на уступах карьеров характеризуют следующими величинами (рис. 6.3): d — диаметр скважины (заряда), м; H — высота уступа, м; W — сопротивление по подошве (СПП), м; a — расстояние между скважинами, м; b — расстояние между зарядами, м; c — безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м; $l_{зар}$ — длина заряда, м; $l_{п}$ — длина перебура, м; $l_{заб}$ — длина забойки, м; L — длина (глубина) скважины, м; α — угол откоса уступа.

6.3. ПОДГОТОВКА МАССОВОГО ВЗРЫВА

Массовый взрыв на карьере производится специальным инженерно-техническим и рабочим персоналом по типовому или специальному проекту.

Технология выполнения массового взрыва состоит из следующих этапов и операций.

I. *Подготовительный этап выполнения массового взрыва*, который включает:

а — подготовку исходных материалов для составления проекта взрыва с целью определения расчетного расхода ВВ, диаметра скважин, сопротивления по подошве, величины перебура и забойки, расстояния между скважинами, величины заряда в скважине;

б — составление проекта массового взрыва;

в — определение границ опасной зоны;

г — охрану места взрыва;

д — установление системы сигнализации при взрывных работах.

II. *Выполнение массового взрыва*, который включает:

• изготовление патронов-боевиков;

• зарядание и забойку шпуров, скважин и камер;

• монтаж взрывной сети и производство взрыва;

• осмотр забоя и ликвидацию отказавших зарядов.

На всех этапах подготовки, проведения и оценки результатов взрыва проводится его маркшейдерское обслуживание.

Маркшейдерское обслуживание массовых взрывов включает в себя следующие операции:

1) выдачу плана-задания на производство массового взрыва;

2) производство маркшейдерско-геологической съемки блока, намечаемого к взрыву, и, на основании этой съемки, составление плана и характерных разрезов блока с указанием свойств пород и руд трещиноватости, крепости, рудоносности и т. д.);

3) перенесение скважин или минных выработок с проекта в натуру, определение расчетных объемов взрываемого блока;

4) съемку фактического положения пробуренных скважин (величины перебура, расстояния между скважинами, расстояния скважин первого ряда от верхней бровки уступа, значения СПП, углов откоса уступа);

5) оценку результатов взрыва (объема взорванной горной массы, величины развала, линии и угла откоса развала, коэффициента разрыхления, выхода горной массы с 1 м скважины, фактического удельного расхода ВВ, полноты отрыва пород по подошве уступа, величины заколов и т. д.).

Маркшейдерская документация массовых взрывов во всех случаях должна состоять из: плана-задания (масштаб 1:1000); предварительного плана проекта расположения скважин на уступе (масштаб 1:500); поперечных профилей скважин первого ряда (масштаб 1:500 и 1:200) с таблицей расчета зарядов; геолого-технологического плана блока (масштаб 1:500); сводного плана буровых и взрывных работ (масштаб 1:1000).

Подготовка исходных материалов

Выбор диаметра скважин необходимо осуществлять, исходя из следующих соображений.

В породах I—II категорий трещиноватости диаметр заряда должен выбираться возможно большим (300—350 мм), и величина его ограничивается лишь технологическими соображениями (мощностью карьера, производительностью станка, устойчивостью уступов и т. д.).

В породах III—IV категорий при возможности применения многорядного взрывания диаметр зарядов может быть принят 200—250 мм.

В породах V категории, а также неоднородных и часто перемежающихся по фронту уступа породах IV категории для отбойки рудных тел небольшого размера, при узких рабочих площадках уступов, при ограничениях по величине одновременно взрывааемых зарядов, при небольшом масштабе взрывных работ

и т. п. следует принять диаметр заряда 150—200 мм. Уменьшение диаметра заряда следует обосновывать опытными взрывами и технико-экономическими расчетами.

При высоких удельных расходах ВВ, больших скоростях смещения (разлета) отдельностей интенсивность дробления массива скважинами большого диаметра может незначительно отличаться от интенсивности его дробления скважинами меньшего диаметра, если скорости смещения (соударения) отдельностей при малом диаметре будут меньше, чем при большом.

При многорядном взрывании эта разница может быть еще меньше за счет интенсивного взаимодействия (соударения) больших перемещающихся масс породы при взрыве скважин большого диаметра, а также при взрывании массивов, сложенных хорошо дробящимися от механического соударения отдельностями.

Для карьеров производительностью по горной массе более 2—3 млн м³ в год рационально применение мощных станков СБШ-250МН, СБШ-320 и др., для средних карьеров производительностью 0,5—2,0 млн м³ рациональны станки 2СБШ-200Н, для малых карьеров станки пневмоударного и вращательного бурения с диаметром долота 105—160 мм, а также станки шарошечные для бурения скважин уменьшенного диаметра. Заслуживает внимания также применение самоходных станков для бурения скважин диаметром 60—70 мм мощными бурильными молотками с независимым вращением.

Определение величины сопротивления по подошве для обеспечения нормального разрушения массива на уровне подошвы.

Предельное значение $W_{од}$ для одиночных скважин определяют по формуле С.А. Давыдова:

$$W_{од} = 53k_t d \sqrt{\frac{\rho_{ВВ}}{\rho_{п} k_{ВВ}}},$$

где k_t — коэффициент трещиноватости, равный для монолитных пород 1, для трещиноватых 1,1; сильнотрещиноватых 1,2;

$\rho_{ВВ}$ — плотность заряда ВВ, кг/дм³;

$k_{ВВ}$ — коэффициент работоспособности ВВ (по отношению к граммониту 79/21);

$\rho_{п}$ — плотность пород, т/м³.

Трест «Союзвзрывпром» рекомендует определять СПП одиночной скважины по формуле

$$W_{\text{од}} = \sqrt{\frac{p}{q_p}},$$

где p — вместимость ВВ в 1 м скважины, кг/м³;

q_p — проектный расчетный расход ВВ, кг/м³.

С учетом взаимодействия зарядов W определяют, принимая во внимание коэффициент их сближения m , по формуле

$$W = W_{\text{од}} (1,6 - 0,5m).$$

Формула справедлива при $m \leq 1,2$.

Кроме того, величина СПП проверяется из условия безопасного ведения работ по формуле

$$H \text{ctg} \alpha + c,$$

где α — угол откоса уступа;

H — высота уступа, м;

c — минимально допустимое расстояние (3,0 м) от оси скважин до верхней бровки уступа, м.

Диаметр вертикальных скважин, который обеспечивает нормальную проработку подошвы уступа при данной высоте и угле откоса уступа, находят по формуле

$$d = \frac{(H \text{ctg} \alpha + c) \sqrt{p}}{30(3 - m)}.$$

Если определенный по этой формуле диаметр скважины получается большим, чем позволяет бурить используемый на карьере станок, то надо применить станки для бурения большего диаметра, парносближенные или наклонные скважины.

Парносближенные скважины. Парное расположение скважин применяется при больших величинах СПП, когда одиночные скважины даже при коэффициенте сближения $m = 0,6$ не обеспечивают нормальную проработку подошвы уступа, из-за чего в нижней части образуются пороги, а за линией скважин наблюдаются интенсивные заколы. Парносближенные скважины бурят одна от другой на расстоянии четырех-шести диаметров. Они обеспечивают нормальную проработку подошвы при W на 30—40% больше, чем при одиночных скважинах.

Для парносближенных зарядов СПП определяются как для одиночной скважины эквивалентной вместимости ($2p$) по формуле

$$W_{\text{н}} = \sqrt{\frac{2p}{q_p}}$$

Наклонные скважины бурят параллельно откосу уступа при большой высоте уступа в трудно взрываемых породах и при малом их диаметре. В настоящее время взрывание наклонными скважинами все шире применяется на карьерах, так как этот метод обеспечивает получение существенно лучшего дробления массива, хорошую проработку подошвы уступа, резко уменьшает заколы за линию скважин, что важно для контурного взрывания.

Угол к вертикали, под которым необходимо бурить скважину, определяется по формуле

$$\beta = \arctg \frac{H \operatorname{ctg} \alpha - \sqrt{\frac{p}{q_p}}}{H}$$

Определение величины перебура и забойки. Перебур скважин делают для лучшего разрушения массива на уровне подошвы и размещения в нижней части массива большего заряда ВВ. С увеличением глубины перебура более 12—15 диаметров заряда преодолеваемое СПП не изменяется. Поэтому глубина перебура принимается равной для слабых пород 10 диаметрам зарядов, для крепких, трудно взрываемых — 15 диаметрам заряда.

Трестом «Союзвзрывпром» рекомендовано определять величину перебура для вертикальных и наклонных скважин по формуле

$$l_{\text{пер}} = 0,5qW.$$

Величина забойки влияет на разлет породы при взрыве, ширину развала породы и использование энергии взрыва на разрушение. При наличии мягких пластов в подошве (уголь, глина, песок) скважины не добуривают на 0,5—1,0 м до этого пласта.

С увеличением длины забойки уменьшается 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 рекомендуется принимать минимальную величину забойки по условиям безопасности и технологичности развала.

Длина забойки принимается равной 20—30 диаметрам скважин или $(0,5 \div 0,75)W$.

При мгновенном взрывании зарядов в ряду и относительном расстоянии $m = 0,6$ предельная СПП увеличивается примерно на 20% по сравнению со взрывом одиночной скважины. При КЗВ с большим интервалом или при $m \geq 1,2$ взаимодействия зарядов и соответственно увеличения СПП не происходит.

На практике принимают при вертикальных скважинах $m = 0,9 \div 1,3$.

При диагональных схемах КЗВ фактическое значение m увеличивается до величины 2—3 и более.

Расчетный удельный расход ВВ определяется на основе проведенных опытных или промышленных взрывов с учетом свойств пород. Ориентировочные значения можно определить по данным табл. 1.5 (первая часть учебника).

При использовании других ВВ вместо аммонита 6ЖВ расчетный удельный расход ВВ определяется с учетом поправочного коэффициента, приведенного в табл. 1.6 (первая часть учебника).

Удельный расход ВВ при многорядном взрывании принимают по первому ряду из табл. 1.5, а по второму и последующим рядам — увеличивают в породах I—III категорий трещиноватости на 5—10%, в породах IV—V категорий — на 10—15%.

Определение величины заряда производят, исходя из принципа максимального заполнения выбуренного объема скважины зарядом ВВ. Расчетные формулы приведены выше.

Поправка к расчетному расходу ВВ на размер кусков приведена ниже.

Расчетный размер кусков, мм	50	500	750	1000	1250	1500
Поправочный коэффициент						
к удельному расходу ВВ.	1,3	1,0	0,85	0,75	0,7	0,65

6.4. КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОЕ ВЗРЫВАНИЕ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

В последние годы на карьерах широко распространилось многорядное КЗВ скважинных зарядов, которое обеспечивает более высокие технико-экономические показатели взрывных работ, чем при мгновенном однорядном взрывании.

При КЗВ с помощью ДШ и пиротехнических замедлителей РПН, РПД или систем неэлектрического инициирования зарядов с волноводами СИНВ, ЭДИЛИН, НОНЕЛ, Примадет и др. применяют разнообразные схемы соединения зарядов, которые должны удовлетворять следующим требованиям:

- обеспечивать надежность передачи детонации по всей сети;
- обеспечивать высокую интенсивность дробления;
- формировать развал породы желаемых геометрических параметров;
- обеспечивать минимальные разрушения в глубь массива;
- создавать минимальный сейсмический эффект воздействия взрыва на окружающие сооружения и объекты.

Для повышения надежности схем применяют резервные магистрали, периферийные линии и кольцевые схемы ДШ, дублирование боевиков в скважинах. Эти способы увеличивают расход ДШ на взрыв и иногда малоэффективны.

Наиболее простыми являются схемы соединения сети при однорядном взрывании при соединении зарядов через один (рис. 6.4, а) или с замедлением на каждую скважину (рис. 6.4, б). Более эффективным, с точки зрения дробления горной породы и уменьшения ширины развала, является взрывание с последовательным замедлением взрыва каждой скважины. Интервал замедления между взрывами зависит от физико-технических

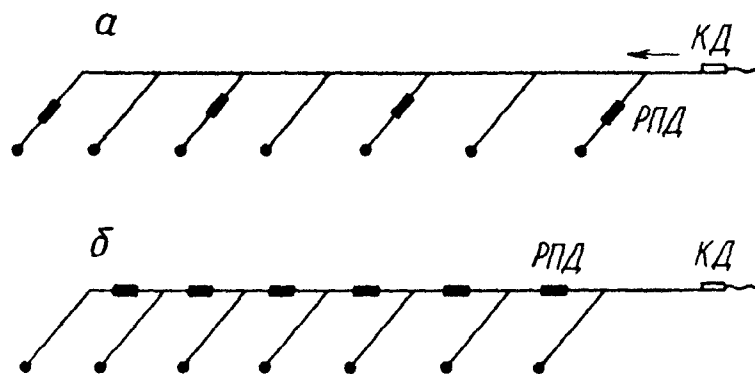


Рис. 6.4. Схемы однорядного КЗВ:
 а — замедление через скважину; б — замедление на каждую скважину

свойств горных пород и находится экспериментальным путем в пределах 20—50 мс. С увеличением крепости пород интервал замедления уменьшаются. Расстояние между скважинами для исключения подбоя одного заряда другим рекомендуется принимать не менее 28—30 их диаметров.

При больших объемах добычи полезного ископаемого целесообразнее применять многорядное КЗВ, обеспечивающее сокращение расходов на путевые работы, уменьшение числа взрывов в карьере.

При многорядном расположении скважин применяются разнообразные схемы, сущность которых заключается в создании взрывом первых зарядов, дополнительной открытой поверхности, облегчающей работу зарядов последующих взрывов, или создании взрывом первой серии зарядов по контуру взрывающего участка массива раздробленного экрана (щели), который снижает разрушение горной породы за пределами оконтуренного участка, уменьшает сейсмическое действие взрыва, а также схлопывает трещины в массиве, обеспечивая тем самым лучшее распространение энергии и дробление при взрыве.

Взрывание по рядам представляет наиболее простой вариант многорядных схем. В соответствии с этим различают взрывание продольными, поперечными и диагональными рядами.

Когда первый ряд взрывают мгновенно (рис. 6.5), а последующие ряды с замедлением, имеем простую порядную схему с продольными рядами.

В некоторых случаях первым взрывают второй или третий ряд, за счет чего достигается уменьшение ширины развала.

При трех и более рядах скважин применяют порядную врубовую схему, когда мгновенно взрывают средний врубовый ряд более глубоких и заряженных большими зарядами скважин, а затем с замедлением последовательно с обеих сторон на «вруб» взрывают остальные ряды. Эта схема обеспечивает хорошее дробление и неширокий развал взорванной массы. Однако высота развала бывает большой в месте расположения «врубового» ряда, что в зимнее время при смерзании пород повышает опасность ведения погрузочных работ.

При завышенных СПП следует взрывать по схемам, обеспечивающим взаимодействие зарядов в ряду для проработки

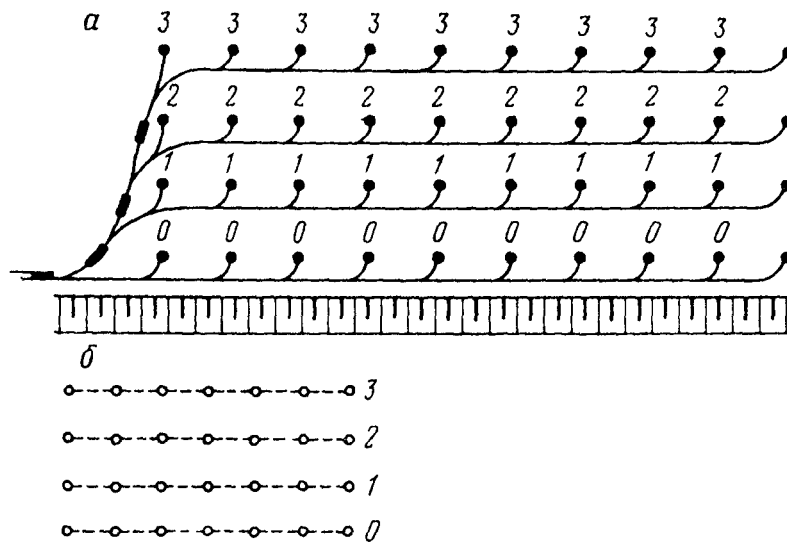


Рис. 6.5. Порядная схема КЗВ:
a — монтажная схема; *б* — последовательность взрыва

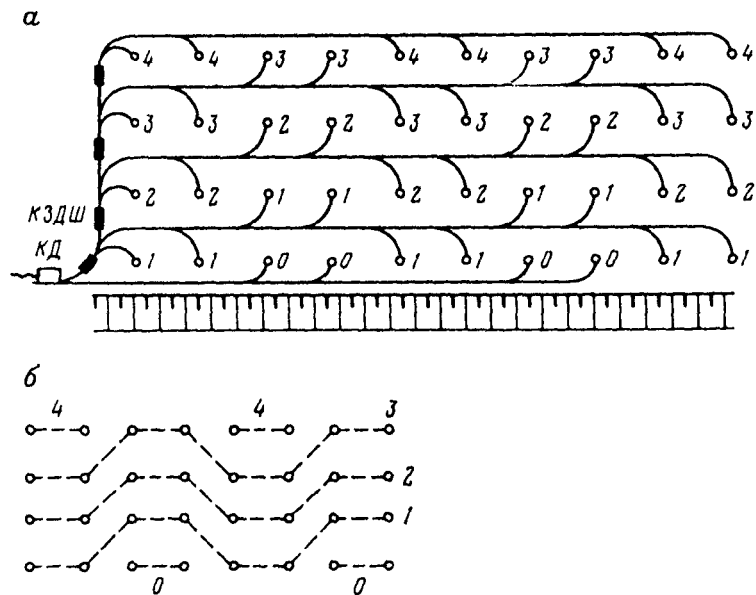


Рис. 6.6. Схема КЗВ с трапециевидными врубями:
a — монтажная схема; *б* — последовательность действия взрыва зарядов

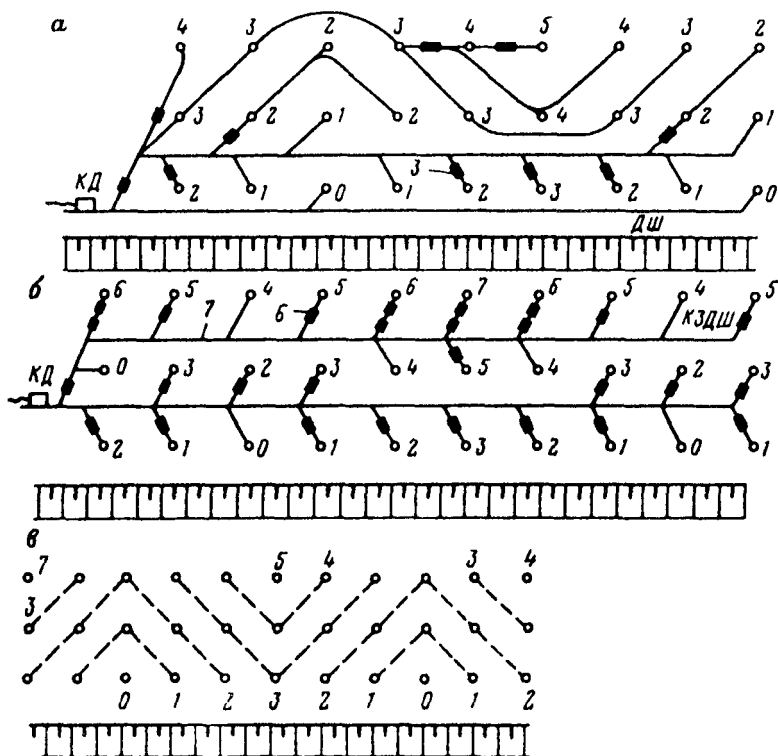


Рис. 6.7. Диагональная схема КЗВ с треугольными врубами:
а, б — схемы установки замедлителей КЗДШ; *в* — последовательность действия взрыва зарядов

подожвы уступа. В таком случае можно применить взрывание группами зарядов, например парами скважин (рис. 6.6)*.

Для получения минимальной ширины развала применяют диагональную схему, при которой широкий навал образуется в одном углу блока, а основная масса породы перемещается вдоль фронта уступа в сторону заряда, взорванного первым; применяют также порядную поперечную обычную или врубовую схему (рис. 6.7).

* Схемы выполнены в виде монтажных эскизов (рис. 6.4—6.7) и построены для условий взрывания детонирующим шнуром с помощью замедлителей РПН, РПД, так как этот способ взрывания имеет наибольшее распространение. На рисунках цифрами и пунктиром показана очередность работы зарядов, характеризующая принцип действия схемы.

При такой схеме скважины располагают при бурении по квадратной сетке, а взрывают по шахматной схеме с коэффициентом сближения скважин, равным двум. В результате этого за счет уменьшения фактических значений W_{ϕ} и увеличения a_{ϕ} улучшается дробление породы и в массиве не образуется зона с пониженными напряжениями.

Для повышения надежности инициирования крупных взрывов применяют кольцевую магистраль (рис. 6.8), к которой подсоединяют диагональные ряды скважин. Замедлители ставят в магистраль обычно между соседними диагоналями.

Иногда применяют П-образную магистраль, которая соединяет скважины по контуру блока, взрываемые мгновенно, а в самом блоке диагонали или врубы инициируют с замедлениями (рис. 6.9). При этой схеме взорванные по контуру заряды отделяют блок от массива, чем достигается снижение сейсмического действия, а также происходит схлопывание трещин, за счет чего улучшается дробление массива.

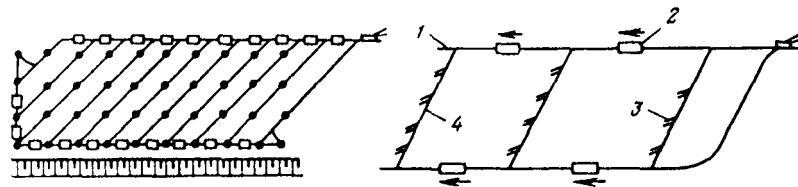


Рис. 6.8. Схема КЗВ с кольцевой магистралью:
1 — ДШ; 2 — РПД; 3, 4 — диагональные линии ДШ

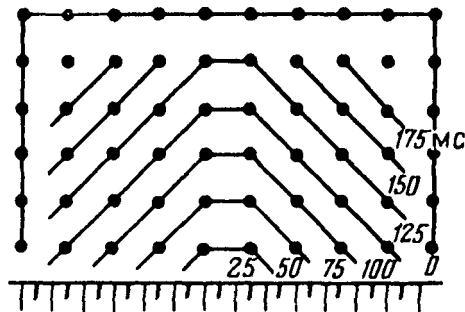


Рис. 6.9. Схема КЗВ с П-образной магистралью

При проходке траншей лучшее дробление обеспечивают врубовые схемы: взрывом одного из рядов, как правило, среднего, образуется вруб, на который и производят взрывание остальных рядов. Скважины врубового ряда бурят по сближенной сетке $a = (0,6 \div 0,7)W$ и перебур увеличивают на 1 м. В породах невысокой крепости скважины врубового ряда можно не сближать.

6.5. ОТРИЦАТЕЛЬНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ВЗРЫВОВ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ И СПОСОБЫ ИХ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ

Низкое качество взрыва может быть получено из-за неправильного выбора расчетного расхода ВВ, параметров расположения зарядов во взрываемом массиве и схемы коммутации взрыва отдельных зарядов.

При этом получают повышенный выход негабарита, усиленный выброс породы на верхнюю бровку (рис. 6.10, *а*), образуются пороги в подошве уступа (рис. 6.10, *б*), козырьки на верхней бровке уступа (рис. 6.10, *в*), а также заколы массива за линию скважин (рис. 6.10, *г*), увеличенный развал взорванной породы (рис. 6.10, *д*).

Указанные факторы существенно снижают эффективность всех последующих процессов добычи (погрузки, транспорта, первой стадии механического дробления).

При повышенном выходе негабарита увеличивается в целом по взрыву средний размер куска, что затрудняет работу машин

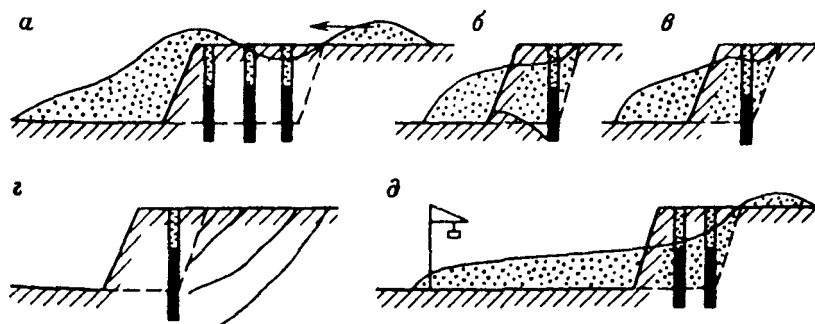


Рис. 6.10. Результаты некачественных массовых взрывов на карьерах

Таблица 6.1

Причины некачественных результатов взрыва и способы их устранения

Результаты взрыва	Причины	Способ устранения
Повышенный выход негабарита	Недостаточный расчетный расход ВВ Низкое расположение заряда в скважине (недостаточный заряд в каждой скважине) Недостаточная мощность применяемого ВВ Неправильная последовательность взрыва зарядов, неправильный интервал замедления Чрезмерно большой диаметр скважин (в трудно взрывае­мых породах)	Увеличить расход ВВ Расширить сетку скважин, увеличить заряд в скважине, применить рассредоточение заряда Заменить ВВ на более мощное Изменить последовательность взрывания зарядов и интервал замедления Уменьшить диаметр скважин
Усиленный выброс породы на верхнюю бровку уступа, заколы массива за линию скважин	Завышенный расчетный удельный расход ВВ Недостаточный интервал замедления Неправильная последовательность замедления	Уменьшить расход ВВ; увеличить длину забойки Увеличить интервал замедления Изменить последовательность взрыва зарядов
Образование порогов	Недостаточный перебур скважин Недостаточная мощность ВВ в нижней части скважин Применение в обводненных скважинах неводоустойчивых ВВ Чрезмерная величина СПП	Увеличить перебур скважин Применить ВВ повышенной мощности Применить водоустойчивое ВВ Приблизить скважины к верхней бровке уступа, применить скважины большего диаметра, парносближенные или наклонные скважины
Образование козырьков	Чрезмерная величина забойки в скважине	Увеличить заряд в скважине, применить рассредоточенные заряды
Повышенный развал породы	Повышенный расчетный удельный расход ВВ Недостаточная величина СПП для данного диаметра скважин	Уменьшить удельный расход ВВ Увеличить величину СПП

погрузочно-транспортно-дробильного комплекса из-за необходимости их работы на более крупной взорванной массе.

Усиленный выброс породы на верхнюю бровку уступа приводит к большим дополнительным затратам на очистку верхней площадки от породы с помощью бульдозера 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 откосов уступов.

Образование порогов в подошве уступа весьма затрудняет работу экскаваторов. Перед настилкой пути пороги требуется ликвидировать взрывами шпуровых или скважинных зарядов небольшого (до 100 мм) диаметра.

Образование козырьков в верхней части откоса уступа 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 электропередачи, расположенных на нижележащем уступе. Перечисленные недостатки выполнения взрыва могут встречаться как отдельно, так и в совокупности.

В табл. 6.1 приведены основные причины отрицательных результатов взрыва и способы их предупреждения или устранения.

Выполняемые расчеты параметров массового взрыва, как правило, требуют опытной проверки и корректировки. Эту работу проводят по специальной методике проведения опытных массовых взрывов на карьерах, разработанной МГИ. Этой же методикой следует пользоваться при оценке эффективности применения новых типов ВВ, других параметров скважин, схем КЗВ и т. д.

6.6. МЕТОДЫ ВЗРЫВАНИЯ ОКОНТУРИВАЮЩИХ СКВАЖИН

Это методы направленного уменьшения разрушающего действия взрыва в желаемом направлении. Применяется для увеличения устойчивости откосов уступов и бортов карьеров скальных

пород при их выходе на проектный контур и весьма широко в гидротехническом строительстве, где требуется получить стенки каналов, места врезки в берега плотин с минимальными нарушениями. Существует два основных метода выполнения контурного взрывания:

а) метод предварительного щелеобразования, когда по проектному контуру борта карьера или выемки заранее бурят и взрывают ряд сближенных скважин иногда уменьшенного диаметра (60—100 мм) (рис. 6.11, а);

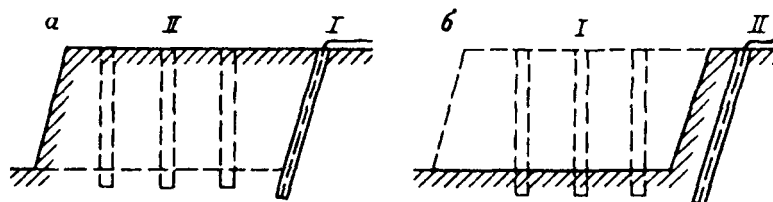


Рис. 6.11. Схемы контурного взрывания:

а — с предварительным щелеобразованием; б — завершающих контурных взрывов; I—II — последовательность работ

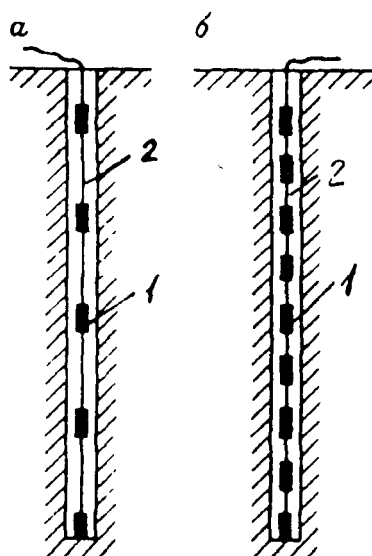


Рис. 6.12. Схемы гирляндных зарядов:

1 — патроны; 2 — ДШ

б) метод завершающего контурного взрывания, когда производят доработку разрушаемого объема до проектного контура (рис. 6.11, б). Скважины контурного ряда заряжают гирляндами рассредоточенных зарядов (рис. 6.12).

Физическая сущность действия взрывов при контурном взрывании основана на учете различных форм проявления действия взрыва двух (или нескольких) зарядов, взрывааемых одновременно при изменении расстояния между ними. Во всех случаях, как известно, вокруг заряда образуется зона разрушения, величина которой при контурном взры-

вании должна быть минимальных размеров. Это достигается за счет применения специальной конструкции зарядов, уменьшения плотности заряжения, а также подбором ВВ с минимальным бризантным действием. Для этого на практике создают радиальный зазор между патроном ВВ и стенками скважины, так как известно, что давление газов взрыва обратно пропорционально плотности заряжения. При одновременном взрыве двух рядом расположенных зарядов, как известно, поле напряжений на линии, соединяющей скважинные заряды, оказывается выше, чем во всех других направлениях. Поскольку скорость роста трещин увеличивается с ростом напряжений, то на линии, соединяющей заряды, в первую очередь образуется трещина, по которой происходит прорыв газов в атмосферу с резким снижением давления в зарядных камерах.

Разрушительное действие таких зарядов при небольшой плотности заряжения будет очень ограниченным. На массиве остается 30—50% сечения скважин без видимых следов разрушения стенок.

Расстояние между оконтуривающими зарядами определяется отношением $\sigma_{сж}/\sigma_p$, которое изменяется в пределах 10—30 для всех пород, и коэффициентом Пуассона, диапазон колебаний которого тоже велик и может быть принят равным $\nu = 0,3$.

Расчеты показывают, что расстояние между зарядами должно быть $a = (4,5-9)d$ (d — диаметр скважины). На практике расстояние между оконтуривающими скважинами при их диаметре 100 мм и диаметре заряда 32 мм принимают 50—90 см или 16—28 диаметров заряда.

Для расчета расстояния между скважинами рекомендуется формула Гидроспецстроя:

$$Q = 22d_3k_3k_y,$$

где d_3 — диаметр заряда, м;

k_3 — коэффициент зажима; при полном зажиме (оконтуривание котлована) $k_3 = 0,25$; при оконтуривании на уступе при числе рядов скважин больше 3 величина $k_3 = 1,0$; при числе рядов скважин до 3 величина $k_3 = 1,1$;

k_y — коэффициент геологических условий; при отсутствии ярко выраженной трещиноватости $k_y = 1,0$; при угле между господствующей системой трещин и плоскостью линии оконтуривания

вания $90^\circ k_y = 0,9$; при угле $20-70^\circ k_y = 0,85$; при совпадении плоскостей трещин с линией оконтуривания $k_y = 1,15$.

Величину заряда в 1 м скважины принимают равной:

- для крепких пород $(0,4 \div 0,6)$ кг/м;
- для средних пород $(0,2 \div 0,3)$ кг/м.

Длину забойки принимают 2—4 м. Глубину контурных скважин принимают одинаковой или на 1 м глубже скважин рыхления.

Расстояние между контурными скважинами и скважинами рыхления принимают равным 10—20 диаметрам зарядов рыхления.

Если взрывные массивы склонны к заколообразованию, к оконтуриванию предъявляют повышенные требования, глубину оконтуривающих скважин принимают на 7—12 диаметров глубже скважин рыхления. Заряды опускают в скважины на шпагате в виде гирлянд. Если угол наклона скважин больше или меньше предельного, гирлянды зарядов привязывают к рейкам, на которых заряды и подают в скважины. При этом целесообразно, чтобы рейка находилась между зарядами и оконтуривающей поверхностью.

Схемы бурения контурного ряда специальным станком с отрицательным углом наклона мачты

Взрывание зарядов при предварительном щелеобразовании лучше делать заранее, до бурения скважин рыхления. Если это невозможно, то оконтуривающие скважины взрывают с опережением не менее 100 мс в средних и не менее 75 мс в крепких породах. При бурении контурных скважин необходимо особенно точно выдерживать их направление, и поэтому

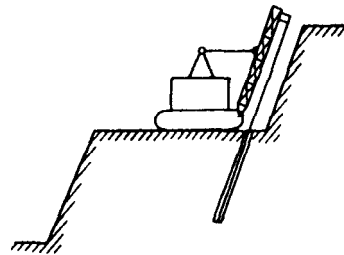


Рис. 6.13. Схемы бурения контурного ряда специальным станком с отрицательным углом наклона мачты

станки устанавливают обычно на специальных рельсах, с которых возможно бурение сразу нескольких скважин, и точность положения в массиве достигается достаточно высокой. Для бурения контурного ряда скважин требуется применять станки, которые были бы способны бурить скважины с отрицательными углами наклона по отношению к станку (рис. 6.13).

Применение таких станков (фирма «Атлас Копко») позволит максимально уменьшить размеры рабочих площадок между уступами на проектном контуре, уменьшив тем самым объем выемки вскрышных пород.

Рекомендуемые параметры расположения зарядов при контурном взрывании приведены в табл. 6.2.

Таблица 6.2

Параметры расположения зарядов для метода предварительного шелеобразования при диаметре заряда 32 мм (ВВ аммонит 6ЖВ) (по данным Гидроспешпроекта)

Характеристика горных пород	Направление щели по отношению к основной системе трещин	Расстояние между скважинами	
		см	в диаметрах заряда
Известняк IV и VII категорий, горизонтального залегания с глинистыми пропластами и вертикальными трещинами, разбит на блоки размером 20—50 см в наибольшем ребре	Параллельное	90	28
То же	Под углом 30—70°	70	22
Известняк VII категории, пласты перемятые, сильнотрещиноватые	Параллельное	80	25
То же	Под углом 30—70°	70	22
Песчаник тонкозернистый VI категории, крупноблочный	Вертикальной трещиноватости нет	60—70	19—22
Гранит мелкозернистый X категории, трещиноватый	Господствующая система трещиноватости отсутствует	60	19
Диабаз X категории, трещиноватый, крупноблочный	Параллельное	70	22
То же	Под углом 30—70°	50	16

6.7. МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ШПУРОВЫМИ ЗАРЯДАМИ

Параметры расположения шпуров. На карьерах шпуровой метод применяют при небольших объемах работ, раздельной (селективной) выемке и малой мощности месторождения полезного ископаемого, добыче крупных блоков строительного и отделочного камня, разработке ценных полезных ископаемых в тех случаях, когда необходимо сохранить структуру ископаемого или не допустить излишнего его измельчения, для дробления негабаритов и рыхления мерзлоты. Вертикальные (рис. 6.14, а), наклонные (рис. 6.14, б) или горизонтальные (слабонаклонные) шпуры диаметром от 32 до 70 мм и глубиной до 3—5 м на карьерах бурят ручными или установленными на легких каретках бурильными молотками.

Для лучшего отрыва породы шпуры бурят с перебором, составляющим 10—15% высоты уступа. Если в подошве уступа залегают более слабые породы, то шпуры бурят на глубину, равную высоте уступа. При наличии в подошве уступа глинистых или слабых прослоев шпуры недобуривают до этого слоя на 15—20 см.

Расстояние между шпурами в ряду должно быть таким, чтобы исключить повреждение соседних зарядов, взрывааемых с задержаниями.

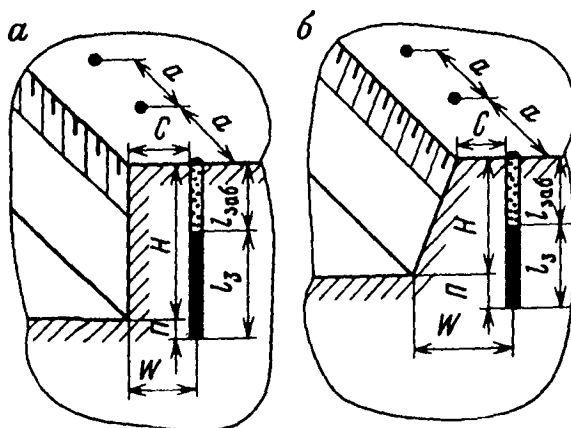


Рис. 6.14. Схемы и элементы расположения шпуров при взрывании на карьерах

При огневом инициировании расстояние между шпурами в ряду принимают

$$a = (1,2 \div 1,5)W;$$

при электрическом инициировании и с помощью ДШ

$$a = (0,8 \div 1,3)W.$$

Массу шпурового заряда определяют по формуле

$$Q = q \cdot a \cdot H \cdot W,$$

где q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³;

H — высота уступа, или мощность взрываемого слоя, м;

W — сопротивление по подошве, м.

Для интенсивного дробления пород и хорошей проработки подошвы уступа значения W не должны превышать:

20—25 диаметров заряда для крепких пород,

25—35 диаметров заряда для пород средней крепости.

При взрывании шпуров с величиной СПП меньше 1 м фактический удельный расход ВВ увеличивается. Поэтому в расчетную формулу определения величины заряда вводят поправочный коэффициент K_w , значение которого приведено ниже.

W	1,0	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4	0,3
K_w	1,0	1,15	1,37	1,8	2,4	3,5	5,4	8,8

Достоинства метода шпуровых зарядов: равномерное и мелкое дробление взрываемых пород, возможность применения в любых горно-геологических условиях, простота; недостатки: большой объем бурения, высокая стоимость работ, необходимость заряжания и взрывания большого числа шпуров, сложность организации работ при необходимости отбойки значительных объемов породы.

6.8. МЕТОДЫ ВЗРЫВАНИЯ КОТЛОВЫМИ ЗАРЯДАМИ

При методе котловых зарядов на забое (дне) шпура или скважины взрывают небольшие заряды ВВ (рис. 6.15), в результате чего их нижняя часть разрушается и образуется эллипсоидная камера. В эту камеру после ее охлаждения в течение не менее 15 мин помещают значительно больший заряд ВВ.

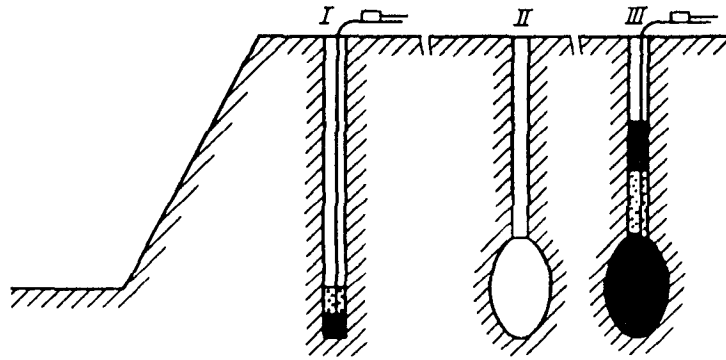


Рис. 6.15. Последовательность операций при котловом взрывании:
 I — размещение прострелочного заряда; II — готовая котловая скважина;
 III — комбинированный заряд: удлиненный заряд в верхней части скважины, котловой — в нижней части

Полученное на дне шпура скважины расширение называют котлом, а помещенный в нее заряд ВВ — котловым зарядом. Объем котла должен соответствовать массе заряда, намечаемого по расчету.

Метод котловых зарядов применяют для одиночного и серийного взрывания, преимущественно при разработке трещиноватых достаточно устойчивых пород, допускающих возможность взрывного образования котловых расширений.

Величину заряда для простреливания определяют, исходя из величины основного заряда и коэффициента простреливаемости данных пород. Коэффициент простреливаемости численно определяется отношением объема полученной котловой полости в дм^3 от заряда в 1 кг. При плотности заряда $\rho_{\text{ВВ}} = 1 \text{ кг/дм}^3$ коэффициент простреливаемости показывает, какой заряд разместится в котле при взрыве 1 кг ВВ. Поэтому необходимо сначала рассчитывать величину основного заряда, а затем величину прострелочного заряда. Величину прострелочного заряда в шпурах принимают равной 0,3—0,7 кг, а в скважинах 10—15 кг. Если прострелочный заряд оказался больше указанной величины, применяют двойную прострелку. Прострелочные заряды взрывают с применением патронов-боевиков, которые опускают в шпуры или скважины на шпагате, а при горизонтальных

шпурах досылают забойником. При простреливании высота забойки составляет 0,8—1,25 высоты заряда, иногда забойку не применяют.

При глубине 4 м и более патроны-боевики вводят с двумя зажигательными трубками. Если глубина больше 9,5 м, прострелочный заряд инициируют только электрическим способом или с помощью ДШ. Для увеличения объема котлов в шпурах их целесообразно после простреливания очистить продувкой сжатым воздухом. Размеры образованных котлов после взрыва оценивают по отклонению металлического стержня, опускаемого в скважины или шпур на шпагате.

Существуют специальные приборы для определения размеров котла. Однако на практике из-за сложности их и неудобства использования они не получили применения. Скважины или шпуры, подлежащие простреливанию, нужно бурить на такую глубину, чтобы после простреливания центр заряда находился на уровне подошвы уступа.

Величину прострелочного заряда $Q_{\text{пр}}$ определяют по формуле

$$Q_{\text{пр}} = \frac{Q}{(P_{\text{пр}} \rho_{\text{ВВ}})^n},$$

где Q — расчетный заряд для взрывания, кг;

$P_{\text{пр}}$ — показатель простреливаемости породы, показывающий, какой объем котла можно получить в породе от взрыва 1 кг ВВ (табл. 6.3);

$\rho_{\text{ВВ}}$ — плотность заряда в котле, кг/дм³;

n — показатель, равный порядковому номеру простреливания.

Если необходимо выполнить два простреливания, то величина первого прострелочного заряда

$$Q_1 = \frac{Q}{P_{\text{пр}} \cdot \rho_{\text{ВВ}}},$$

второго прострелочного заряда

$$Q_2 = \frac{Q}{(P_{\text{пр}} \cdot \rho_{\text{ВВ}})^2}.$$

Ориентировочно требуемый диаметр котла определяется по формуле

Таблица 6.3

Показатели простреливаемости при взрывании различных пород аммонитом 6ЖВ

Породы	Категория крепости породы по ЕНВиР, 1960	Категория крепости пород по шкале М.М. Протодяконова	Показатель простреливаемости, дм ³ /кг
Глина пластичная	I	VIII	500—1000
Глина плотная	II	VIII	200—400
Суглинок тяжелый	II	VIII	120
Крепкие глины	III	VII	110
Лёсс	III—IV	VIIa	100
Мел	IV	VI	45
Гипс	IV—V	VI	30
Известняк-ракушечник	V—VI	VI	20
Опока, мергель	IV—V	VI	20
Туфы трещиноватые, плотная тяжелая пемза	V	VI	15
Конгломерат и брекчия на известняковом цементе	V—VI	V	10
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, известняк, мергель	VI—VII	V	7—10
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известняковом цементе	VII—VIII	IV	4—7
Известняк, песчаник	VII	IV—III	—
Гранит, гранодиорит	VII—X	IV—I	4—7
Базальт, андезит	IX—XI	III—I	2—4
Кварцит	X	II	2
Порфирит	X	II—I	2

$$D_k = 1,2L \sqrt{\frac{Q}{\rho_{ВВ}}}$$

Максимально допустимая величина первого прострелочного заряда определяется из условия, что его длина в скважине должна быть не более двух диаметров котла.

Котловые заряды рассчитываются по формуле

$$Q = q \cdot W^3.$$

Величину ЛНС для котлового заряда принимают равной 0,6—0,9 высоты уступа. Расстояние между центрами котловых зарядов принимают $(1,0 \div 1,5)W$.

При зарядании в котел высыпают 50—85% расчетного заряда ВВ, опускают патрон-боевик, а затем засыпают оставшуюся часть заряда ВВ и производят забойку.

Для улучшения дробления породы верхней части уступа в верхнюю часть скважины вводят дополнительный заряд ВВ (см. рис. 6.15, III).

При определении величины дополнительного заряда в котловой скважине принимается, что котловой заряд 2 дробит породу в зоне, равной $(0,7 \div 0,8)W$. За пределами этой зоны и следует размещать дополнительный заряд, величина которого определяется по формуле

$$Q_{\text{доп}} = [L - (0,7W + l_{\text{заб}}^1)]p,$$

где $l_{\text{заб}}^1$ — необходимая величина верхней части забойки, обычно $(15 \div 25)d_3$;

L — глубина скважины, м.

Главным недостатком применения котловых шпуров и скважин является ненадежность результатов взрыва. В зависимости от свойств породы котел можно получить чрезмерно большим и не заполнить полностью ВВ и, наоборот, маленьким, из-за чего в нем не разместится расчетный заряд. Если котел образуется выше уровня подошвы, из-за частичного обрушения породы в скважине при взрыве будут оставаться пороги. При простреливании довольно часто происходят полные обрушения скважин, что требует перебуривания этого участка или трудоемкой чистки скважин. При взрыве котловых зарядов образуется большое количество негабарита, так как ВВ размещают в одном месте,

вследствие чего в непосредственной близости к заряду порода подвергается излишне мелкому дроблению, а с удалением от заряда она дробится на крупные куски. Это снижает производительность погрузки или требует увеличения расходов на вторичное взрывание. Поэтому котловые заряды применяют весьма редко.

На некоторых карьерах применяют и испытывают взрывание скважин с расширенной нижней частью, с 243 до 400—450 мм, где размещают заряд ВВ. Этот способ относится к методу скважинных зарядов, а не котловых, хотя в литературе и на производстве его характеризуют как метод взрывания с котловыми расширениями.

6.9. МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ДОРОГ В ГОРНЫХ УСЛОВИЯХ

В целях оптимизации проектирования и организации взрывных работ при дорожном строительстве в горных условиях в Гидроспецпроекте разработаны базовые технологии, которые учитывают условия и требования к результатам работ.

Предусматривается следующая последовательность выполнения работ:

1. Обследование и обезопасивание горных склонов в районе прохода дороги.
2. Обустройство склонов.
3. Выполнение основных буровзрывных работ.
4. Разработка и транспорт горной массы.

При обустройстве склонов с крутизной от 20 до 30° на них устанавливают трапы с перилами для прохода людей. Для возможности передвижения буровых станков устраиваются тропы шириной, принимаемой в зависимости от типа отечественных станков по табл. 6.4.

При крутизне склонов от 30 до 45° скалолазы на 5—10 м выше границы разрабатываемой выемки провешивают на анкерах или крючьях страховочный канат. Используя его для самостраховки, проходчики сооружают коммуникационную тропу шириной 1 м, на этом же высотном уровне и выставляют по внешней ее стороне вантовое ограждение. Ниже вдоль коммуникационной тропы навешивается второй страховочный канат для самостраховки

Таблица 6.4

Показатели	Тип станков			
	СВУ-100Г	СВУ-100П	СВУ-100Н	БТС-150
Глубина бурения, м	25	25	25	24
Направление бурения, градус	0; 15; 30	-15; 0; 15; 30	-15; 0; 15; 30	0—30
Габариты, м:				
длина	4,00	3,65	2,18	6,60
ширина	2,30	1,80	1,30	3,08
высота	3,68	2,76	2,52	5,75
Масса, кг	5000	4000	700	22300
Ширина буровой тропы*, м	3,8	3,3	2,8	4,5
* Определена из условия обеспечения свободного прохода людей и зазора между станком и бортом тропы и может быть изменена в меньшую сторону при проведении специальных мероприятий, предусмотренных в проекте производства работ.				

и сооружается буровая тропа. При этом может использоваться взрывание шпуровых зарядов. Энергоснабжение буровых работ и проход людей в забой осуществляются по коммуникационной тропе. Места перехода людей с коммуникационной на буровую тропу оборудуют лестницами с перилами.

При крутизне склонов от 45 до 60° устраивают коммуникационную и буровую тропы по описанной выше схеме. Переход людей с коммуникационной на буровую тропу происходит по лестничным ходовым отделениям. При крутизне склонов свыше 60° схема освоения склонов определяется по месту работ с учетом требований безопасности и микрорельефа склона. При этом могут быть рассмотрены и варианты с прохождением дороги на особо крутых и опасных участках в пройденном для этого тоннеле.

Стадия выполнения основных буровзрывных работ имеет общие черты с разработкой котлованов ответственных сооружений, включая ограничения на применяемые диаметры зарядов и необходимость обеспечения устойчивости откосов выемки путем применения контурного взрывания.

На этапе разработки и транспорта горной массы при больших длине и глубине выемки устраивают временные проезды для обеспечения работы экскаваторов в нескольких забоях и

Таблица 6.5

Тип склона	Крутизна склона, градус	Элементы организации работ						
		Характер перемещения по склону буровых машин	людей	Наличие и ширина троп, м	буровых	коммуникационных	Способ проходки троп буровых	коммуникационных
I	До 20	Свободное для самоходных станков на гусеничном ходу	Свободное	—	—	—	—	—
II	20—30	По буровым тропам	По трапам с перилами	3,5 (для станка БТС-150)	—	Бульдозер, изредка помогает БТС-150; допустима полунасыпка-полунасыпь	—	—
III	30—45	То же	По коммуникационной тропе с переходом на буровую тропу по лестнице с перилами	4,5 (для станка БТС-150); 4,0 (для станков пневмоударного бурения на базе трактора)	1,0	Вручную с использованием шпуровых зарядов	—	—
IV	45—60	То же	По коммуникационной тропе с переходом на буровую тропу по лестничным ходовым отделениям	2,0 (для станков СБУ-100Н, НКР-100М)	1,0	Вручную с использованием шпуровых зарядов	—	То же
V	Свыше 60							

Решается по месту с использованием микрорельефа

кольцевой транспортной схемы. Высоту промежуточных горизонтов принимают в соответствии с параметрами применяемого выемочного оборудования.

С учетом изложенных положений в табл. 6.5 приведена классификация горных склонов при дорожном строительстве с указанием основных классификационных признаков и рекомендуемых базовых схем организации взрывных и сопутствующих работ.

На склонах I—II типов согласно классификации (рис. 6.16 и 6.17) по техническим возможностям применения предпочтение отдается самоходному буровому станку БТС-150 на базе трактора, который способен передвигаться, имея на буксире передвижной компрессор, и может оказывать помощь бульдозеру при нарезке троп в части обуривания и взрывания отдельных скальных выступов.

На склонах III типа (рис. 6.18) проходку буровых троп шириной 4 м производят с помощью буровых станков БТС-150 или ШПА-3 пионерным забоем, т. е. с обуриванием передового забоя тропы горизонтальными и слабонаклонными скважинами. Бурение основных взрывных скважин с буровых троп предусмат-

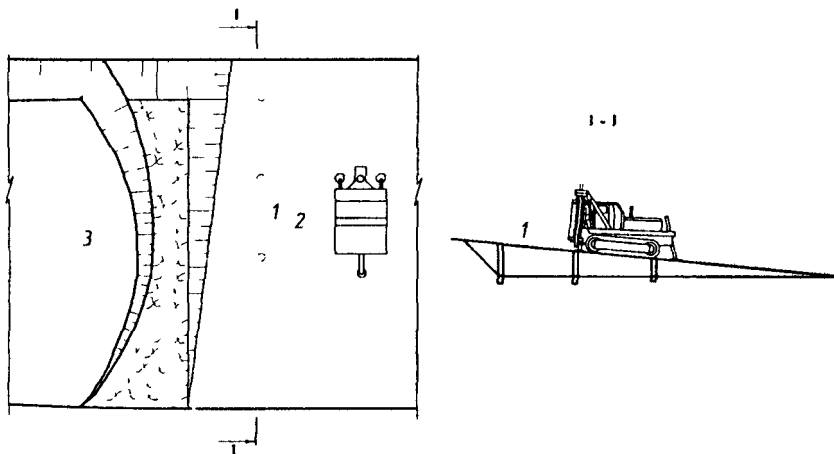


Рис. 6.16. Схема организации работ при сооружении дорог на склонах I типа:

1 — бурение взрывных скважин на склоне; 2 — зарядание и взрывание зарядов, 3 — экскавация горной массы

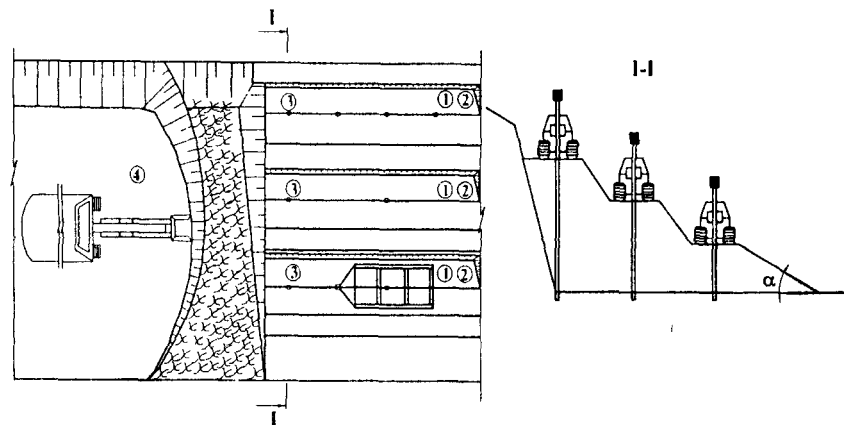


Рис. 6.17. Схема организации работ при сооружении дорог на склонах II типа:

1 — нарезка буровых троп шириной 4 м бульдозером; 2 — эпизодические БВР для обеспечения работы бульдозера; 3 — бурение взрывных скважин с буровой тропы; 4 — экскаваторный забой

ривается станками на базе трактора с навеской бурового пневмоударного оборудования таким образом, чтобы было возможно бурение веерных скважин в вертикальной плоскости, перпендикулярной оси трактора, а также тропы.

На склонах IV типа (рис. 6.19) буровая тропа предназначена для установки и перемещения легких буровых станков типа СБУ-100Н или НКР-100М и имеет ширину 2 м. С внешней стороны такие тропы имеют ограждение.

Описанные схемы организации работ по строительству дорог в горной местности предусматривают применение отечественного бурового оборудования. При возможности использовать мобильное, сравнительно малогабаритное и легкое, высокопроизводительное зарубежное буровое оборудование с большим радиусом досягаемости схемы работ могут быть скорректированы и усовершенствованы, однако принципы, заложенные при их разработке, — обеспечение безопасности и высоких темпов работ, сохраняются. В частности, ширина буровых троп при использовании зарубежного оборудования должна на 1,5 м превышать ширину буровых станков.

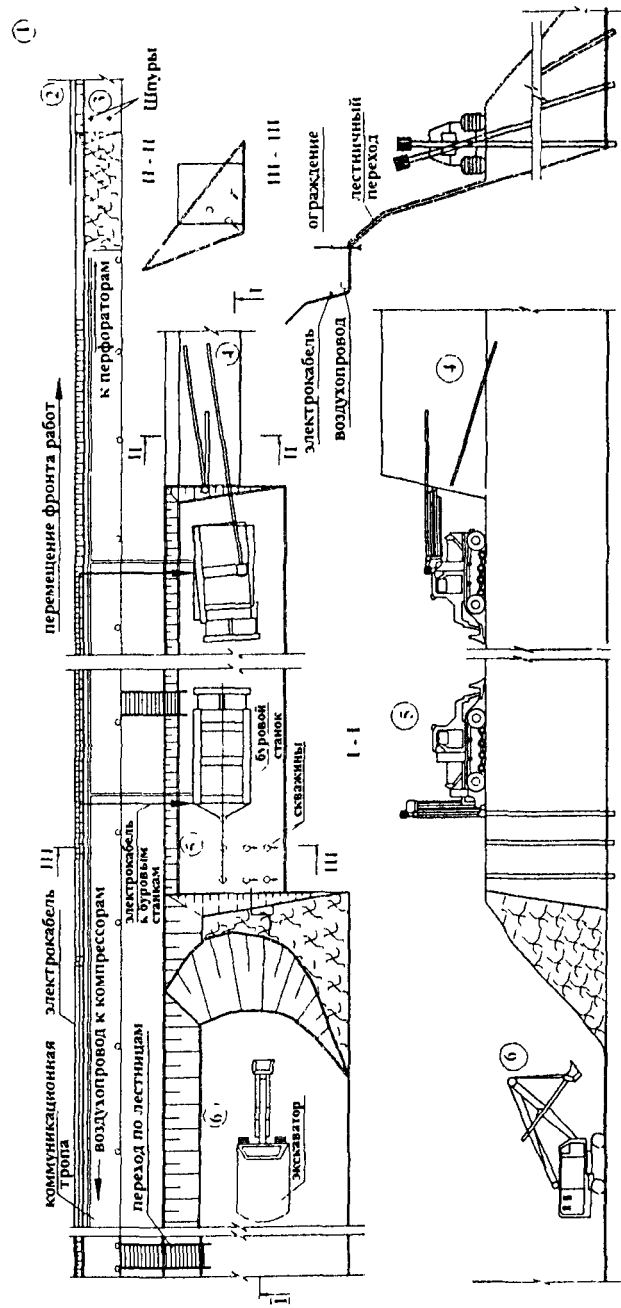


Рис. 6.18. Схема организации работ при сооружении дорог на склонах III типа:

1 — оборка склона скалолазами; 2 — навеска на склоне страховочного каната скалолазами; 3 — проходка коммуникационной тропы шириной 1 м; 4 — проходка буровой тропы шириной 4 м пионерным забоем; 5 — бурение взрывных скважин с буровой тропы; 6 — экскаваторный забой

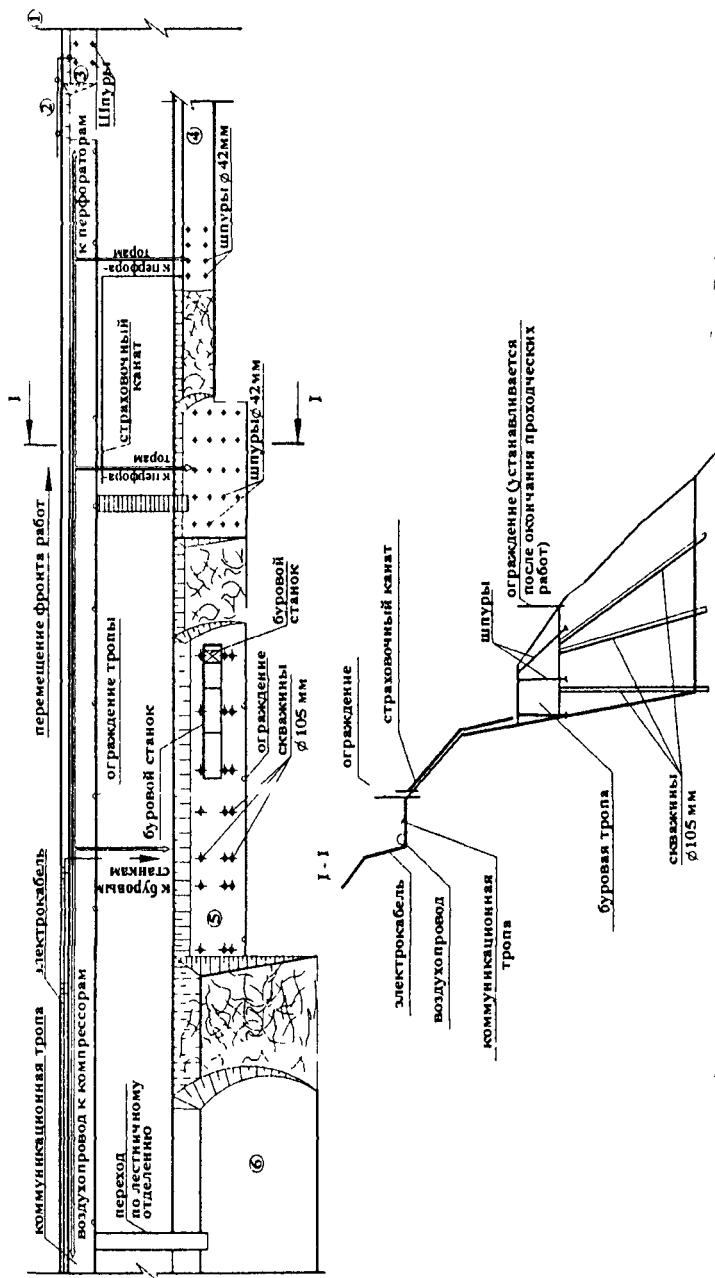


Рис. 6.19. Схема организации работ при сооружении дорог на склонах IV типа:

1 — оборка склона; 2 — навеска на склоне страховочного каната; 3 — проходка коммуникационной тропы шириной 1 м; 4 — проходка буровой тропы шириной 2 м; 5 — бурение взрывных скважин легкими буровыми станками; 6 — экскаваторный забой

Во всех случаях развитие работ на крутых высоких склонах происходит ступенчато по высоте с выдерживанием необходимого по технике безопасности отставания нижележащих рабочих зон. Первыми идут скалолазы, ведущие расчистку склона и навеску страховочного каната. Затем с отставанием продвигается забой коммуникационной тропы, а ниже, также с отставанием — забой буровой тропы, на которой располагают буровые станки, подготавливающие к взрыву блоки сооружаемой выемки. Далее, также с отставанием, по отметке первого снизу яруса ведут разработку и погрузку взорванного грунта выемочно-погрузочным оборудованием.

При правильной организации работ их максимальная интенсивность определяется производительностью экскаватора. В случае необходимости ускорения работ должны быть организованы дополнительные экскаваторные забои.

6.10. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОЙ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

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

На карьере необходимо обеспечить такое дробление руды взрывом, чтобы затраты на ее переработку были минимальными. Этому условию соответствует рациональная степень дробления. Конечная себестоимость полезного ископаемого определяется по формуле

$$C_{\text{общ}} = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7 + C_8,$$

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

C_6 — себестоимость транспортирования руды, руб/м³;
 C_7 — себестоимость первой стадии крупного дробления, руб/м³;
 C_8 — себестоимость измельчения руды до требуемой крупности, руб/м³.

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

И в некоторых случаях в формуле необходимо учитывать увеличение 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

$$\frac{\Delta C_3 + \Delta C_4 + \Delta C_5}{\Delta C_7} > 1 \text{ или } \frac{\Delta C_3 + \Delta C_4 + \Delta C_5}{\Delta C_7} < 1,$$

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 неравенства меньше единицы, то целесообразно увеличение кондиционного размера куска и наоборот.

Подсчеты, приведенные для карьеров, разрабатывающих крепкие породы ($f > 10$), показывают, что только для небольших карьеров с производственной мощностью менее 50000 т в год возможно установить допустимый размер куска 0,5 м, а на карьерах с производственной мощностью более 300000 т допустимый размер куска должен быть более 1 м.

В случае применения оборудования непрерывного действия на карьерах большой производственной мощности, разрабатывающих скальные породы, рациональная степень дробления определяется аналогичным способом. При этом увеличение себестоимости буровзрывных работ даже в кратное число раз с целью интенсификации измельчения полезного ископаемого может

оказаться целесообразным благодаря большой экономической эффективности применения роторных экскаваторов, конвейеров и устранению крупной стадии дробления на фабриках.

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. Подсчитываются себестоимость отдельных процессов, а затем строится график (рис. 6.20), из которого видна зона минимальной себестоимости добычи. Обычно она выражена неявно и имеется определенный диапазон значений удельных расходов ВВ (q_{opt}), при котором себестоимость добычи минимальна. Эти параметры взрывания и рекомендуется применять при проектировании взрывов для каждой категории пород.

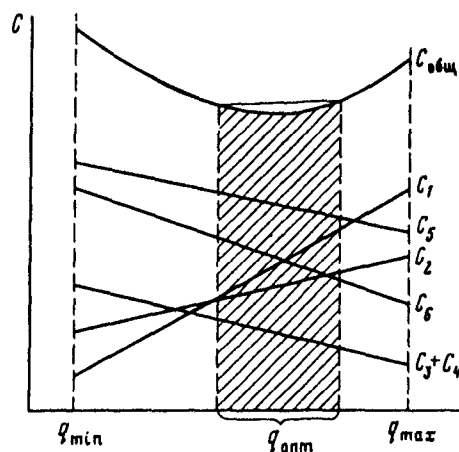


Рис. 6.20. Экспериментальное определение рациональной степени дробления горных пород взрывом в зависимости от удельного расхода ВВ

Аналогично проводят расчеты по определению рациональной степени дробления и при подземной разработке руд.

В ряде случаев, когда качество взрыва влияет на результаты переработки минерального сырья на фабриках, необходимо рациональную степень дробления рассчитывать с учетом всех технологических переделов вплоть до получения конечного продукта и учитывать изменение его стоимости (выхода, качества) при изменении интенсивности взрывного воздействия.

Таким образом, общая формула, определяющая целесообразность увеличения интенсивности взрывного воздействия на массив с целью улучшения показателей извлечения (получения) конечного продукта, будет иметь вид:

$$\Delta C_{\text{БВР}} + \Delta C_{\text{мд}} + \Delta C_{\text{пм}} + \Delta C_{\text{ик}} > \Delta C_{\text{кп}},$$

или

$$\Delta C_{\text{БВР}} + \Delta C_{\text{мд}} + \Delta C_{\text{пм}} + \Delta C_{\text{ик}} < \Delta C_{\text{кп}},$$

где отдельные члены формулы определяют **изменение расходов**:

$\Delta C_{\text{БВР}}$ — на взрывную подготовку, руб/т;

$\Delta C_{\text{мд}}$ — на механическое дробление сырья, руб/т;

$\Delta C_{\text{пм}}$ — на помол сырья, руб/т;

$\Delta C_{\text{ик}}$ — на извлечение концентрата, руб/т;

$\Delta C_{\text{кп}}$ — изменение стоимости конечного продукта в результате применения новых параметров взрывного воздействия, руб/т, с учетом увеличения или уменьшения его получения из расчетного объема переработанной руды.

6.11. ОПЫТ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ЭВМ В РАСЧЕТАХ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВАНИЯ

Увеличивающиеся объемы горных работ по добыче минерального сырья требуют совершенствования процессов подготовки и проектирования массовых взрывов.

Существующая технология проектирования взрывных работ характеризуется большой трудоемкостью, низкой производительностью труда, упрощенной методикой расчетов. Ограниченное время, отведенное на составление проекта на взрыв, и трудоемкость вычислений не позволяют рассматривать несколько

вариантов проекта, что иногда снижает эффективность взрывных работ.

Высокий уровень проектирования можно достичь при использовании систем автоматизированного проектирования (САПР), которые позволяют привлечь аппарат вычислительной математики для более точного описания физических процессов, происходящих при взрыве, оперативно производить расчеты любой сложности и трудоемкости по нескольким вариантам.

Рассматриваемая САПР обычно состоит из базовой системы и нескольких подсистем. Базовая система предназначена для решения задач проектирования БВР для определенного вида горных работ: проходки выработок; массовой отбойки руды в подземных условиях или на карьере; взрыва на выброс и т. п.

Подсистемы предназначены для решения более узких технических и технологических задач применительно к конкретным условиям. Подсистемные программы позволяют расширить результативность проектирования и создавать проекты с учетом более детального расчета зарядов ВВ, с учетом свойств системы ВВ—среда, рационального распределения энергии взрыва ВВ в массиве, оптимизации расположения скважин или шпуров на блоке, качества дробления по технологическим процессам и т. п.

Решение этих задач предусматривает создание банка данных, включающих:

- геологическое строение массива горных пород;
- физико-технические свойства взрываемых пород, типы бурового оборудования, бурового инструмента, области его применения, стойкости, производительности и т. п. ;
- ассортимент используемых промышленных ВВ и средств инициирования с расчетными и экспериментальными характеристиками;
- механизм взаимодействия различных ВВ с породой;
- охраняемые объекты, которые находятся в зоне действия взрывных работ;
- данные об обводненности разрабатываемых уступов.

Для расчета параметров взрывания часть исходных данных вводится в ЭВМ непосредственно перед проектированием — диаметр скважины, удельный расход ВВ, тип бурового станка, объем взрываемого блока и т. п.

Другая часть необходимых данных автоматически считывается из банка данных. Применительно к проектированию параметров взрывания скважинных зарядов на карьерах базовая система позволяет обосновать и выбрать следующие основные параметры:

- тип бурового оборудования и инструмента;
- тип ВВ и способ инициирования зарядов с учетом трещиноватости, взрываемости и обводненности массива и механизма взаимодействия заряда ВВ с массивом;
- параметры БВР;
- фактическую вместимость 1 м скважины;
- плотность заряжания ВВ;
- массу скважинного заряда ВВ;
- сопротивление по подошве уступа (СПП);
- расстояние между зарядами в ряду;
- расстояние между рядами скважин;
- время замедления между зарядами;
- относительное расстояние между рядами;
- число рядов скважин;
- выход горной массы с 1 м скважин;
- расход ВВ, средств инициирования;
- расчет сопротивления электровзрывной сети;
- ширину развала взорванной горной массы;
- безопасные расстояния при взрыве по сейсмическому действию, действию УВВ и разлету кусков взорванной массы;
- расчетный гранулометрический состав взорванной горной массы;
- коэффициент разрыхления горной массы;
- оптимальную ширину «подпорной» стенки при взрывании на неубранную горную массу;
- экономические показатели БВР.

Кроме того, эта система позволяет с помощью графопостроителя строить планы и разрезы взрываемых уступов; конструкции зарядов; проект на бурение с указанием высотных отметок и глубин всех скважин; схем взрывания, положение опасной зоны и распечатывать распорядок проведения взрыва.

Подсистемы проектирования взрывов могут решать множество дополнительных задач, основными из которых являются:

1. Определение рациональных параметров взрывания и степени дробления горных пород включает следующие разделы:

- определение рациональной степени дробления по минимуму приведенных затрат на 1 м³ полезного ископаемого (скальной вскрыши) по всем технологическим процессам добычи и переработки полезных ископаемых.

Автором не приводятся ссылки на конкретные программные продукты ввиду их большого разнообразия и постоянного совершенствования и изменения;

- определение потерь и разубоживания полезных ископаемых при различных способах взрывного дробления массива;
- определение гранулометрического состава взорванной горной массы в зависимости от технологии проведения взрывных работ;
- достигаемая степень дробления горной массы в зависимости от содержания в трещиноватом массиве отдельностей различной крупности;
- определение рационального числа взрывааемых рядов скважин, оптимальные параметры развала горной массы;
- определение размеров опасной зоны при взрыве.

2. Оптимизация элементов технического проекта взрывоподготовки блоков к выемке включает:

- расчет оптимального объема взрываемого блока;
- расчет оптимального парка буровых станков с учетом бурового инструмента и буримости пород;
- выбор оптимального типа ВВ для каждого конкретного типа руды и вмещающих пород;
- определение минимального (максимального) времени обруивания блока, заряжания скважин;
- прогноз обрушаемости скважин в процессе подготовки блока к заряданию;
- расчет оптимального парка зарядных и забоечных машин.

За рубежом компьютерные программы используют в основном для оптимизации параметров взрывания в трех направлениях:

- управление и проектирование БВР;
- экспертные оценки и прогноз результатов взрывов;
- моделирование (имитация) процессов взрыва.

Программы, связанные с управлением взрывных работ, включают накопление, обработку и анализ большого количества данных: количество скважин, массу ВВ, объем взрыва, свойства взрываемых пород, расчет параметров и т. п.

Целью этих программ является получение числовых значений конкретных параметров, для обработки которых не требуется специальных знаний. Программы этого уровня разрабатывают с учетом особенностей объекта, где ведут взрывные работы и имеют широкое распространение среди инженеров-взрывников.

Примерами программ этого направления являются программы «Lotys-123» и «Тах», позволяющие использовать данные маркшейдерских замеров для определения положения (координат) скважин. Для каждой скважины в ЭВМ вводятся отметки кровли и подошвы уступа, глубина скважины, масса заряда, длина забойки и др., вычисляются отметка верхнего торца заряда и его дна, эффективный диаметр скважины, на графопостроителе вычерчиваются планы и поперечные сечения взрываемых блоков и распечатывается вся необходимая документация на взрыв.

Выполненные таким образом расчеты и построенные разрезы позволяют оперативно проектировать и анализировать фактические параметры БВР.

Компьютерные программы, предназначенные для экспертных оценок, обычно берут начало от результатов практических наблюдений и укрупненного анализа существующих параметров и результатов взрывных работ.

Так, например, английскими экспертами выявлен ряд ориентировочных зависимостей:

- сопротивление, преодолеваемое скважинными зарядами, выраженное в метрах, примерно соответствует диаметру скважины, выраженному в дюймах;

- максимальные размеры кусков взорванной горной массы соответствуют примерно половине расстояния между скважинами;
- величина заряда в контурных скважинах должна составлять 0,2 величины зарядов в скважинах дробления и др.

Эти и другие аналогичные зависимости использованы в программе «Vobcat», предназначенной для оптимизации взрывных работ. С помощью этой программы соединяются следующие параметры и показатели:

- прочность и трещиноватость пород;
- работоспособность ВВ;
- удельный расход ВВ;
- размеры сетки взрывных скважин;
- высота уступа;
- длина колонки заряда;
- гранулометрический состав взорванной массы;
- ширина развала взорванной породы.

Типичный выход от реализации этой программы — сравнение вариантов параметров БВР и оценка целесообразности расширения (сужения) сетки скважин при использовании более (менее) мощного ВВ.

При получении плохих результатов взрыва инженер, выполнявший расчет параметров, обращается к экспертной системе, разработанной для определения причин плохого взрыва и, задав серию вопросов и указав множество параметров, имеет возможность проанализировать полученные результаты, установить наиболее вероятную причину некачественного взрыва и предложить соответствующие средства для нормализации качества взрыва.

Компьютерное моделирование действия взрыва находит применение для решения задач в заранее заданной системе, имеющей строго ограниченные рамки. Для решения таких задач необходимо моделировать вклад каждого компонента взрывного процесса при точном знании физических, химических и механических явлений, происходящих при взрыве.

Примером программы этого направления является программа «Dina» для контроля детонационных процессов взрыва скважинных зарядов. Использование этой программы привело к со-

вершению фундаментальных знаний процессов инициирования зарядов и дало ряд практических рекомендаций.

Рассмотренные программные продукты предусматривают работу пользователя на ЭВМ в диалоговом режиме с распечаткой результатов всех расчетов, чертежей, схем взрывания, расписания на взрыв, корректировочных расчетов и т. п., что обеспечивает удобство пользования этими программами и выбор оптимального варианта взрывного воздействия за короткий интервал времени.

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ
ВЗРЫВОВ
НА ВЫБРОС
И СБРОС

ГЛАВА 7 —



7.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Важным направлением использования взрывчатых веществ в народном хозяйстве являются взрывные работы крупных масштабов, основной задачей которых — перемещение больших объемов горной породы непосредственно самим действием взрыва без применения других средств транспорта и разработки породы.

В ряде случаев взрывные работы оказываются возможным организовать таким образом, что вся разрабатываемая порода перемещается в заданном направлении и укладывается действием взрыва. В этих случаях может быть достигнуто снижение затрат за счет существенного упрощения всей технологии работ. Кроме того, обеспечивается, как правило, резкое сокращение сроков работ по сравнению с любым другим возможным способом решения подобных задач.

Работа, проведенная трестами «Союзвзрывпром» и «Гидроспецстрой» по организации крупномасштабных взрывных работ, в основном имела целью: строительство карьеров; сооружение каналов; создание водохранилищ и возведение соответствующих плотин и дамб с возможно уменьшенной фильтрацией воды; возведение противоселевых сооружений.

При некоторых взрывах оказалось невозможным выполнить весь объем запроектированного строительства. В этих случаях требовалась досыпка сооружений породой, перемещаемой общеизвестными способами. Это, как известно, имело место при доработке профиля такой плотины, как основное звено селезащитного комплекса в долине Медео около Алма-Аты.

Необходимо отметить, что многие взрывные работы в СССР по масштабу взрываемых зарядов и объему перемещаемых масс породы существенно превосходят взрывы, осуществленные когда-либо за рубежом для мирных, созидательных целей. Кроме того, применение массовых направленных взрывов на выброс и сброс для создания крупных плотин заданного профиля по сме-

лости и оригинальности замысла и эффективности полученных результатов существенно превосходит зарубежные достижения.

Применение направленных взрывов на сброс дает возможность создавать в горных ущельях камненабросные плотины, образующие каскады водохранилищ, эффективно использующих характерный рельеф горных долин. Эти плотины, вероятно, могут быть фильтрующими, подобно природному завалу, образовавшему Сарезское озеро, где высота подпора составляет примерно 500 м и значительный поток фильтрации протекает спокойно и устойчиво уже десятки лет, не нарушая прочности каменного завала.

Перемещение породы взрывом позволяет также создавать противоселевые фильтрующие плотины, рассчитанные на то, чтобы задерживать чрезмерно высокие расходы воды при кратковременных горных наводнениях, но беспрепятственно пропускать нормальные расходы воды и постепенно сбрасывать жидкую фазу селя после его прохождения без сооружения дополнительных водосбросов. Это существенно удешевляет, упрощает и ускоряет возведение селезащитных плотин. Могут быть созданы также путем взрыва на сброс фильтрующие дамбы, которые приближаются по конструкции к обычным мостам на различных транспортных коммуникациях.

Весьма перспективно применение взрывов на выброс для создания каналов. При этом необходимо отметить, что действие взрывов снижает фильтрационные потери воды, так как уплотняет породу в ложе и бортах канала.

7.2. ВЗРЫВ НА ВЫБРОС

Взрыв производят для образования выемок заданного профиля взрыванием зарядов, рассчитанных на выброс породы.

Величина сосредоточенного заряда выброса определяется по формуле М.М. Борескова:

$$Q = q_n W^3 (0,4 + 0,6n^3), \text{ кг,}$$

где q_n — расчетный удельный расход ВВ для нормальной воронки, кг/м³;

W — линия наименьшего сопротивления, м;

n — показатель действия взрыва; $n = r/W$;

r — радиус воронки (рис. 7.1), м.

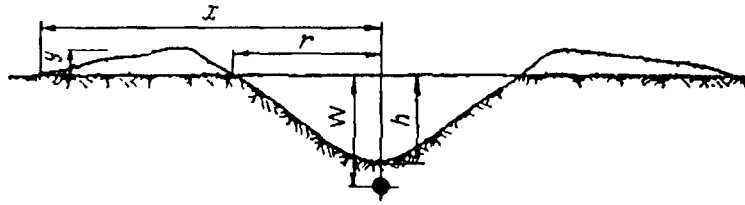


Рис. 7.1. Схема действия заряда выброса

При величинах ЛНС свыше 25 м сосредоточенный заряд выброса рассчитывается по формуле, увеличивая величину заряда

на $\sqrt{\frac{W}{25}}$:

$$Q = q_{\text{в}} W^3 (0,4 + 0,6n^3) \sqrt{\frac{W}{25}}, \text{ кг.}$$

Для образования выемок взрывом на выброс заряды располагают в один или несколько рядов.

При однорядном расположении расстояние между зарядами a (при условии, что $W > 1,5$ м) определяют по формуле

$$a = 0,5W(n + 1), \text{ м.}$$

При двухрядном или многорядном расположении и одновременном взрывании зарядов между рядами b принимают равным расстоянию между зарядами в ряду.

Если расстояния между зарядами в соседних рядах не равны между собой, то

$$b = \frac{a_1 + a_2}{2},$$

где a_1 и a_2 — расстояние между зарядами соответственно в первом и втором рядах.

При значении n от 1 до 2 видимую глубину воронки (траншеи) h (см. рисунок) определяют по формуле

$$h = 0,33 W (2n - 1), \text{ м.}$$

В глинистых и суглинистых грунтах

$$h = 0,45 W (2n - 1), \text{ м.}$$

В скальных породах при значениях $n > 2$ видимая глубина воронки равна ЛНС, но разрушающее действие взрыва проявляется на глубину, равную радиусу сферы сжатия $R_{сж}$:

$$R_{сж} = 0,062 \sqrt[3]{K_y Q}, \text{ дм,}$$

где K_y — коэффициент пропорциональности, учитывающий свойства породы. Для скальных пород принимают $K_y = 10$.

При проектировании выемок, каналов, траншей заданного профиля показатель действия взрыва n , число рядов зарядов и расстояние между рядами определяют графически с таким расчетом, чтобы проектируемая воронка соответствовала заданному профилю выемки.

При трехрядном расположении одновременно взрываемых зарядов значение n для зарядов среднего ряда принимается больше, чем для зарядов крайних рядов, на 0,5. В случае замедленного или короткозамедленного взрывания среднего ряда показатели n его зарядов увеличивают на 0,2—0,3.

При взрывании на выброс в условиях горизонтального рельефа (см. рис. 7.1) ширину навала x и высоту навала y ориентировочно определяют по формулам:

$$x = 5nW, \text{ м;}$$

$$y = \frac{0,7W}{n}, \text{ м.}$$

Направленный выброс грунта при горизонтальном рельефе местности осуществляют взрыванием не менее двух рядов зарядов I и II (рис 7.2). При этом показатель действия взрыва зарядов того ряда, который наиболее удален от направления выброса, должен быть больше на 0,5 показателя действия взрыва зарядов другого ряда.

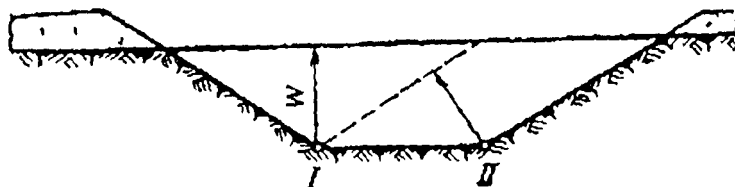


Рис. 7.2. Односторонний направленный выброс

Направленный выброс может быть произведен путем одновременного взрыва рядов зарядов, причем первыми взрывают заряды ближайшего ряда к направлению выброса. Число рядов для получения увеличенного выброса на одну сторону при горизонтальном рельефе рекомендуется принимать не более трех.

Расстояние между рядами зарядов при направленном выбросе находят графически так, чтобы ЛНС каждого заряда, взрываемого с замедлением, была перпендикулярна открытой поверхности, образуемой зарядами, взрываемыми с опережением, а длина ее была не больше расстояния от центра заряда до открытой поверхности по вертикали.

Величину удлиненного заряда выброса Q , ось которого параллельна открытой поверхности, определяют по формуле

$$Q = \frac{2q_b W^2 (0,4 + 0,6n^3)}{n + 1} l_{\text{зар}}, \text{ кг},$$

где W — расстояние от оси заряда до открытой поверхности, м;
 q_b — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³.

Если одним удлиненным зарядом не может быть получена выемка заданного профиля (недостаточная ширина понизу), располагают параллельно два или три заряда, удаленных один от другого на величину $a = 0,5W(n + 1)$, м.

В зависимости от поставленной задачи заряды взрывают одновременно или с замедлением.

Параметры удлиненных зарядов выброса в скважинах (шпурах), оси которых перпендикулярны открытой поверхности, рассчитывают таким же образом, как и параметры сосредоточенных зарядов, с учетом вместимости и расположения скважин. При этом принимается следующий порядок расчета.

Вычисляют массу сосредоточенного заряда Q и расстояние между зарядами в ряду a .

Устанавливают глубину скважин:

$$L_{\text{скв}} = (1,1-1,2)W, \text{ м},$$

где W — ЛНС эквивалентного сосредоточенного заряда, м.

Определяют вместимость одной скважины $Q_{\text{скв}}$ при условии ее заполнения ВВ на $2/3$ глубины.

Вычисляют расстояние между скважинами: если $Q < Q_{\text{скв}}$, расстояние между скважинами $a_{\text{скв}}$ принимается равным значе-

нию a ; при $Q > Q_{\text{СКВ}}$ скважины сближают, определив расстояние между ними по формуле

$$a_{\text{СКВ}} = a \frac{Q_{\text{СКВ}}}{Q}$$

Величина радиуса опасной зоны (минимально безопасного расстояния) по разлету отдельных кусков породы для людей и механизмов (сооружений) при взрывании одиночного заряда определяется по табл. «Единых правил безопасности при взрывных работах» в зависимости от показателя действия взрыва заряда и величины ЛНС.

Аналогично следует поступать и при определении радиуса опасной зоны при одновременном взрывании серии (группы) зарядов. При этом исходной для определения радиуса опасной зоны является наибольшая по величине ЛНС для данной серии зарядов.

7.3. ВЗРЫВ НА СБРОС

Взрыв производят при уклоне поверхности взрываемого массива более 20° к горизонту для вскрытия или разработки полезных ископаемых, образования профильных выемок (дорог, специальных площадок), плотин, насыпей разного назначения и т. п.

В зависимости от конфигурации взрываемого массива и требований, предъявляемых к взрыву (размеры выемок, угол образуемого откоса и т. п.), расположение зарядов может быть

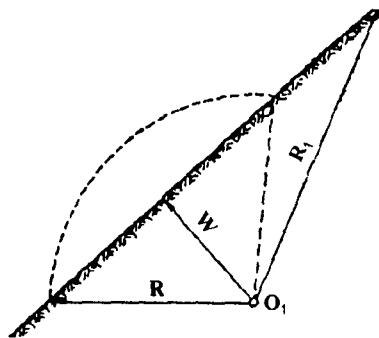


Рис. 7.3. Схема однорядного расположения зарядов сброса

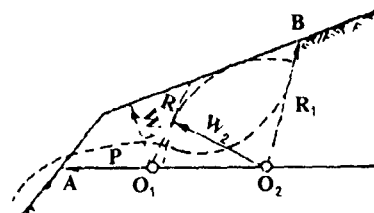


Рис. 7.4. Схема двухрядного расположения зарядов сброса

однорядным (рис. 7.3), двухрядным (рис. 7.4) и двухъярусным (рис. 7.5). В отдельных случаях допускается многорядное и многоярусное расположение зарядов.

Места заложения зарядов определяют графически таким образом, чтобы образующая выемка (с учетом действия заряда в глубь массива) вписывалась в проектный контур.

Радиус действия взрыва сосредоточенного заряда (см. рис. 7.3) определяют по формуле

$$R = W\sqrt{1+n^2}, \text{ м.}$$

Радиус отрыва пород в нагорную сторону R_1 за счет обрушения откоса может превышать величину R , достигая $2W$, а на участках с падением пластов пород параллельно поверхности склона R может превышать $3W$.

Процент сброса породы при образовании полувыемки имеет максимальное значение при $R = R_1$. Под процентом сброса понимают отношение фактического объема образовавшейся взрывом выемки (в пределах проектного контура) к проектному объему, выраженное в процентах.

При двухрядном расположении заряды второго ряда помещают в вершине угла, образуемого проектируемым откосом O_2B и площадкой AO_2 (см. рис. 7.4). Оставшаяся порода на подошве характеризуется величиной P .

Положение заряда первого ряда находят из условия совмещения радиуса действия его взрыва R с проектным контуром площадки O_1A . При этом расстояние между рядами зарядов во избежание оставления порохов должно быть не больше радиуса действия взрыва заряда второго ряда.

За ЛНС заряда второго ряда принимают расстояние от его центра до проектируемой поверхности отрыва при взрыве зарядов первого ряда.

Если число рядов превышает два, графическое построение ЛНС первых рядов производят аналогичным способом с размещением зарядов от последнего ряда к первому.

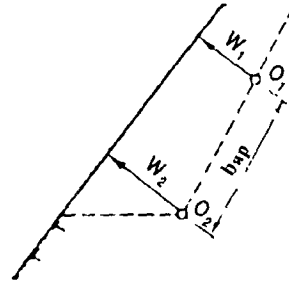


Рис. 7.5. Схема двухъярусного расположения зарядов сброса

Величину зарядов сброса определяют по формуле М.М. Борескова. Показатель действия взрыва зарядов n первого ряда принимают от 1 до 1,5. Значение n для зарядов второго ряда должно быть на 0,25—0,5 больше, чем для зарядов первого ряда. Как правило, заряды второго ряда взрывают с замедлением.

При устройстве профильных выемок месторасположение зарядов следует определять из условия сохранения при взрыве проектного основания выемки и получения заданных отколов. Для этого необходимо учитывать действие заряда в глубь массива, которое выражается в разрушении (рыхлении) дополнительного объема породы за пределами контура воронки (выемки).

Глубина интенсивного разрушения пород в глубь массива может быть ориентировочно определена по формуле, как для взрыва на выброс.

Расстояние между зарядами a в рядах (ярусах) определяют, как для однорядного взрыва на выброс. При различных величинах IV соседних зарядов расстояние между зарядами находят по средней величине.

При двухъярусном расположении зарядов (рис. 7.5) расстояние между ярусами $b_{я}$ принимают в зависимости от устойчивости породы и величины n в пределах $(1,3 \div 1,6)W$ зарядов нижнего яруса. При двухрядном расположении зарядов в нижнем ярусе за величину W принимают ЛНС заряда второго ряда.

Заряды разных ярусов могут взрывать одновременно или с замедлением в направлении сверху вниз.

При однорядном (и одноярусном) расположении зарядов сброса ширина развала породы L может быть ориентировочно определена по формуле

$$L = 5nW, \text{ м.}$$

7.4. ВЗРЫВЫ НА ВЫБРОС ПЛОСКИМИ ЗАРЯДАМИ

Когда от взрыва необходимо получить максимальный метательный эффект, из всех известных методов наиболее эффективным является метод плоских систем зарядов. Под идеальным плоским зарядом обычно понимают такой заряд, длина и ширина которого значительно больше его толщины.

На практике идеальный плоский заряд заменяют эквивалентной по действию системой камерных или скважинных зарядов, которые располагают в одной плоскости на расстояниях, не превышающих некоторых предельных значений. При взрыве таких плоских систем зарядов волны сжатия от каждого заряда на весьма близком расстоянии сливаются в одну волну, которая в дальнейшем распространяется параллельно плоскости расположения зарядов и вовлекает в движение среду по тем же законам, как и при взрыве заряда с идеальной плоской формой.

Хорошей иллюстрацией действия плоских систем зарядов является взрыв многорядных камерных зарядов, применяемых для образования широких траншей и выемок. Другим примером может служить взрыв шпуровых зарядов, расположенных в одном ряду и параллельных открытой поверхности. При определенном отношении длины линии наименьшего сопротивления к диаметру заряда взрываема порода отрывается от массива по плоскости расположения шпуровых зарядов и движется перпендикулярно этой плоскости.

Основное преимущество метода плоских зарядов по сравнению с другими известными методами заключается в том, что при взрыве порода движется по нормали к заряду, что резко повышает такие характеристики взрыва, как направленность и кучность выброса. Располагая плоский заряд под определенным углом к горизонту, можно достичь выброса породы в желаемом направлении.

Высокая кучность выброса крайне необходима на вскрышных работах, строительстве взрывным способом плотин, перемычек, каналов и других гидротехнических сооружений.

Исследования по использованию плоских систем зарядов для направленного выброса грунта в Советском Союзе впервые были начаты в Сибирском отделении АН СССР под руководством акад. М.Л. Лаврентьева.

Экспериментальная проверка этого метода подтвердила теоретические выводы, однако он требует по сравнению с обычными методами повышенных расходов ВВ и больших трудозатрат при его применении.

Для осуществления одностороннего направленного выброса возможны и другие способы применения плоских систем зарядов.

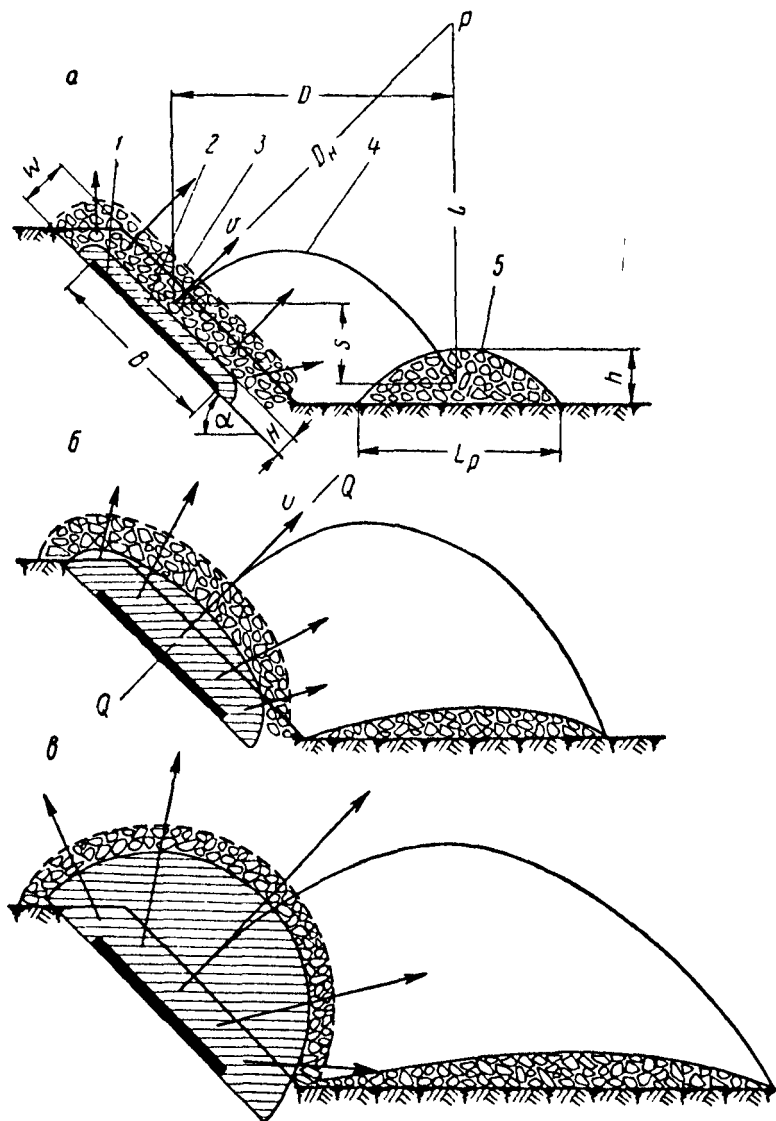


Рис. 7.6. Схема разлета породы при взрыве плоского заряда с удельным расходом ВВ:
a — малым; *б* — средним; *в* — большим; 1 — плоский заряд; 2 — газовая полость; 3 — свободная поверхность в конечной стадии взрыва; 4 — траектория движения центра тяжести; 5 — контур развала

В отечественной практике строительных и вскрышных работ этот метод не получил широкого распространения потому, что еще не разработаны четкие практические рекомендации по определению условий, в которых метод плоских зарядов может дать наибольший экономический эффект. Кроме того, нет более или менее полного изложения основ расчета плоских систем зарядов применительно к вскрытию полезных ископаемых и гидротехническому строительству.

Характер движения породы, выброшенной при взрыве плоского заряда, существенно зависит от соотношения между размерами плоского заряда, его массой, глубиной взрыва и углом наклона к горизонту.

Если масса плоского заряда относительно невелика, а длина и ширина значительно превышают толщину взрываемого слоя породы, то граница раздела между газообразными продуктами взрыва и движущейся породой перемещается параллельно плоскому заряду. Расширяющаяся газовая полость имеет форму тонкого параллелепипеда с закругленными торцами (рис. 7.6, а, заштрихованная область). В результате этого все точки объема взрываемой породы, за исключением незначительных областей, примыкающих к торцам заряда, приобретают одинаковую по величине и давлению скорость. Так как при относительно малой массе зарядов сопротивление воздуха на движении породы сказывается незначительно, то выброшенная взрывом порода движется в воздухе как одно целое. При этом можно считать, что контуры объема породы в процессе всего движения параллельны своему первоначальному положению до взрыва. Такая схематизация явления выброса близка к действительности и в значительной мере облегчает баллистические расчеты. При взрыве плоских зарядов отмеченный выше характер движения породы (так называемый плоско-параллельный выброс) имеет место при выполнении следующих условий:

$$\left. \begin{array}{l} \frac{A}{qW} > 10; \\ \frac{B}{qW} > 10, \end{array} \right\}$$

где A и B — соответственно длина и ширина плоского заряда;
 q — удельный расход ВВ;

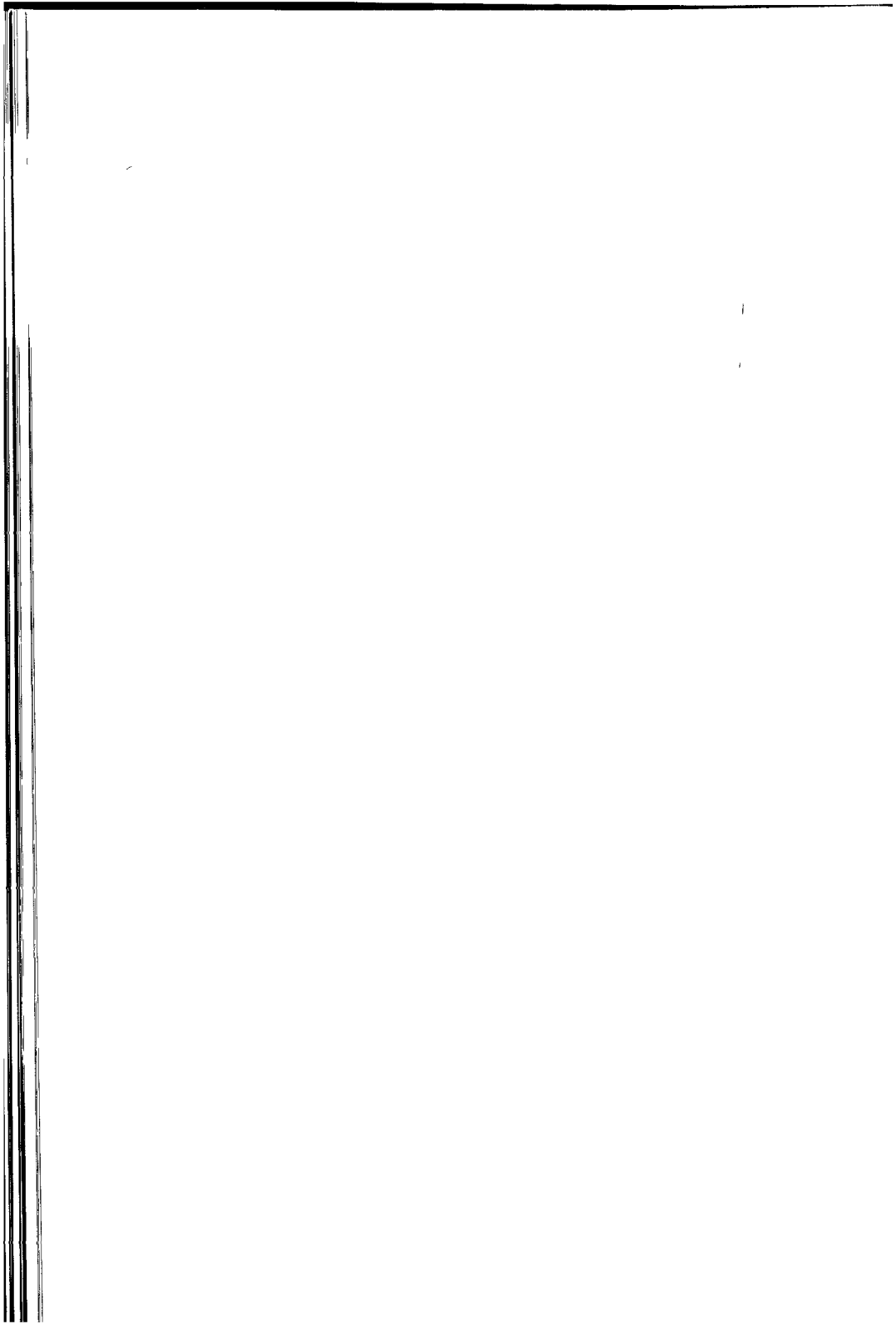
i — удельный объем продуктов взрыва при адиабатическом их расширении до атмосферного давления;

W — толщина слоя взрываеваемой породы.

Под удельным расходом WV в выражении i и в дальнейшем имеется в виду отношение суммарной массы плоской системы зарядов к некоторому расчетному объему породы, находящемуся строго по нормали к площадке, на которой расположена вся система зарядов.

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ
СПЕЦИАЛЬНЫХ
ВИДОВ
ВЗРЫВНЫХ РАБОТ
НА ЗЕМНОЙ
ПОВЕРХНОСТИ

ГЛАВА 8 —



В данной главе приведены методы ведения специальных видов взрывных работ. Значение этих видов взрывных работ в народном хозяйстве и объем их из года в год растут в связи с расширением области применения взрывных работ в промышленности.

8.1. МЕТОДЫ ВЗРЫВАНИЯ ПЕРЕМЫЧЕК В ВОДОЕМАХ И РЕКАХ

Скальные перемычки используют в гидротехническом строительстве для изоляции котлована от водоема или реки. Они могут быть скальными в виде участков естественного массива, насыпными или грунтовыми с камненабросной пригрузкой.

Для ликвидации перемычек составляют специальный проект и применяют взрывы: на рыхление с последующей выемкой грунта экскаваторами; на выброс — для создания первоначальной прорези, которая расширяется водным потоком; на выброс и рыхление — для образования первоначальной прорези и облегчения сноса оставшейся части перемычки; на полный выброс, когда удаляется взрывом вся масса породы.

Для бурения скважин в скальных перемычках применяют легкие шарошечные или пневмоударные станки. В грунтовых перемычках бурение скважин производится с обсадкой металлическими трубами.

На взрывание перемычки составляют проект, в котором обосновывают метод взрывания и выбор бурового оборудования.

При взрывании на рыхление (рис. 8.1) применяют, как правило, вертикальные скважины, для лучшей проработки подошвы их бурят по сближенной в 1,5 раза сетке. Расчетная глубина рыхления принимается на 0,5—1 м ниже дна.

У откоса перемычки, подпертого водой, сетка скважин уменьшается до 0,5—0,7 расчетной. Взрывание — короткозамедленное с помощью ДШ или системами СИНВ.

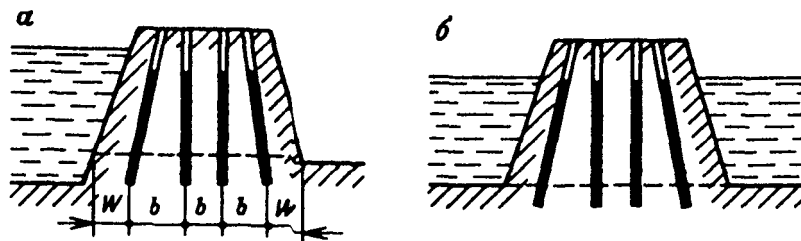


Рис. 8.1. Метод взрывания скальных перемычек при одностороннем (а) и при двухстороннем (б) подпоре воды

Для создания прорези в перемычках взрывом на выброс глубиной не более 4 м следует применять вертикальные скважинные заряды выброса, расположенные в один ряд по ее оси. При глубине больше 4 м применяют также заряды выброса, размещаемые в скважинах увеличенного диаметра. Требуемый диаметр скважин рассчитывают по формуле

$$d \geq \frac{W}{20} \sqrt{1+n^2}.$$

Для полного разрушения перемычки заряды располагают вдоль ее оси в один, два или три ряда. При однорядном и двухрядном взрывании принимают показатель действия взрыва $n = 2 \div 3$, при трехрядном $n = 2,5 \div 3$ в среднем ряду, $n = 2 \div 2,5$ — в боковых рядах.

Для защиты от действия воздушной волны в постройках выставляют оконные рамы или укрывают щитами. Наиболее ответственные части объектов (механизмы, трансформаторы, колонны и т. п.) закрывают деревянными или металлическими щитами.

8.2. МЕТОДЫ ВЗРЫВНОГО ОБРУШЕНИЯ НЕУСТОЙЧИВЫХ ЧАСТЕЙ МАССИВОВ

Под неустойчивыми понимают нависающие части скальных массивов в крутых склонах, подсеченные тектоническими трещинами, трещинами напластования, или крупные глыбы, способные к обрушению.

Принудительное обрушение неустойчивых частей массивов проводится путем подрезки его сверху контурными скважинами или путем подбоя понизу. Если массив имеет большие размеры и состоит из крупных блоков, производится также дробление его обрушаемой части зарядами в скважинах, пробуренных сверху или (при большой мощности массива) из буровых подземных выработок.

На взрывное обрушение неустойчивых частей массива составляется специальный проект.

Для выполнения буровых работ в верхней части массива разрабатывается полка для установки буровой рамы (при использовании станков БМК-4) или горизонтальной трубы, укрепленной на забетонированных в почву стойках (при использовании станков НКР-100м). В основании массива, с двух сторон которого бурят скважины подбоя, прокладывают тропы или полувыемки.

Если массив представляет собой небольшой по высоте разбитый трещинами блок, обычно достаточно одного ряда контурных скважин с усиленным зарядом в нижней части (рис. 8.2, а). При взрывании мощных и крупноблочных массивов кроме контурных скважин с верхней площадки в массиве бурят скважины рыхления (рис. 8.2, б).

Обычно в первую очередь взрывают заряды подбоя, через 10—15 мс — заряды контурных скважин и в последнюю очередь, также через 10—15 мс — заряды рыхления в массиве.

Бурильщики и взрывники должны работать обязательно в касках, а в местах возможных камнепадов — под навесными полками, они должны быть обучены приемам скалолазания, работе со страховочными веревками.

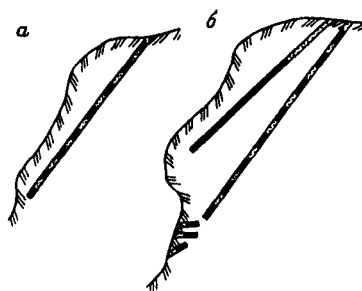


Рис. 8.2. Технология взрывного обрушения неустойчивых участков массивов

8.3. МЕТОДЫ ОБРАЗОВАНИЯ ВЗРЫВОМ КАМУФЛЕТНЫХ ПОЛОСТЕЙ

Этот метод применяется при сооружении подземных емкостей для хранения жидкостей и газов, ям под столбы и опоры.

Сущность работы по образованию камуфлетных полостей заключается в том, что в скважине или шпуре на требуемой глубине размещают и взрывают заряд ВВ. При этом в массиве образуется камуфлетная полость. Образование полостей целесообразно только в пластичных породах (глинах, суглинках), имеющих показатель простреливаемости свыше $100 \text{ дм}^3/\text{кг}$.

Для выполнения работ необходимо опытным взрывом уточнить показатель простреливаемости пород $\Pi_{\text{пр}}$, в которых предполагается выполнять взрывы. Если выше пласта, в котором намечено образовать полости, расположены сыпучие или неустойчивые породы, бурение скважин следует вести с полной обсадкой металлическими трубами, чтобы исключить возможность прорыва неустойчивых грунтов в созданную взрывом полость.

При образовании камуфлетных полостей составляется проект на взрыв. Величину заряда (кг) рассчитывают по формуле

$$Q = \frac{V_{\text{п}}}{\Pi_{\text{пр}}},$$

где $V_{\text{п}}$ — проектный объем полости, дм^3 .

Определяют минимально допустимую глубину заложения расчетного заряда по формуле

$$W_{\text{мин}} \geq \frac{2\sqrt[3]{Q}}{q_{\text{р}}},$$

где $q_{\text{р}}$ — расчетный удельный расход ВВ на единицу объема нормальной воронки взрыва (табл. 1.5, часть I учебника).

Если принятая глубина заложения заряда $W_{\text{пр}}$ меньше минимально допустимой величины $W_{\text{мин}}$, применяют несколько прострелок, для чего определяют допустимую величину заряда по формуле

$$Q_{\text{д}} \leq q_{\text{р}} W_{\text{мин}} / 8.$$

После этого определяют необходимое число прострелок:

$$N_{\text{пр}} = \frac{Q}{Q_{\text{д}}},$$

округляя полученное число до большего целого числа.

При первой прострелке заряд может быть насыпным или в виде патрона-боевика. При многократной прострелке каждый последующий заряд готовится в виде одного патрона-боевика. При последовательной прострелке интервал между взрывами должен быть не менее 15 мин для ВВ II группы и 30 мин для ВВ других групп.

Высота забойки над прострелочным зарядом должна быть не менее удвоенной его длины.

При образовании камуфлетных полостей под сваи величину заряда рассчитывают по формуле

$$Q = \frac{R^3}{\Pi_{\text{пр}} \rho_{\text{ВВ}}},$$

где R — проектный радиус уширенной пяты сваи или радиус котла, дм.

Прострелку производят сосредоточенными зарядами в виде патронов-боевиков.

Последовательность работ при установке свай на камуфлетные расширения, заполненные бетоном, приведена на рис. 8.3. При строительстве ям под столбы и опоры по оси трассы в точках установки столбов бурят скважины, в них взрывают удлиненные заряды, расширяя скважину до требуемого диаметра. Диаметр получаемой ямы пропорционален диаметру заряда. Поэтому диаметр заряда определяется по формуле

$$d_3 = \sqrt{\frac{D_{\text{н}}^2}{\Pi_{\text{пр}} \rho_{\text{ВВ}}}},$$

где $D_{\text{н}}$ — требуемый диаметр полости, дм;

$\rho_{\text{ВВ}}$ — плотность ВВ в заряде, кг/дм³.

При использовании стандартных патронов диаметром 32 мм два патрона соответствуют расчетному диаметру заряда 45 мм, три патрона — 55 мм, четыре — 64 мм, пять патронов — 71 мм. Если расчетный диаметр меньше 32 мм, применяют рассредоточение заряда таким образом, чтобы масса 1 м рассредоточенного заряда соответствовала расчетному диаметру.

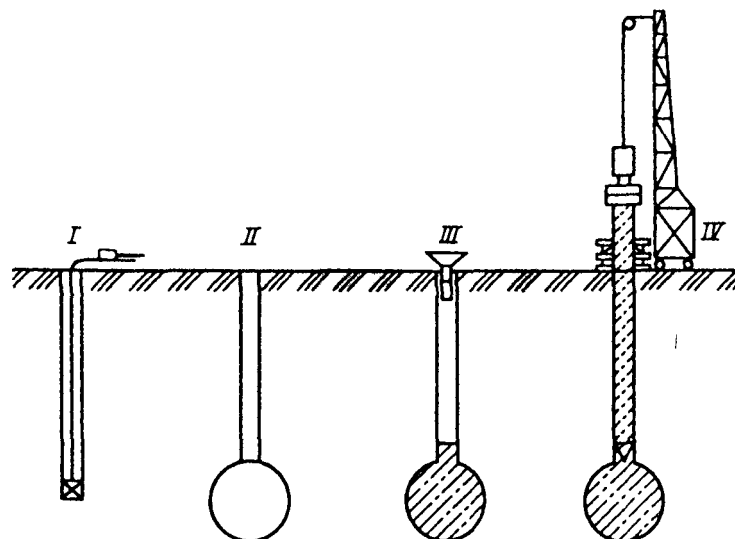


Рис. 8.3. Технологии взрывного образования полостей:

I, II — простреливание скважины и образование котлового расширения; *III* — бетонирование котлового расширения; *IV* — установка свай

Диаметр скважины применяют в 1,5 раза большим расчетного диаметра заряда. Глубина скважины должна на 10% превышать проектную глубину выемки. В летний период принимают длину забойки $l_{\text{заб}} = 20d_3$. Зимой, при наличии мерзлоты, когда необходимо разрушить мерзлый слой, длину заряда принимают равной длине скважины, т. е.

$$l_3 = L_{\text{скв}}$$

Массу заряда (кг) определяют по формуле

$$Q = 0,785d_3^2 l_3 \rho_{\text{ВВ}}$$

Конструкция заряда принимается в виде гирлянды патронов, к которой сбоку привязана нить ДШ. Заряд опускают в скважину на шпегате или на деревянной рейке.

Пространство между зарядами и стенками скважины должно засыпаться мелкой забойкой. Взрывание — электрическое.

8.4. МЕТОДЫ ВЗРЫВНОЙ ПОСАДКИ НАСЫПЕЙ НА БОЛОТАХ

При посадке насыпей взрывом на твердое дно торфяных болот при пересечении их строящимися шоссейными и железными дорогами необходимо:

- разрушить или удалить плотный верхний слой (кору) болота до отсыпки насыпи для обеспечения свободного ее погружения. Это выполняется взрыванием зарядов выброса, расположенных в этом слое болот;
- удалить взрывами торф, расположенный между насыпью и твердым дном. Взрывы этих зарядов разжижают и выбрасывают торф из-под насыпи, а также поднимают насыпь, обеспечивая при обратном ее падении динамический удар, необходимый для выжимания из-под нее остатков разжиженного торфа.

При глубине болот до 2,5—3 м, при снятии коры выбрасывается практически весь торф и дополнительное взрывание под насыпью не требуется.

Если болото имеет глубину более 3 м и сложено слаборазложившимся торфом, то при отсыпке в траншею насыпь зависает, не достигнув дна болота, и для окончательной ее посадки необходимо производить взрывание под насыпью.

В случае продольной отсыпки насыпей с железнодорожного транспорта вначале создают взрывом осевую траншею. Вдоль траншеи на сваях настилают путь и с него в осевую траншею отсыпают насыпь. После этого путь переносят на созданную насыпь и взрывают боковые траншеи, в которые также производят отсыпку насыпи. Если три траншеи не обеспечивают полную ширину насыпи, взрывают дополнительные боковые траншеи.

$$B_{от} = 2W,$$

где W — глубина заложения заряда. При глубине болота до 3 м $W = H$, где H — полная глубина болота. При глубоких болотах $W = 0,9h$, где h — мощность коры болота, но не более 3 м.

n — показатель действия взрыва, принимаемый 1,5—2,0. Полезная ширина боковых траншей, вследствие отжимания насыпью торфа, меньше осевой и составляет $B_6 = 1,7W_n$.

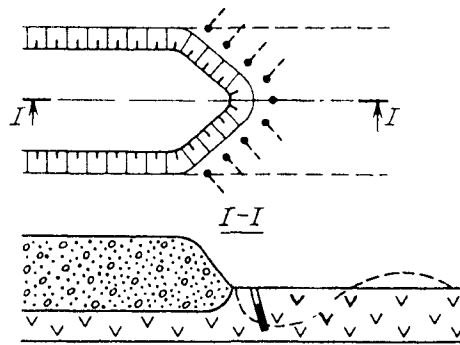


Рис. 8.4. Схема образования взрывом траншеи на болоте лобовым способом

При отсыпке насыпи лобовым способом применяют метод поперечных траншей. Для максимального отбрасывания торфа за пределы трассы скважины располагают елочкой (рис. 8.4).

Ввиду многократной переброски и отжимания торфяной массы полезная ширина их еще меньше и составляет $B_6 = 1,2W_n$.

Параметры взрывных работ рассчитывают в следующем порядке.

Глубина скважины

$$L_{\text{скв}} = W / \sin \alpha, \text{ м,}$$

где α — угол наклона скважины, обычно $45-50^\circ$.

Масса заряда

$$Q = q_p W^3 f(n),$$

где q_p — расчетный удельный расход ВВ; в зависимости от зольности торфа составляет:

% зольности	20	30	40	50	60	70
$q_p, \text{ кг/м}^3$	0,58	0,59	0,61	0,65	0,71	0,81

$f(n)$ — функция показателя действия заряда, составляющая при взрывании торфов наклонными скважинами:

n	1	1,25	1,5	1,75	2	2,25	2,5
$f(n)$	1	1,10	1,2	1,55	2,1	2,82	3,7

Длина заряда

$$l_3 = 0,75L.$$

Диаметр заряда

$$d_3 = \sqrt{\frac{4Q}{\pi l_3 \rho_{\text{ВВ}}}}$$

Расстояние между скважинами при взрывании осевой траншеи

$$a_{\text{ос}} = W \sqrt[3]{f(n)}$$

Расстояние между скважинами при взрывании боковых и поперечных траншей

$$a_6 = 0,9a_{\text{ос}}$$

Расстояние от оси траншей до линии расположения устьев скважин

$$B = \sqrt{L^2 - W^2}$$

Взрывание траншей выполняется мгновенно с помощью детонирующего шнура.

Если в результате отсыпки насыпи в траншее она не опустилась на твердое дно, необходимо взрывание под насыпью. При этом выполняются посадка откосов насыпи и рыхление придорожной полосы, куда выжимается торф из-под насыпи.

Взрывание под насыпью следует выполнять, когда высота насыпи более чем в два раза превысит мощность слоя торфа, оставшегося под ней (рис. 8.5). Это необходимо для того, чтобы в результате взрыва насыпь не погрузилась полностью в разжиженный торф.

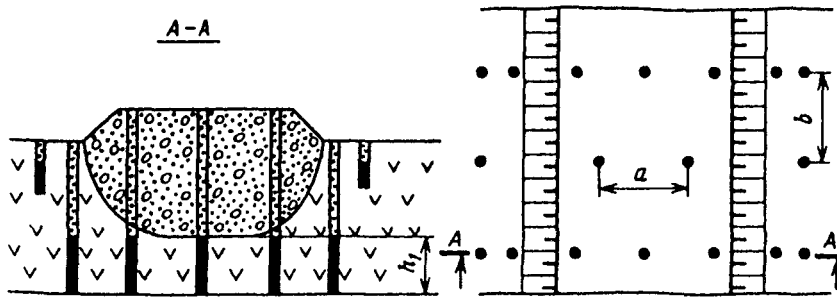


Рис. 8.5. Метод удаления взрывом торфа из-под насыпи для ее посадки на минеральное дно

Диаметр заряда принимают 200 мм. Вблизи искусственных сооружений (мостов, труб и т. п.) диаметр уменьшается до 130—150 мм.

Длина заряда $l_3 = h_1$, где h_1 — мощность слоя торфа, оставшегося под насыпью; для ориентировочных подсчетов ее можно принимать равной $2/3$ слоя торфа, оставшегося после снятия коры болота.

Величина заряда

$$Q = 0,785d^2l_3\rho_{\text{ВВ}}.$$

Расстояние между скважинами в ряду и между рядами

$$a = b = 30d.$$

Для рыхления коры болота бурят скважины диаметром 50—100 мм. Глубину скважин принимают равной мощности коры болота (обычно 1,5—2 м); длину заряда принимают $l_3 = 0,5L$.

Взрывание электродетонаторами. Сначала взрывают заряды двух рядов, ближайших к оси, затем следующие два ряда и т. д. В последнюю очередь взрывают заряды под откосами насыпи.

При наличии сооружений, ЛЭП или проводов связи предусматривают следующие меры защиты. При приближении к искусственным сооружениям диаметр зарядов под насыпью уменьшают до 150—130 мм (на участке длиной 50 м в ту и другую сторону от искусственного сооружения). При строительстве дорог вдоль ЛЭП или линии связи во время взрывания плотного покрова болот выброс грунта направляют в противоположную от проводов сторону. Для этого при методе продольных траншей пионерную траншею проводят не по оси, а по дальнему краю трассы по отношению к проводам, а скважины бурят с наклоном в обратную сторону от проводов.

8.5. МЕТОДЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ЛЕСНОМ ХОЗЯЙСТВЕ

В лесном хозяйстве с помощью взрывов выполняются корчевка пней для очистки площадей, тушение лесных пожаров. Последнее, как правило, ведется в аварийном порядке в соответ-

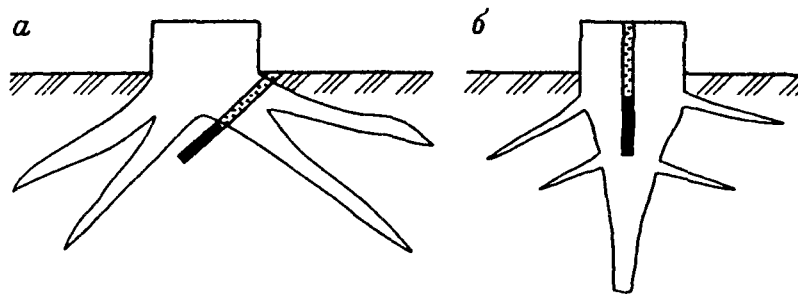


Рис. 8.6. Схемы взрывных методов корчевки пней

ствии со специальной инструкцией, поэтому на эти работы проекты не составляют.

На *корчевку пней* составляют паспорт буровзрывных работ.

Величина заряда и глубина бурения зависят от породы дерева, давности рубки и толщины пня. Расположение заряда: при стелющейся системе корней (ель, ольха и др.) — под центром пня (рис. 8.6, *a*), при редькообразном корне (сосна, береза, дуб и др.) — у центрального корня (рис. 8.6, *б*).

Для очистки площадей глубину скважины принимают равной 1,5 диаметра пня, при заготовке древесины пней — 2 диаметрам. При корчевке пней в каменистом грунте глубина скважины может быть уменьшена на 15—20%, в песке ее увеличивают на 15—20%. Если диаметр пня превышает 1 м, делают две скважины.

Массу заряда (g) определяют по формуле

$$Q = q_n d_n,$$

где q_n — удельный расход ВВ в граммах на 1 см диаметра пня (табл. 8.1);

d_n — диаметр пня, см.

При одновременной работе нескольких бригад взрывников расстояние между ними должно составлять не менее 300 м, что указывается на ситуационном плане.

При ведении взрывных работ на участках леса, покрытого кустарниками, взрывник выставляет на видном месте красный флажок. Обычно флажок ставят на высоких местах или привязывают к кустам.

Таблица 8.1

Удельный расход ВВ (г) на 1 см диаметра пня

Диаметр пня, мм	Свежая рубка			Давность рубки от 3 до 7 лет			Давность рубки свыше 7 лет		
	щебенистый грунт	суглинистый грунт	торф	щебенистый грунт	суглинистый грунт	торф	щебенистый грунт	суглинистый грунт	торф
200—250	16	18	10	12	14	8	10	12	6
300—350	18	20	12	14	16	10	12	14	8
400—450	20	22	14	16	18	12	14	16	10
500—550	22	24	16	18	20	14	16	18	12
600—650	24	26	18	20	22	16	18	20	14
700—800	26	28	20	22	24	18	20	22	16
<i>Мягкие породы: ель, ольха, осина, лихита, сосна и др.</i>									
200—250	18	22	12	14	16	10	12	14	8
300—350	20	24	14	16	18	12	14	16	10
400—450	22	26	16	18	20	14	16	18	12
500—550	24	28	18	20	22	16	18	20	14
600—650	26	30	20	22	24	18	20	22	16
700—800	28	32	22	24	26	20	22	24	18
<i>Твердые породы: береза, бук, вяз, дуб, клен, ясень и др.</i>									

Примечание. Удельный расход ВВ уточняется опытными взрывами.

8.6. МЕТОДЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В СЕЛЬСКОМ ХОЗЯЙСТВЕ

Взрывные работы в сельском хозяйстве ведутся для взрывного плантажа почвы на косогорах с целью посадки виноградников и других культур, выращиваемых на горных склонах; для дробления валунов при расчистке полей.

Взрывной плантаж почвы предусматривает рыхление и перемешивание слоев без разброса грунта. На взрывной плантаж почвы в удаленных от населенных пунктов местах составляют паспорт буровзрывных работ, при работе вблизи населенных пунктов — проект.

Перед выполнением взрывных работ определяют мощность слоя грунта, подлежащего рыхлению, основные физико-технические свойства грунта, угол наклона, на котором предстоит работать, наличие в опасной зоне зданий, дорог, ЛЭП и т. д. Шпуров располагают рядами вдоль склона. Расстояние между рядами шпуров b и между шпурами a принимают равным $1,5H$. Глубину шпуров $l_{ш}$ принимают равной заданной глубине рыхления H (обычно $0,8 \div 1$ м), диаметр шпуров — $44 \div 50$ мм.

Массу зарядов рассчитывают по формуле

$$Q = q_p W^3 f(n),$$

для первого ряда (нижнего по откосу) $f(n) = 1$, а для последующих рядов $f(n) = 1/3$. Взрывание замедленное или короткозамедленное порядное.

Дробление валунов для расчистки полей. Валуны дробят на приемлемые для погрузки куски. Если валуны заглублены в почву, их необходимо выбросить на поверхность взрывом заряда подкопа.

Применяют шпуровой метод с бурением шпуров легкими бурильными молотками, работающими от передвижных компрессоров, и (если валунов мало или расположены они редко) метод накладных зарядов.

Для выброса на поверхность заглубленных валунов подкопный заряд подводится под центр тяжести валуна. Заряд принимают сосредоточенный, величиной $Q = qV_v$, где q — удельный расход ВВ, ориентировочно $q = 0,7\rho$, кг/м³ (ρ — плотность валуна, т/м³); V_v — объем валуна, м³.

В случае применения метода накладных зарядов удельный расход ВВ принимают равным 2—3 кг/м³.

Заряд располагают в углублении или по возможности на ровной поверхности, примерно над центром тяжести валуна.

Конструкция заряда — плоская, толщина слоя ВВ 20—30 мм. Забойка делается из дерна, емкости с водой толщиной в два раза большей толщины слоя ВВ. Взрывание — огневое или электрическое (при частом расположении валунов).

8.7. МЕТОДЫ ОБРАЗОВАНИЯ ТРАНШЕЙ И КАНАЛОВ ВЗРЫВОМ УДЛИНЕННЫХ ЗАРЯДОВ

В последние годы в гидромелиоративном строительстве для образования взрывом каналов в мягких грунтах глубиной до 10 м и более все шире применяется взрывание удлиненных зарядов, располагаемых параллельно земной поверхности. Для этого по оси канала землеройными машинами отрывается траншея расчетной глубины и ширины, в которую закладывается удлиненный заряд.

Глубина заложения зарядов W принимается, исходя из имеющейся для отрывки траншей техники, но не больше проектной глубины канала H .

Величину удлиненного заряда (кг) на 1 м длины траншеи рекомендуется определять по формуле:

$$Q_y^1 = q_n W^2 (n^2 + 0,4n - 0,4).$$

Показатель действия взрыва рекомендуется определять по формулам института Гидроспецпроект:

для одиночного заряда

$$n = \frac{1,3\sqrt{S_k}}{W} \geq \frac{2H}{W};$$

для двух взаимодействующих зарядов

$$n = \frac{2\sqrt{8,1H^2 + S_k} - 7,1H}{W} \geq \frac{2H}{W},$$

где S_k — проектное сечение канала, м².

Расстояние между зарядами

$$a = \frac{W(n+1)}{0,4n+0,6}, \text{ м.}$$

Видимая глубина воронки

$$H_v = 0,5nW, \text{ м.}$$

Используют бестротиловые ВВ (игданит, гранулиты) или списанные с вооружения боеприпасы. После заряжания траншею засыпают грунтом с помощью бульдозеров или других машин.

При сооружении каналов небольшой глубины (1—2 м) заряд помещают в толстостенный полиэтиленовый шланг и специальным лемехом, установленным на тракторе, заглубляют в землю.

Создают специальные высокопроизводительные средства для полной механизации работ по отрывке траншей, заряжанию и взрыванию зарядов, т. е. использования непрерывной (поточной) взрывной технологии сооружения мелиоративных траншей.

8.8. МЕТОДЫ ПОДВОДНОГО ВЗРЫВАНИЯ

Одной из многочисленных областей применения энергии взрыва является дробление и перемещение горных пород под водой. Необходимость этой операции связана с разработкой месторождений твердых полезных ископаемых на дне морей и океанов, со строительством и углублением портов и каналов, проходкой подводных траншей для трубопроводов и с другими видами работ. Подводный взрыв может служить как для дробления горных пород с последующей экскавацией, так и для перемещения их (взрывы на выброс). Зачастую, несмотря на высокий расход ВВ и повышенный объем бурения, взрывы на выброс более экономичны, так как исключают дорогостоящие в подводных условиях выемочные и транспортные работы. К примеру, при расчистке русла р. Ангары в 1965—1967 гг. взрывами на выброс было удалено 5000 м³ диабазовых пород X—XI групп по СНИП. Взрывание выполнено на глубине 0,5—1,5 м при скорости течения до 5 м/с. Удельный расход ВВ (алюмотола) — до 14,1 кг/м³, что превышает максимальный удельный расход ВВ при обычном подводном взрывании. Но, несмотря

на увеличение расхода ВМ, стоимость работ по новой технологии ниже, чем при механизированной уборке породы. Влияние воды на размеры и форму образующихся при взрыве полостей огромно. Характерным примером является приведенный на рис. 8.7 профиль воронки, образовавшейся при взрыве заряда в кораллах.

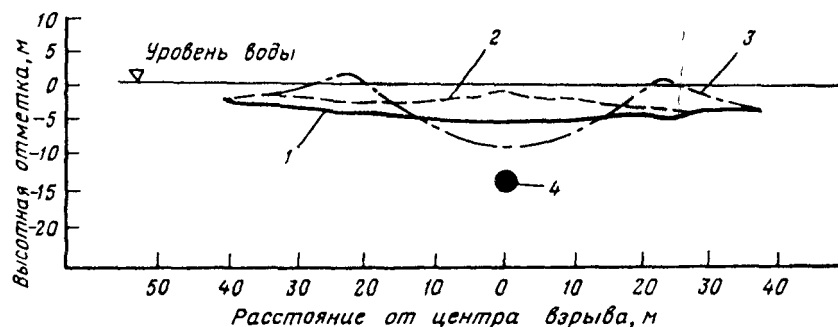


Рис 8.7 Изменение профиля воронки при подводном взрывании заряда массой 10 т:
1 — профиль воронки; 2 — профиль дна перед взрывом; 3 — профиль воронки от наземного взрыва; 4 — заряд ВВ

При выборе параметров подводных взрывов на дробление необходимо учитывать тип погрузочного оборудования, требуемую степень дробления, тип горной породы и ее мощность, глубину воды, течение и погодные условия. Выбор рационального удельного расхода ВВ может быть решен только экспериментами. Предельные значения удельного расхода ВВ в зависимости от применяемого погрузочного оборудования и требуемой для него степени дробления для разных пород приведены в табл. 8.2.

При незначительных отклонениях от оптимальных параметров взрывных работ значения удельного расхода могут резко возрастать. Так, при взрывной отбойке гипсов с коэффициентом крепости $f = 3-5$ на глубине 8 м при изменении длины скважин с 2 до 8 м удельный расход ВВ возрастает с 1,1 до 3 кг/м³, а затраты на буровзрывные работы увеличиваются до трех раз.

При увеличении глубины воды, на которой выполняется взрывание, удельный расход ВВ и затраты на буровзрывные работы возрастают.

Таблица 8.2

Экскаватор	Максимальный размер кондиционного куска, мм	Удельный расход ВВ, кг/м ³	
		в слабых породах	в крепких породах
Многочерпачный	600	0,9	3,0
Роторный	300	1,2	3,0
Грейферный	450	1,1	2,4
Драглайн	750	0,6	2,8

Влияние водной среды на процесс разрушения. Известно, что комплексным показателем, отражающим влияние свойств среды на сопротивляемость действию взрыва, является акустическая жесткость. С ее увеличением возрастает значение ударных волн в процессе разрушения.

Основными факторами, определяющими действие воды на взрывную волну, являются: рассеяние энергии волны напряжения на контакте порода — вода; гидростатическое давление, препятствующее сдвигению границы разрушаемого массива.

Потери энергии из-за рассеяния волны напряжения в слое покрывающего материала зависят от отношения акустических жесткостей среды и воды $m = \rho_0 c_0 / (\rho_c c_c)$, где ρ_0 , c_0 и ρ_c , c_c — соответственно плотность и скорость звука в среде и в воде.

К примеру, для границы раздела гранит — вода при $m = 7$ теряется 44% энергии взрывной волны. Чем больше акустическая жесткость породы, тем меньше энергии волны напряжений рассеивается в воде. В то же время, учитывая, что разрушение материалов с высокой акустической жесткостью происходит под воздействием взрывных волн на открытую поверхность, влияние рассеяния энергии для таких пород следует ожидать наиболее значительным.

Влияние гидростатического давления в процессе разрушения. На первоначальных стадиях развития взрыва оно оказывает положительное действие, препятствует процессу раскрытия трещин, что обеспечивает более полное прохождение волны напряжений во все точки массива.

Но в последующие моменты, при раскрытии трещин и сдвижений массива под воздействием взрыва, гидростатическое давление играет отрицательную роль, так как необходима дополни-

тельная энергия на его преодоление. При этом вода при больших скоростях нагружения (смещения) приближается по свойствам к несжимаемому телу (особенно в начальной стадии) и резко ухудшает эффективность разрушения пород с увеличением глубины. Максимальная эффективность взрыва достигается лишь при свободной подвижке породы по направлению ЛНС.

Отбойка пород небольшими слоями малопродуктивна, так как в подводных условиях выгоднее обуривать и взрывать уступы большой высоты. Разработка методов ведения подводных взрывных работ, позволяющих эффективно разрушать уступы высотой 8—15 м, весьма актуальна. При этом наиболее важным является создание условий для свободной подвижки породы под водой. Это может быть достигнуто образованием газовых полостей при взрывании зарядов перед поверхностью уступа, на которые можно направлять последующую отбойку породы (рис. 8.8, *а*). Возможно применение пузырьковых завес, снижающих плотность, а следовательно, и противодавление воды. Для создания такой завесы воздух можно подавать по шлангам к подножию разрушаемого уступа, можно использовать пиротехнические газогенераторы, интенсивно выделяющие CO_2 и O_2 при инициировании (рис. 8.8, *б*).

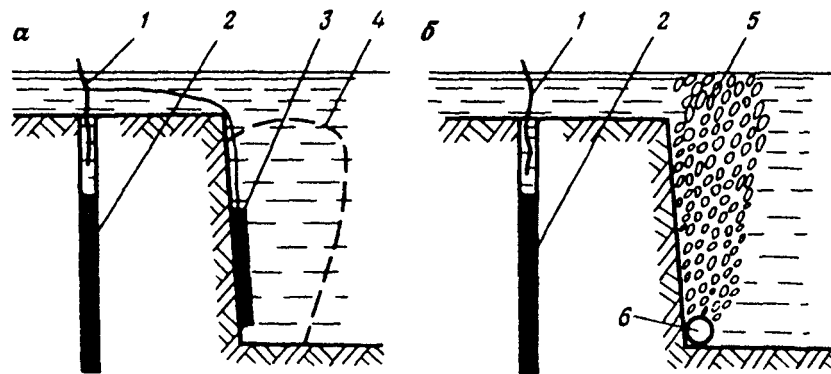


Рис. 8.8. Создание газообразных объемов на открытой поверхности массива при подводном взрывании:
а — с помощью зарядов ВВ; *б* — пузырьковой завесой; 1 — инициатор; 2 — заряд дробления; 3 — заряд для создания газообразной полости 4; 5 — пузырьковая завеса; 6 — перфорированный шланг подачи воздуха

Методы бурения и заряжания. Под водой применяется техника, аналогичная наземной, с поправками на более высокую плотность среды, в которой выполняется работа. Применяют три варианта ведения буровзрывных работ: 1) для бурения и заряжания скважин (шпуров) используют бурильные молотки или гусеничные буровые установки; 2) бурение и заряжание с платформ или плавучих барж; 3) размещение зарядов на дне водоема, т. е. взрывание наружными зарядами.

Первый вариант применяется при небольших глубинах и малых объемах работ, при взрывании вблизи чувствительных к взрывным воздействиям сооружений. Целесообразно его применение при контурном взрывании.

Второй вариант наиболее распространен при ведении подводных взрывных работ. Выбор бурового оборудования зависит от глубины воды, погодных условий и объема работ. Обычно взрываема порода покрыта слоем наносов, бурение и заряжание в этом случае ведется по способу Линде.

Вначале в грунт с палубы забуривается осадная труба *I*, через которую производится бурение скважины *II* (рис. 8.9). После извлечения бурового инструмента *III* в скважину с помощью

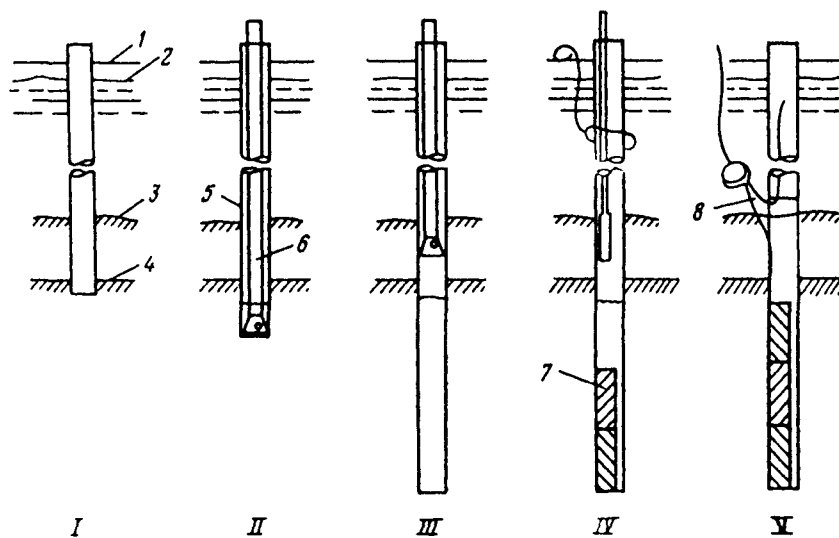


Рис. 8.9. Последовательность подводного заряжания скважин по методу Линде

штанги опускается монозаряд или патроны IV , вводится боевик с детонирующим шнуром и выполняется забойка. На обсадную трубу опускается петля, которой удерживается детонирующий шнур после извлечения обсадной трубы на поверхность V . Жесткие монозаряды целесообразно применять для заряжания скважин в сильнотрещиноватых мягких породах. В остальных случаях возможно применение водоустойчивых гранулированных и эмульсионных ВВ. При использовании гранулированных ВВ плотность заряжания рекомендуется повышать с помощью пневматических зарядчиков.

В некоторых случаях, когда невозможно или нецелесообразно бурить скважины (шпуры) для размещения зарядов, применяют накладные заряды. Применение этого варианта в основном ограничено некрепкими породами при мощности разрушаемого слоя, не превышающего 0,5 м. Для его применения не требуется больших капитальных затрат, кроме того, он позволяет выполнять работы быстро и практически при любых погодных условиях. Но из-за неблагоприятного воздействия на окружающую среду (сильные гидроударные волны и рассеяние продуктов взрыва в воде) и высокого удельного расхода ВВ объем работ, выполняемых по этому варианту, снижается.

Накладные заряды эффективно используют в породах некрепких с $f \leq 4$ по проф. М.М. Протодяконову и рассчитывают по формуле

$$Q = q_{рн} S W,$$

где W — глубина рыхления, обычно составляет 0,3—0,5 м;

S — взрываема площадь участка, м.

Значения для накладных зарядов $q_{рн}$ и зарядов рыхления $q_{рр}$ принимают в следующих пределах:

Породы, f	2	4	6	8	10	14	18	20
$q_{рн}$, кг/м ³	20	30	40	70	100	150	200	300
$q_{рр}$, кг/м ³	0,9	1,0	1,1	1,2	1,5	1,8	2	2,2

При глубине заложения зарядов под водой H больше $2W$ расчетный расход ВВ корректируется по формуле:

$$q_{pp} = 1 + \frac{2 - H/W}{3}.$$

Расстояние между накладными зарядами принимают $(3-3,5)W$. Расчет скважинных (шпуровых) зарядов производят как для условий взрыва с одной открытой поверхностью, а удельный расход ВВ q_{pp} принимают от 0,9 до 2,2 кг/м³ и уточняют опытными взрывами.

Для инициирования зарядов при подводном взрывании обычно применяют детонирующий шнур ДШВ, в качестве боевиков — тротиловые шашки. Особое внимание следует уделять влагоизоляции концов и мест скрутки ДШ.

Значительно реже применяется электрическое инициирование.

Трудности, связанные с тщательной изоляцией от воды мест скрутки проводов, а также их чувствительность к механическим воздействиям зачастую непреодолимы. Следует отметить применение в Японии принципиально нового метода электрического взрыва — электромагнитного. Иницирование по этому методу выполняется с помощью электродвижущей силы, наведенной в цепи электромагнитным полем. Благодаря отсутствию магистральных проводов этот метод особенно эффективен при высоких скоростях течения воды.

Воздействие взрыва на окружающую среду. Основными вредными воздействиями подводных взрывов на окружающую среду являются: гидроударная волна, сейсмическое давление, загрязнение ядовитыми взрывчатыми веществами, продуктами взрыва и донными отложениями. Для небольших водоемов может быть значительным воздействие гравитационной волны.

Наиболее неблагоприятное действие оказывает взрыв накладных зарядов. Известно, что давление гидроударной волны от взрыва заряда в скважине составляет лишь 10—14% от давления при взрыве накладного заряда.

Единственным средством для снижения сейсмического действия взрыва является уменьшение суммарного заряда или применение короткозамедленного взрыва.

Для снижения давления гидроударной волны наиболее эффективным средством является пузырьковая завеса (см. рис. 8.8, б), которая, кроме того, создает заслон растеканию ядовитых отходов

ВВ и донной мути. Возможно применение и других средств гашения гидроударной волны. Предлагается на поверхность взрываемого скального грунта укладывать буферное устройство, состоящее из проволочного гибкого каркаса, наполненного упругими шарообразными телами. Эффективное гашение энергии взрывной волны достигается вследствие ее погашения упругими шарообразными телами и в результате многократного отражения от поверхности этих тел.

Особое внимание при подводном взрывании следует уделять последовательности инициирования зарядов и опасности передачи детонации через влияние. Чтобы избежать этого, рекомендуется оставлять незаряженной около $15d_3$ верхней части скважины.

8.9. МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ДОБЫЧЕ ШТУЧНОГО КАМНЯ

Взрывной метод отделения блоков камня от массива применяется при добыче штучного камня, предназначенного для изготовления тесаных и полированных изделий, не допускающих наличия в них волосяных трещин.

Для обеспечения наибольшего выхода блоков из горной массы нужно соблюдать следующие основные правила:

- взрывание шпуровых зарядов проводить при трех открытых поверхностях;
- шпуры располагать вдоль вертикальных трещин или параллельно направлению наилучшего раскола породы.

Расстояние между шпурами в ряду подбирают опытным путем, начиная с 0,2—0,3 м. Диаметр шпура следует принимать не более 35 мм. Недопустимы недобур и перебур по отношению к горизонтальной трещине, являющейся подошвой монолита.

Расчет суммарной массы зарядов на отрыв блока производится по формуле:

$$Q = q_{ш} V,$$

где $q_{ш}$ — удельный расход дымного пороха, кг/м³;

V — объем отрываемого блока, м³.

Величина $q_{ш}$ принимается для дымного пороха в пределах 0,05—0,3 кг/м³. Массу заряда в одном шпуре уточняют пробными взрывами.

Взрывание пороховых зарядов ОШ или электровоспламенителей. Иницирующий конец шнура завязывают узлом и на сгибах надрезают. Свободную от заряда часть шнура заполняют забоечным материалом, для чего на порох накладывают небольшой бумажный пыж, поверх которого помещают 1—2 глиняных пыжа, уплотняемых забойником. Остальную часть шнура над глиной забивают измельченной породой.

Главным недостатком применения дымного пороха является его высокая чувствительность к огню, искрам. Потому применяют дополнительные меры, указанные в Единых правилах безопасности при взрывных работах, исключая образование искр при работах с дымным порохом (применение неискрящихся инструментов, обуви и т. д.). В настоящее время дымный порох при добыче штучных блоков все больше заменяют детонирующим шнуром, одна или две нити которого помещают в шпуры и взрывают (рис. 8.10).

Шпуры недобуривают до нижней плоскости монолита на 10% его высоты. Рекомендуемое расстояние между шпурами (при условии $l/H = 0,9$; $N(N + 2) = 0,8$; $l > 0,6$ м; $d_{ш} \geq 35$ мм) с учетом направления раскола по отношению к слоистости выбирается следующим:

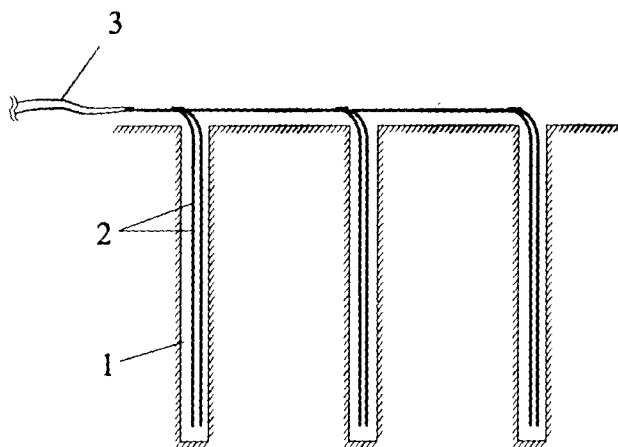


Рис. 8.10. Отбойка блочного камня шпурами 1, заряженными ДШ 2, иницируемыми ЭД 3

перпендикулярное

$$a = 0,18 \div 0,21 \text{ м};$$

под углом 45°

$$a = 0,4 \div 0,45 \text{ м},$$

где l — глубина шпура, м; H — высота монолита, м; N — число шпуров в линии откола; n — число нитей ДШ в шпуре.

При взрывании одной нити в шпуре расстояние между шпурами принимается с коэффициентом 0,6.

Для зарядов из двух нитей рекомендуется минимальная ширина выкальваемого блока B с учетом направления раскола по отношению к слоистости:

- перпендикулярное: $B = 1,3 \div 1,2 \text{ м};$
- под углом 45° : $B = 1,1 \div 0,8 \text{ м};$
- параллельное: $B = 0,6 \text{ м}.$

При значениях B меньше указанных следует помещать в шпур одну нить или чередовать в шпурах заряды из одной и двух нитей ДШ. Заряды в одной плоскости раскола взрывают одновременно. При необходимости раскола монолита по нескольким параллельным плоскостям следует взрывать заряды ДШ в каждой плоскости отдельно или с замедлением не менее 200 мс.

При отделении монолитов из массива на уровне подошвы уступа камнерезными машинами СМ-177 А делается горизонтальный пропил глубиной 1 м. Плоскость вертикальных шпуров совпадает с концом горизонтального пропила. Вместо горизонтального пропила можно бурить горизонтальные шпуры. В этом случае ширина выкальваемого монолита может быть увеличена до 1,5 м. Бурение горизонтальных шпуров рекомендуется в крепких мраморах, в которых применение камнерезных машин становится неэффективным. Обеспечение сохранности мрамора достигается ограничением удельного расхода ВВ величиной $0,1 \text{ кг/м}^3$.

Заряды в шпурах вертикальной и горизонтальной плоскостей взрывают одновременно.

При выкальвании монолитов взрыванием ДШ в скважинах высота уступа достигает 10 м. Скважины диаметром 105 мм бурятся до подошвы уступа. В подошве уступа бурятся горизонтальные шпуры глубиной 1,2—1,5 м, соответствующей ширине

выкалываемого монолита. Шпуры заряжают тремя, а скважины семью нитями ДШ. При высоте уступа свыше 6 м призабойную часть скважины заряжают девятью нитями ДШ.

Расстояние между шпурами 0,2—0,3 м, между скважинами 0,7—0,8 м. Выход блоков не уменьшается по сравнению с их добычей камнерезными машинами (25%), так же как и выход плит из блоков ($12 \text{ м}^2/\text{м}^3$), а при правильном ведении взрывов может даже увеличиваться, т. к. при этом блоки выкалываются строго по трещинам, а камнерезной машиной они могут разрезаться на части в соответствии с линией ее движения по уступу.

В последние годы все шире для отбойки штучных блоков применяют невзрывные расширяющиеся при затвердении средства (НРС). При этом шпуры бурят по сближенной сетке (через 20—40 см), заполняют их раствором НРС, и после его отвердения блок в плоскостях обуривания выкалывается без всяких разрушений. Недостаток метода — в возможности его применения только при температуре выше 15°C .

8.10. МЕТОДЫ ОБРАБОТКИ И РАЗРУШЕНИЯ МЕТАЛЛА ВЗРЫВОМ

Импульсные нагрузки, возникающие при взрыве, позволяют реализовать при обработке металлов физические процессы, не используемые в традиционных методах сварки, штамповки, упрочнения, плакирования, дробления и др.

Сварку и штамповку металла взрывом осуществляют при непосредственном контакте ВВ и металла или при передаче энергии взрыва через промежуточную среду (вода, масло, воздух).

Взрывом сваривают однородные и разнородные металлы, которые не соединяются обычными способами (сталь с медью, алюминий со сталью и другие сочетания). С помощью взрыва можно получать как биметаллические, так и многослойные соединения различных металлов. Соударение металлов при сварке взрывов происходит при значительных скоростях и сопровождается волновыми процессами на поверхности контакта. Сварку массивных деталей осуществляют контактным методом, а листы металла и фольгу соединяют, как правило, дистанционным методом с использованием промежуточной среды. Для сварки металлические пластинки устанавливают на некотором расстоянии

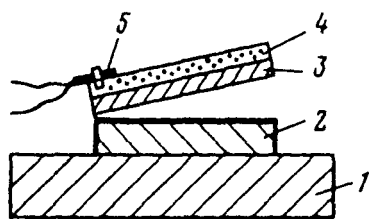


Рис. 8.11. Установка для сварки металла взрывом:

1 — основание; 2, 3 — нижняя и верхняя свариваемые пластины; 4 — слой ВВ; 5 — детонатор

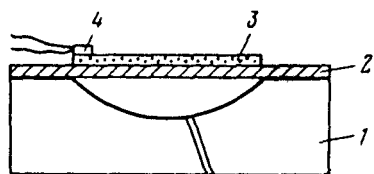


Рис. 8.12. Установка для штамповки металла взрывом:

1 — основание со штамповочной формой; 2 — лист-заготовка для штамповки; 3 — заряд ВВ; 4 — детонатор

параллельно или под углом $5-15^\circ$ друг к другу. Нижнюю пластинку располагают на массивном основании, а на верхнюю помещают заряд ВВ (рис. 8.11). Сварку применяют для многослойных и композиционных материалов. Характерной особенностью сварки взрывом является соединение деталей по всей поверхности соприкосновения.

Штамповку металла взрывом (рис. 8.12) применяют для изготовления изделий практически неограниченных размеров. Заготовку обычно помещают на матрицу, укрепляют на ней, а заряд размещают или непосредственно на заготовке, или в передающей среде. При взрыве заряда ВВ заготовка деформируется и приобретает форму матрицы, взрыв создает высокие скорости деформации штампуемого металла и улучшает его механические свойства.

Для штамповки используют порох и мощные ВВ. Массу заряда и параметры его расположения определяют опытным путем.

Одним из перспективных методов обработки металла является упрочнение его взрывом. Упрочнение происходит при распространении в металле ударных волн. Механизм упрочнения связан с улучшением кристаллической структуры металлов при взрыве. В настоящее время упрочняют взрывом зубья ковшей экскаваторов, детали дробилок, сварные швы, траки гусеничных машин, стрелочные железнодорожные переводы и др. Обработанные взрывом детали машин обладают повышенной износостойкостью.

Для дробления металла и металлических конструкций используют наружные и шпуровые заряды. Масса наружных заря-

дов ВВ для перебивания металлического предмета определяется по формуле

$$Q_M = q_m S,$$

где q_m — расчетный удельный расход ВВ, г/см³ ($q_m = 10\text{--}30$ г/см³);
 S — площадь поперечного сечения перебиваемого предмета, см².

Для обработки металлов взрывом применяют специальные ВВ, характеристика которых приведена в табл. 8.3.

Таблица 8.3

Показатели	Аммонит АТ	Гексопласт ГП-87К	Аммонит А-2
<i>Расчетные</i>			
Теплота взрыва, кДж/кг	3700	5024	3770
Объем газов, л/кг	930	—	915
<i>Экспериментальные</i>			
Плотность, г/см ³	0,8—0,9	1,45—1,5	1,85—0,95
Работоспособность, см ³	270—285	400—410	300—310
Критическая толщина слоя, мм	10—15	3—4	35—55
Скорость детонации, км/с	1,5—3,8	7,0—7,5	2,5—4,5

При перебивании конструкций толщиной более 15 см применяют шпуровые заряды. Диаметр шпуров 35—42 мм, а глубина 1/2+2/3 толщины конструкции. Для стальных конструкций глубина шпуров может достигать 3/4 ее толщины. Шпур в металле выплавляют с помощью газовых горелок или высверливают электродрелью. Длина заряда в шпуре составляет 0,7 глубины шпура. Расстояние между шпурами 1—1,5 глубины шпуров, но не более 0,4 м. При взрывании полых деталей заряд размещают внутри их, а для обеспечения равномерного дробления детали всю полость заполняют влажным песком. При авариях в скважинах разрушение шарошечных долот, переходников, оставленных в скважинах, производят кумулятивными торпедами осевого действия. Для обрыва обсадных труб в скважинах используют взрывные труборезы. Для получения отверстий в листовых деталях и заготовках используют куму-

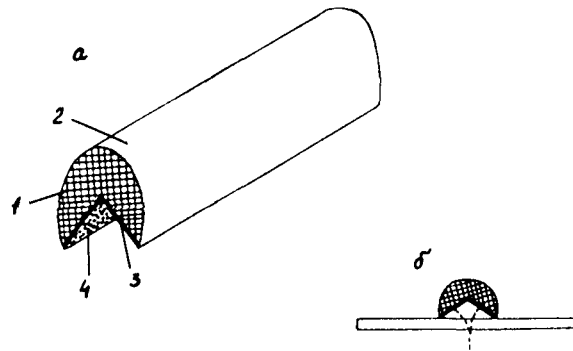


Рис. 8.13. Схемы резки металла детонирующим шнуром с продольной кумулятивной выемкой:
a — шнур; 1 — ВВ; 2 — пластиковая оболочка; 3 — кумулятивная выемка; 4 — армировка выемки; *б* — резка листа

кумулятивные заряды. Конструкции коробчатой формы и различные емкости дробят гидровзрывным способом. При этом емкость заполняют водой, внутрь ее помещают заряд ВВ и взрывают.

Для образования отверстий в трубах и резки металлических листов и конструкций взрывом применяют детонирующие шнуры с продольными кумулятивными выемками, армированными медным листом или другими материалами (рис 8.13).

Обработку металла взрывом производят на специальных площадках или в бронях. Взрывание производят из заглубленного блиндажа, удаленного от места взрыва не менее чем на 100 м.

8.11. МЕТОДЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ БОРЬБЕ С ЛЕСНЫМИ ПОЖАРАМИ

При борьбе с лесными пожарами взрывные работы проводятся для создания:

- опорных полос для выжигания полосы перед кромкой пожара, противопожарной валки деревьев и корчевки пней;
- заградительных канав и иных противопожарных инженерных сооружений в лесу.

При выполнении взрывных работ по тушению или локализации лесных пожаров и проведении профилактических проти-

вопожарных мероприятий используют только ВВ и СИ, допущенные к применению в этих условиях.

Для проверки состояния взрывных работ, соблюдения установленного порядка перевозки, хранения, использования и учета ВМ непосредственно при ведении взрывных работ по тушению лесных пожаров авиабазы обязаны обеспечивать доставку представителей контролирующих органов на места работ задействованными на этих работах вертолетами.

Взрывные работы по локализации и тушению лесных пожаров должны проводиться в районах, удаленных от населенных пунктов, где своевременное тушение лесных пожаров другими способами не может быть обеспечено.

Руководителями взрывных работ в авиалесоохране могут назначаться специалисты подразделений авиалесоохраны, имеющие производственный стаж работы взрывником не менее 3-х лет, прошедшие обучение на специальных курсах при высших или средних специальных учебных заведениях по программе, утвержденной Министерством природопользования по согласованию с Ростехнадзором.

Руководители и исполнители взрывных работ, а также персонал складов ВМ и лица, привлекаемые к работам с ВМ, подлежат оформлению приказами по авиабазам.

Подготовка взрывников и заведующих складами ВМ должна проводиться по соответствующим программам.

Руководители взрывных работ подразделений авиалесоохраны обязаны до начала пожароопасного сезона формировать в установленном порядке списки личного состава, привлекаемого к работам с ВМ, в том числе на лиц, осуществляющих разгрузку и подноску ВМ.

Обеспечение взрывных работ взрывчатыми материалами должно осуществляться, как правило, с кратковременных складов ВМ.

Для обеспечения резерва во ВМ на пожароопасный сезон авиабазы должны иметь постоянные склады ВМ — собственные или арендованные у сторонних организаций.

Перед началом очередного пожароопасного сезона авиабазы обеспечивают получение (оформление) документации на право производства взрывных работ, проектов (паспортов), складов для хранения ВМ, специально оборудованного транспорта для

перевозки ВМ к местам работ, а также подготовленного персонала, руководящего взрывными работами и осуществляющего эти работы.

Отпуск ВМ взрывникам на производство взрывных работ осуществляется по нарядам-путевкам, которые выписываются имеющим право руководства взрывными работами начальником авиаподразделения или руководителем взрывных работ авиаотделения.

По окончании работ взрывник и руководитель взрывных работ своей подписью подтверждают фактический расход ВМ.

Оставшиеся неиспользованными при тушении лесного пожара ВМ должны быть возвращены на склад, а при невозможности возврата израсходованы на профилактические мероприятия (образование минерализованных полос, противопожарных канав и других противопожарных сооружений) под руководством руководителя взрывных работ с соблюдением требований ЕПБ при взрывных работах.

В тех случаях, когда взрывник находится на пожаре и не имеет возможности получить ВМ со склада, допускается выдача их взрывнику одновременно с нарядом-путевкой через доставщика. В этом случае доставщик взрывчатых материалов получает ВМ со склада по наряду-путевке, подписанной руководителем взрывных работ. Учет расхода взрывчатых материалов ведется в Книге учета расхода ВМ, которую доставщик получает под роспись со склада ВМ.

При получении ВМ с арендного склада по наряду-накладной, она должна подписываться руководителем и главным бухгалтером авиабазы, подпись главного руководителя и главного бухгалтера подтверждаются радиограммой, подписанной этими лицами.

В этом случае в наряде-накладной вместо подписи указываются номер, дата и фамилии лиц, подписавших радиограмму. Запись подтверждается подписью лица, принявшего радиограмму.

Доставка ВМ к месту лесного пожара воздушными судами (ВС) осуществляется: вертолетами — с посадкой на выбранные с воздуха площадки и в режиме зависания с десантированием ВМ; самолетами — с десантированием ВМ на парашютах и без парашютов.

Порядок доставки ВМ к местам работ воздушными судами осуществляется согласно требованиям «Инструкции по перевозкам и десантированию опасных грузов воздушным транспортом в авиационной охране лесов».

Взрывные работы по локализации или тушению лесных пожаров необходимо выполнять путем прокладки опорных минерализованных полос перед фронтом огня, взрыванием серии шпуровых зарядов с глубиной шпуров до 0,7 м, расположенных в линию с интервалом 2—5 м, или взрыванием наружных удлиненных зарядов.

Выполнение взрывных работ должно проводиться в соответствии с инструкцией согласно проектам, учитывающим конкретные условия работ. Проекты должны быть утверждены заместителем начальника авиабазы, имеющим право руководства взрывными работами.

При привлечении к тушению лесных пожаров персонала других авиабаз взрывные работы проводятся под руководством местной авиабазы.

Валка деревьев для создания противопожарных разрывов, просек производится для локализации верховых пожаров.

При валке деревьев взрывным способом заряды помещают в подкопы, в шпуровые (скважины), как при корчевке пней, валка деревьев при этом происходит вместе с корнями.

Применяют также накладные заряды, которые изготавливают в виде пакетов плоской формы и плотно привязывают шпагатом к стволам деревьев, в месте прикрепления накладных зарядов их отесывают топором.

Масса заряда определяется по формуле

$$Q = Kd,$$

где K — удельный расход ВВ, г/см;

d — диаметр ствола, см.

Удельный расход ВВ принимается для твердых и вязких пород (дуб, бук, и т. п.) в размере 1,25—1,5 г/см, для остальных пород — 1 г/см (по данным Союзвзрывпрома).

По прибытии к месту лесного пожара специально назначенный летчиком-наблюдателем руководитель тушения пожара проводит разведку его границ. Оценивая обстановку, он выясняет направления наиболее быстрого распространения огня, ско-

рость распространения, учитывает естественные преграды, расположение наиболее ценных и опасных в пожарном отношении объектов и другие особенности местности.

На основании личного осмотра места пожара руководитель тушения проводит расстановку сил так, чтобы обеспечить локализацию головной части пожара, где скорость распространения огня наибольшая, или в местах, где огонь угрожает населенным пунктам либо ценным объектам.

После остановки движения огня в головной части прокладываются опорные минерализованные полосы по флангам, и при необходимости с тыльной стороны пожара.

Прокладку опорных полос во всех случаях следует проводить в менее захламленных местах с редкой растительностью и наиболее разомкнутым древостоем, а также использовать имеющиеся преграды: реки, дороги, ручьи, просеки и тропы.

При прокладке опорных минерализованных полос шпуровым методом последовательно выполняют следующие работы: подготовка шпуров, подноска к шпурам ВВ, зарядание шпуров и их взрывание, заброска грунтом растительности в перемычках между воронками взрывов.

Для подготовки шпуров применяются штыковые лопаты, буры. Вынутый грунт используется для забойки.

Лица, привлекаемые к подноске ВВ, должны быть допущены органами внутренних дел к обращению с ВВ. В исключительных случаях разрешается привлекать для подноски ВВ мобилизованных на пожар лиц под наблюдением взрывников. Эти лица должны быть проинструктированы под роспись руководителем взрывных работ с мерами безопасности при обращении с ВВ, подаваемыми взрывниками сигналами и правилами поведения.

После подготовки шпуров непосредственный руководитель взрывных работ (инструктор парашютно-пожарной команды или группы, инструктор десантно-пожарной команды или группы) должен выделить каждой паре взрывников определенный участок, но не более чем 12 шпуров, и лично разделить участки красными флажками. Закончив подноску ВВ к шпурам, взрывники получают от старшего взрывника зажигательные трубки по числу шпуров и расходятся на рабочие места таким образом, чтобы при зарядке каждая пара двигалась навстречу друг другу. При

зарядке группой, составляющей нечетное количество взрывников, крайний взрывник движется в направлении от последней пары взрывников.

После доставки ВВ подносчики и другие лица, кроме взрывников, занятых заряданием или монтажом, должны удалиться руководителем взрывных работ в укрытие за пределы опасной зоны. Место укрытия указывается руководителем взрывных работ, а у места возможного входа в опасную зону за ее пределами по его указанию должны быть выставлены посты охраны. После этого руководителем взрывных работ подается предупредительный сигнал (один продолжительный).

По окончании зарядания шпуров каждая пара взрывников расходится в разные стороны на выделенном участке с тем, чтобы во время поджигания зажигательных трубок двигаться навстречу друг другу. Руководитель взрывных работ лично проверяет весь участок взрыва, и, убедившись в отсутствии посторонних людей в опасной зоне, готовности взрывников, правильности зарядания, подает боевой сигнал, одновременно он поджигает контрольную трубку, а взрывники поджигают зажигательные трубки шпуровых зарядов.

После взрыва контрольной трубки взрывники обязаны немедленно удалиться за пределы опасной зоны, даже если остались незажженными зажигательные трубки некоторых зарядов.

При тушении подземных (торфяных) пожаров необходимо прокладывать сплошные канавы глубиной до минерального слоя или проявления воды. Величина заряда определяется по типовому паспорту и уточняется пробным взрывом, выполняемым под непосредственным руководством руководителя взрывных работ.

При шпуровом методе прокладки минерализованной полосы наиболее эффективным является взрывание с применением ДШ.

При тушении лесного пожара взрывники должны иметь следующие инструменты и принадлежности:

- лопаты;
- ножи;
- спички, шпагат (изолянту);
- сумки для переноски ВВ и отдельно зажигательных трубок;

- средства сигнализации (ручные сирены, сигнальные рожки, рации типа «Ромашка», «Кактус», «Транспорт-Н», «Карат-2»).

Каждая группа обеспечивается однотипными средствами связи (не менее 3-х носимых раций для руководителя взрывных работ и старшего постового). Руководитель взрывных работ и взрывники должны иметь часы с секундной стрелкой.

Для ускорения процесса взрывных работ при прокладке опорных полос могут применяться наружные шланговые заряды, а также эластичные шнуровые заряды.

При прокладке опорных полос с применением наружных зарядов последовательно выполняются следующие работы:

- разноска зарядов по намеченной трассе;
- подготовка отрезков шланговых зарядов и раскладка их по намеченной линии;
- встряхивание шлангового заряда с целью соединения патронов;
- соединение отдельных элементов шланговых зарядов;
- присоединение зажигательной трубки к шланговому заряду;
- взрывание заряда.

Руководитель взрывных работ, оценив обстановку на местности, указывает группе направление трассы опорной полосы, ее ось и центр и отдает распоряжение о выносе шланговых зарядов от центра через каждые 20 м в обе стороны, а шнуровые заряды — с интервалом 50 м.

В зависимости от скорости прокладки опорных полос при всех способах взрывания следует отступать от кромки огня на расстояние, при котором полностью обеспечивается безопасность взрывных работ от надвигающегося фронта пожара.

Допустимое расстояние до места взрывных работ от кромки огня низового лесного пожара определяет руководитель взрывных работ с учетом скорости продвижения пожара и принимается по табл. 8.4.

Безопасные расстояния для людей по поражающему действию осколков и обломков, разрушаемых взрывами материалов при прокладке опорных полос в ходе тушения лесных пожаров,

Таблица 8.4

Вид работы	Скорость прокладки полосы, мин	Скорость распространения фронта пожара, м/мин	Минимально допустимые расстояния от зарядов до кромки пожара, м
Прокладка 100 м опорной полосы с применением ВМ бригадой из четырех чел.:	45	0,25	30
		0,50	45
		1,0	65
		1,5	90
		2,0	110
		2,5	130
		3,0	155
	15	5,0	250
		0,25	30
		0,5	35
		1,0	40
		1,5	50
		2,0	55
5	2,5	60	
	3,0	65	
	5,0	100	
	0,5	30	
	1,0	35	
в) наружными зарядами с использованием шнуровых зарядов ЭШ-1П (прокладка удлиненного заряда, соединение отрезков шнурового заряда, взрывание шнурового заряда)	5	2,0	40
		3,0	50
		5,0	60

должно определяться по проекту, и в любом случае составлять не менее 50 м.

При этом допустимое минимальное расстояние 50 м при прокладке минерализованной полосы принимается только в том случае, когда минерализованная полоса прокладывается в лесу при полноте древостоя не менее 0,8. В тех случаях, когда заградительная полоса прокладывается на открытой местности, минимально допустимая величина радиуса опасной зоны должна составлять не менее 200 м.

Во многих случаях тушение лесных пожаров затруднено отсутствием воды. Институтом КНИИМ предложено в лесу по определенной схеме создавать котлованы взрывным методом, которые естественно или искусственно заполняются водой, которая во время возникновения лесных пожаров используется для борьбы с огнем. Это могут быть ручные или механизированные средства.

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ
ВЗРЫВНЫХ РАБОТ
В ГОРОДСКИХ
УСЛОВИЯХ
И ПРИ
РЕКОНСТРУКЦИИ
ПРЕДПРИЯТИЙ

ГЛАВА 9 —



9.1. МЕТОДЫ ВАЛКИ ЗДАНИЙ

При валке зданий, как правило, применяют метод шпуровых зарядов. Только для разрушения особо мощных колонн следует применять сосредоточенные заряды, размещая их в скважинах или рукавах.

Для валки здания по всему его периметру взрывом образуется подбой. Во избежание опасных зависаний отдельных элементов зданий подбой должен быть сплошным, что достигается правильным расчетом и расположением зарядов в зависимости от конструктивных особенностей объекта и материала, из которого он построен. Здания с внутренними капитальными стенами обрушают целиком или по частям. В первом случае в капитальных стенах делается сплошной горизонтальный подбой на том же уровне, что и в наружных стенах. Во втором — обрушаемая часть отрезается от оставшейся вертикальными подбоями, расположенными вдоль капитальной стены.

Перед валкой здание должно быть освобождено от деревянных частей (перекрытий, дверных и оконных проемов, внутренних переборок и т. п.). Поэтому в ходе изысканий, на основании которых составляется проект взрывной валки здания, надлежит решать следующие задачи: 1) уточнить план здания и точно замерить толщину стен, размеры оконных, дверных и других проемов, уточнить расположение и замерить основные параметры внутренних капитальных стен, вентиляционных каналов и других пустот; 2) определить прочностные характеристики материала здания (кирпичной или каменной кладки, на цементе или известе, бутобетона, железобетона и др.); 3) выяснить наличие и расположение в зоне обрушения (в радиусе, равном $1/2$ высоте стен) подлежащих защите подземных коммуникаций; 4) уточнить план расположения действующих и строящихся зданий и сооружений, транспортных магистралей, воздушных линий связи, ЛЭП и других объектов в пределах опасной зоны — в радиусе не менее 100 м (рис. 9.1).

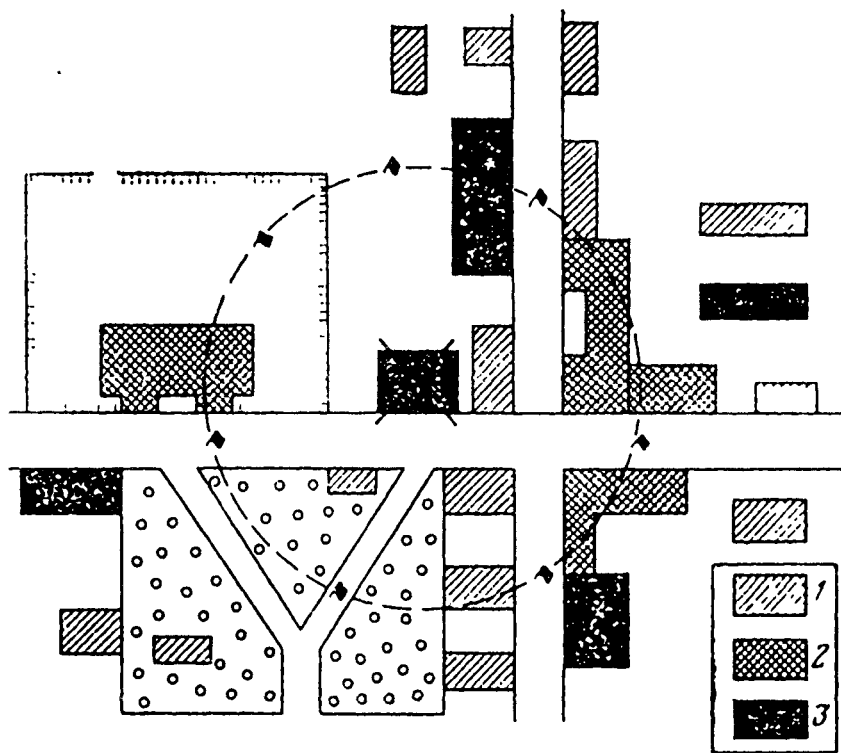


Рис. 9.1. Ситуационный план местности при валке зданий:
 1 — действующие сооружения; 2 — строящиеся; 3 — подлежащие сносу

На взрывную валку зданий составляют проект, включающий чертежи и пояснительную записку.

На рабочих чертежах показывают расположение шпуров. В зависимости от прочности стены шпуры сплошного подбоя располагают в два или три ряда (рис. 9.2). Все шпуры подбоя располагают строго на одном уровне, причем нижний ряд должен быть расположен не ниже 0,5 м от поверхности почвы. Глубину шпуров принимают равной 2/3 толщины стен, в углах эту величину измеряют по направлению шпура.

Расстояние между шпурами в ряду определяют по формуле

$$a = 0,7\sqrt{p/q},$$

где p — вместимость 1 м шпура, кг;
 q — удельный расход ВВ (табл. 9.1).

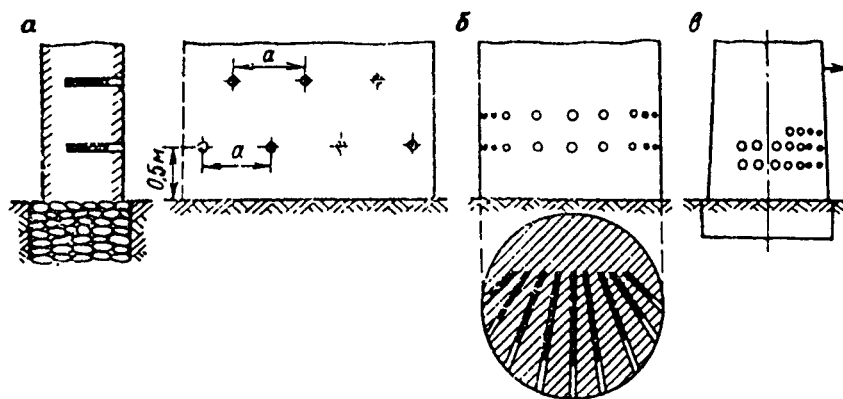


Рис. 9.2. Схемы расположения шпуров подбоя:
 а — при валке стен; б — при обрушении колонн; в — при валке трубы

Таблица 9.1

Толщина стены и диаметр колонн, м	Удельный расход аммонита бЖВ (кг/м ³) при кладке			
	кирпичной на известковом растворе	кирпичной на цементном растворе	бутобетонной	железобетонной
<i>Обрушение стен</i>				
0,45	1,8	2,0	2,1	2,2
0,5	1,6	1,8	1,9	2,0
0,6	1,3	1,5	1,6	1,8
0,7	1,2	1,3	1,5	1,6
0,75	1,1	1,2	1,3	1,4
0,8	0,9	0,9	1,1	1,3
0,9	0,8	0,9	1,0	1,2
1,0—1,2	0,7	0,8	0,9	1,1
1,3—1,5	0,6	0,7	0,8	0,9
1,6—1,7	0,55	0,6	0,7	0,8
1,8—1,9	0,45	0,5	0,5	0,7
<i>Обрушение колонн</i>				
2,0—2,5	0,7	0,8	0,85	0,9
2,7—3,0	0,6	0,7	0,8	0,85
3,2—4,0	0,55	0,6	0,7	0,7
4,2—5,0	0,5	0,5	0,6	0,65

При применении стандартных патронов диаметром 32 мм $p = 0,8$ кг/м, в этом случае $a = 0,63\sqrt{1/q}$.

Расстояние между рядами шпуров принимают $0,87a$, что обеспечивает равное расстояние между всеми шпурами. Шпуры в углах стен располагают один над другим по биссектрисе угла. Шпуры, граничащие с проемами, дымоходами и другими пустотами, располагают от них на расстоянии, равном $a/2$. В узких простенках шпуры располагают со стороны проемов.

При разрушении здания по частям рассечку его производят вертикальным рядом шпуров, расположенных на таких же расстояниях один от другого, что и в рядах горизонтального подбоя.

В зданиях с колоннами или опорами заряды следует располагать на том же уровне, что и в стенах. При диаметре колонн не более 1,5 м шпуры располагают в два ряда по той же схеме, что и при образовании подбоя в стенах (рис. 9.2, б). При большом диаметре колонн применяют заряды в скважинах диаметром 100—150 мм, глубиной 0,7 диаметра колонн или в рукавах длиной 0,6 диаметра колонн.

На рабочих чертежах дается также схема взрывной сети. Учитывая большое число взрывааемых зарядов, предпочтительнее применять сети из ДШ, которые обязательно проверяют по безопасности образуемой воздушной волны.

В пояснительной записке должны быть изложены конструктивные особенности здания, определен объем подготовительных работ, в частности бурения, и приведен расчет зарядов.

Объем обрушаемой массы здания подсчитывают по строительным чертежам.

Величину шпуровых зарядов определяют по формуле

$$Q = 0,5hp,$$

где h — толщина стены, м.

Величину заряда в рукаве или скважине длиной L (при обрушении колонн) определяют по формуле

$$Q = L^3q.$$

Удельный расход ВВ приведен в табл. 9. 1.

Большое внимание должно быть уделено технике безопасности, в частности, должны быть предусмотрены защита от повреждений подземный коммуникаций, а также меры по огра-

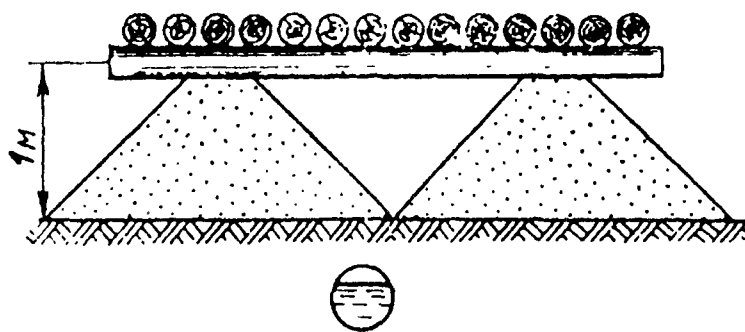


Рис. 9.3. Амортизатор, защищающий канализационную трубу

ничению разлета осколков. Для решения этих задач применяют следующие устройства: 1) амортизаторы, предохраняющие от повреждения подземные коммуникации (рис. 9.3), представляющие собой две насыпи из песка или щебня высотой 1 м, расположенные по обе стороны охраняемого объекта и перекрытые двойным настилом из бревен или металлических балок; 2) щиты, предотвращающие разлет (там, где требуется его ограничивать), изготавливаемые из досок толщиной не менее 50 мм. Щиты устанавливают в 50 см от стены наклонно и опирают на нее не менее чем на 50 см выше зоны дробления стены (рис. 9.4).

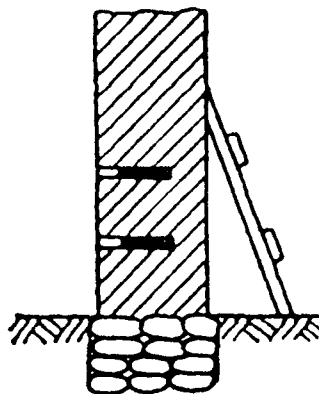


Рис. 9.4. Схема установки щитов против линии подбоя

Должны быть строго определены зона оцепления и число постов оцепления, необходимые для перекрытия всех возможных подходов к взрываемому зданию. Должен быть строго соблюден порядок сигнализации и связь, точно назначено время выполнения взрыва.

Проект производства работ на валку зданий в населенных пунктах должен быть согласован с органами Ростехнадзора, городским, районным или поселковыми властями, а также с милицией и пожарной охраной. О времени взрыва должны быть

оповещены население и руководители заинтересованных организаций и предприятий.

9.2. МЕТОДЫ ВЗРЫВНОЙ ВАЛКИ ТРУБ И БАШЕН

Для валки заводских труб и башен взрывом шпуровых зарядов образуют односторонний подбой, в направлении которого должна быть обрушена труба, в некоторых случаях с противоположной стороны дополнительными шпуровыми зарядами образуют подколы.

На валку труб и башен составляют такую же проектную документацию, как и на обрушение зданий. В процессе проведения изысканий устанавливают точное расположение окружающих строений, рельеф местности и наличие свободных секторов, определяющих направление валки трубы. Кроме того, в зоне падения обрушаемой массы фиксируют расположение подземных коммуникаций, которые надлежит защищать амортизаторами, расположение зданий, сооружений, дорог и других объектов, находящихся в опасной зоне.

Размещение шпуров трехрядное; два нижних ряда по длине 0,75 длины окружности трубы, а верхний ряд — 0,67 длины окружности. Вертикальная линия, соединяющая центральные шпуры каждого ряда, совпадает с направлением валки трубы. Шпуры располагают по квадратной сетке, при которой расстояние между рядами шпуров b равно расстоянию между шпурами a в ряду, т. е. $b = a = 0,7\sqrt{p/q}$, где p — вместимость шпура, для стандартных патронов аммонита 6ЖВ диаметром 32 мм $p = 0,8$ кг/м. Если есть опасение, что труба не упадет в строго заданном направлении, например, при наличии местных ослаблений кладки и т. п., применяют шпуры подкола, которые уменьшают вредное влияние местных ослаблений. Шпуры подкола бурят по длине на 0,3 диаметра трубы и располагают с противоположной от подбоя стороны на 0,7—1,0 м выше верхнего ряда шпуров подбоя (рис. 9.2, в). Расстояние между шпурами в ряду такое же, что и между шпурами подбоя. В отдельных случаях в целях точной укладки трубы в заданное пространство применяют тросовую натяжку трубы. Трос петлей охватывает верх трубы и идет к лебедке, установленной в направлении валки, за пределами возможного разлета. Перед взрывом трос натягивается.

Если обрушаемая труба или башня имеет жесткую связь со зданием, эту связь нарушают взрыванием вертикальных отсекающих рядов шпуров. Расстояние между шпурами в отсекающих рядах рассчитывают по той же формуле, что и расстояние между шпурами подбоя и подкола. При взрывании обычно применяют сети из ДШ, электрическое взрывание применяют реже.

Заряды рассчитывают так же, как и при валке зданий. Стоимость обрушения труб и башен подсчитывают по индивидуальным сметам, составляемым для каждого объекта, исходя из намечаемого объема работ по его обрушению.

Меры безопасности при валке труб и башен те же, что и при валке зданий.

9.3. МЕТОДЫ ВЗРЫВАНИЯ БЕТОННЫХ И ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ КОНСТРУКЦИЙ

В зависимости от средств уборки взорванной массы бетонные и железобетонные конструкции взрывают на дробление (при бульдозерной и экскаваторной уборке) или разрушают на транспортабельные куски (при уборке кранами). В зависимости от мощности бетонных массивов применяют шпуровые или скважинные заряды. Некоторые мощные сооружения, например мостовые устои, имеют специальные камеры для размещения сосредоточенных зарядов. При разрушении железобетонных конструкций толщиной менее 0,4 м применяют удлиненные накладные заряды.

Для взрывания бетонных и железобетонных конструкций составляют проект производства работ, включающий рабочие чертежи и пояснительную записку.

Если бетонное сооружение несложной конструкции расположено вдали от населенных пунктов, на его разрушение составляют паспорт буровзрывных работ.

При проведении изысканий изучают следующие вопросы: 1) характеристику материала сооружения (бетон, железобетон, частота и марка арматуры, материал заполнителя и т. п.); 2) конструкцию сооружения и мощность его или его частей, подлежащих разрушению, наличие камер для размещения зарядов и т. п.; 3) средства уборки и требования к габаритам блоков при раздел-

ке для уборки краном; 4) план расположения подлежащих защите от воздействия взрыва сооружений и коммуникаций.

При взрывном дроблении бетонных конструкций в первую очередь требуется выбрать метод работ. Если мощность бетонного массива в наименьшем измерении не достигает 5 м, применяют метод шпуровых зарядов, при мощности 5 м и более — метод скважинных зарядов, при наличии в мощных бетонных сооружениях зарядных камер — метод сосредоточенных зарядов.

Число шпуров и параметры их расположения рассчитывают в следующем порядке.

Общую величину заряда определяют по формуле

$$Q_{\text{общ}} = Vq, \text{ кг,}$$

где V — объем взрываемого массива, м³;

q — удельный расход аммонита бЖВ для бетона 0,45–0,55 кг/м³.

Число шпуров

$$N = \frac{Q_{\text{общ}}}{\rho l_3} = \frac{Vq}{\rho l_3},$$

где ρ — вместимость 1 м шпура, кг/м;

l_3 — длина заряда, м; обычно составляет $0,52L_{\text{ш}}$ (здесь $L_{\text{ш}}$ — длина шпура, м), которая составляет в свою очередь $0,9H$ (здесь H — мощность взрываемого массива в направлении буримых шпуров, м). Отсюда $l_3 = 0,45H$. Шпуры располагают по квадратной сетке равномерно по площади, с которой производится обуривание.

$$a = b = \sqrt{S/N} = 0,67\sqrt{p/q},$$

где S — площадь блока, в котором располагают шпуры, м².

В случае применения стандартных патронов из аммонита бЖВ диаметром 32 мм

$$a = b = 0,6\sqrt{1/q}.$$

В бетонных блоках высотой не более 3 м с удобной для бурения верхней площадкой шпуры целесообразно располагать из расчета взрыва блока за один прием. При большей высоте блока, а также при отсутствии удобной верхней площадки по боковой поверхности блока бурят горизонтальные шпуры.

Отбойку вертикальными шпурами ведут слоями высотой не более 2 м. Число слоев определяют графически, исходя из деления массива на равные по высоте слои, а шпуры бурят на всю высоту слоя.

В первом случае величина заряда в одном шпуре

$$Q = 0,45H\rho,$$

во втором

$$Q = 0,5H\rho,$$

где H' — мощность слоя, м.

Взрывание — электрическое короткозамедленное по порядной или волновой схеме. Волновую схему применяют для улучшения степени дробления и уменьшения дальности разлета. В проекте должны быть показаны электровзрывная сеть и ее расчет.

Если дробление бетона производится в непосредственной близости от действующих агрегатов, шпуры бурят по сетке $0,5 \times 0,5$ м, а в качестве заряда используют три-четыре нитки ДШ. Кроме того, в этом случае необходимо применять укрытия в виде щитов толщиной не менее 50 мм, установленных не ближе 0,50 м от укрываемого объекта. Если мощность блока превышает 5 м в наименьшем измерении, для его взрывания применяют скважинные заряды, для бурения которых наиболее целесообразно применять буровые машины НКР-100М или БМК-4. Бурение следует вести сверху вниз или с боковой поверхности. В последнем случае для удобства бурения с одной стороны установки станка скважины можно располагать веером (рис. 9.5).

Если позволяет ширина блока, скважины располагают по квадратной сетке:

$$W = a = b = (25 \div 27)d,$$

где W — расстояние от оси заряда до поверхности, м.

Глубина скважин при бурении сверху вниз должна быть на $5d$ меньше высоты блока, т. е. $L = H - 5d$, м; при бурении с боковой поверхности $L = H'' - 15d$, м, где H'' — мощность бетонного блока в направлении бурения горизонтальной или наклонной скважины, м.

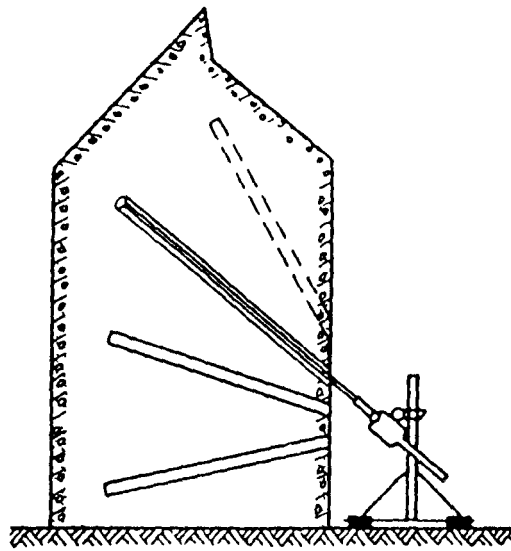


Рис. 9.5. Верное расположение скважин в бетонном массиве

Число скважин на блок

$$N = S/W^2.$$

Величина заряда в скважине

$$Q = Q_{\text{общ}}/N, \text{ кг.}$$

Если в бетонных блоках имеются специальные камеры для размещения зарядов, необходимо проверить, чтобы расстояние между камерами в одном блоке, а также расстояние от камеры до наиболее отдаленной открытой поверхности блока не превышали 1,4 ЛНС. В случае превышения этой величины для раздробления отдаленных от основного заряда участков блока в нем следует расположить дополнительные скважинные и шпуровые заряды. Расположение зарядов то же, что и в блоке, взрываемом только шпуровыми или скважинными зарядами.

Сосредоточенные заряды рассчитывают по формуле

$$Q = W^3q, \text{ кг.}$$

Для бетона в зависимости от его прочности $q = 0,5 \div 0,6 \text{ кг/м}^3$.

В случае, если уборку взорванного блока намечено выполнить с помощью крана, блок раскалывают на транспортабель-

ные куски. Для этого в зависимости от мощности крана и транспортных средств определяют массу транспортабельного куска и путем его деления на плотность данного бетона (плотность бетона изменяется в пределах 2,2—2,5 т/м³ в зависимости от пористости бетона и плотности заполнителя) определяют требуемый объем куска. После этого по блоку намечаются линии, по которым располагают шпуры. Шпуры бурят на расстоянии один от другого 40—50 см и недобуривают на 30 см до противоположной грани или на 20 см до подошвы. Диаметр шпуров принимают не менее 42 мм. Длина забойки 30 см.

В качестве ВВ рекомендуют применять детонит в патронах диаметром 24 мм. Конструкция заряда представляет собой колонку патронов, привязанных вдоль нити ДШ к тонкой рейке, на которой заряд вводят в шпур. Если нельзя применить патроны малого диаметра, применяют рассредоточенные заряды из расчета 0,4 кг/м при массе каждой части заряда 100 г (1/2 патрона диаметром 32 мм). Взрывание производят с помощью детонирующего шнура. В случае разделки на блоки сооружения, расположенного вблизи действующих агрегатов или зданий, а также при отсечке его части от массива, находящегося в эксплуатации, шпуры следует располагать через 20 см, а в качестве заряда предусматривать две-три нити ДШ.

При проектировании разрушения железобетонных конструкций взрыв рассчитывают на выбивание бетона из арматуры с последующим разрезанием ее автогеном или другими средствами. Для сокращения таких работ до минимума железобетонные конструкции разделяют на блоки транспортабельных размеров. Если толщина взрываемого массива превышает 40 см по намеченным направлениям реза, шпуры располагают на расстояниях 10—15*d* один от другого. Глубина шпуров $L_{ш} = 0,67H'$, м.

В качестве ВВ выбирают наиболее бризантные: скальный аммонит, детонит и т. п. Величину заряда определяют по формуле $Q = 0,8L_{ш}p$, кг.

Если толщина железобетонной конструкции не превышает 40 см, для выбивания бетона из арматуры по линиям реза применяют метод удлиненных накладных зарядов. Заряды располагают по направлениям реза. В качестве забойки рекомендуется песок или дерн. Толщина слоя забойки должна быть не меньше толщины заряда. Ориентировочные величины 1 м удлиненно-

го накладного заряда для разделки железобетонных перекрытий или стен следующие:

Толщина плиты, см	5	10	15	20	25	30	40
Величина заряда из аммонита бЖВ, кг/м	1	2	3	4	5,5	7	11

При взрывании железобетонных колонн или опор шпуров располагают в два ряда. Расстояние между шпурами в ряду и между рядами принимают равным $12d$. Величину заряда в каждом шпуре принимают равной $0,8L_{шп}$, кг.

При проектировании разделки железобетонной эстакады предусматривается следующий порядок работ: взрывание, резка и уборка перекрытия, взрывание колонн и последующее их разрушение на почве.

Объем работ (m^3) подсчитывают по строительным чертежам или по данным обмеров в период изысканий.

Поскольку разделка бетонных и железобетонных конструкций в большинстве случаев выполняется на территории действующих предприятий, на стройплощадке или вблизи жилья, в проекте должны быть детально разработаны меры безопасности. Кроме ситуационного плана с нанесением охраняемых объектов и постов оцепления, здесь должны быть предусмотрены укрытия от разлета осколков и воздушной волны. В целях предотвращения повреждений застекления воздушной волной от взрыва наружной сети ДШ она должна присыпаться слоем песка мощностью не менее 15 см. Необходимо также составление графика производства взрывов в периоды наименьшего движения в районе взрываемого объекта.

Взрывание фундамента. Фундаменты, как правило, заглублены на определенную глубину в почву. Кроме того, взрываемые фундаменты часто расположены в зданиях (цехах), иногда среди действующих машин. Вследствие этого буровзрывным работам должны предшествовать подготовительные работы по проходке траншеи вдоль одной из сторон фундамента на всю глубину его заложения, устройству укрытий от разлета осколков и действия взрывной волны. В остальном разделка фундамента и других бетонных конструкций мало различается.

При изыскании выясняют те же вопросы с добавлением сведений о глубине заложения фундамента и категории окружающего грунта.

На чертежах должна быть показана траншея, пройденная с одной из сторон фундамента. Если фундамент можно обуривать сверху вниз, объем траншеи должен составлять около 30% объема фундамента, чтобы в общем пространстве (занятом фундаментом ниже поверхности земли и траншеей) разместился взорванный объем (с коэффициентом разрыхления около 1,3). Если фундамент необходимо обуривать с боковой поверхности, ширина траншеи должна быть 2,0—2,5 м, так как в ней нужно разместить перфоратор с метровым забурником и должно быть достаточно места для работы бурильщика.

В случае, если фундамент разделяют вблизи зданий, сооружений и машин, в проекте предусматривают специальное укрытие коробчатой формы из досок толщиной не менее 50 см.

Для взрывания части фундамента ее отрезают сближенными шпурами, пробуренными на расстояниях 0,2 м один от другого (рис. 9.6) глубиной

$$L_{ш} = H - 0,15, \text{ м.}$$

В качестве заряда используют три нитки ДШ. В остальном параметры буровзрывных работ для разрушения фундаментов и других бетонных конструкций те же.

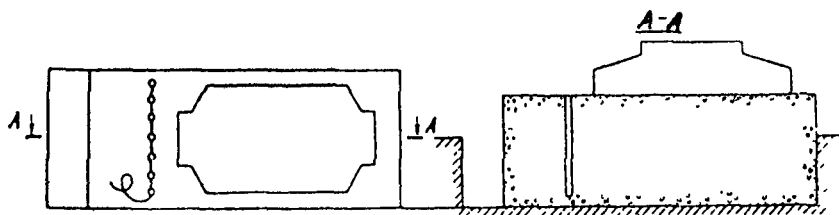


Рис. 9.6. Схема отделения части фундамента сближенными шпурами зарядами

МЕТОДИКА ВЗРЫВОВ ПРИ РЕМОНТЕ ДОМЕННЫХ, МАРТЕНОВСКИХ ПЕЧЕЙ И МИКСЕРОВ

Взрывные работы в доменных печах

Для проектирования взрывных работ в доменных печах инженер-взрывник должен иметь представление об устройстве самой доменной печи и иметь опыт производства работ в них.

Доменная печь состоит из железобетонного фундамента: горна, представляющего собой цилиндр из огнеупорной кладки, заключенный в кожух из листового железа; заплечиков — переходной зоны между распаром (самой широкой частью печи) и горном; шахты, представляющей собой металлический усеченный конус, футерованный огнеупорной кладкой; колошника с большим и малым конусами и засыпным устройством.

Поскольку взрывные работы приходится вести практически во всех частях доменной печи, следует рассмотреть их подробно.

Горн состоит из лещади нижнего горна, или металлоприемника, и верхнего горна. *Лещадь* представляет собой многослойную огнеупорную кладку в основании горна. Она все время находится под воздействием жидкого металла, который постепенно проникает в нее, образуя «козел», подлежащий разработке взрывным способом. При ремонте печи «козел» выпускают в жидком виде или, при невозможности этого, разрушают взрывным способом. Вокруг горна сделаны вырезы — амбразуры для размещения воздушных фурм, по которым в печь подается горячее дутье. Число фурм, в зависимости от размеров печи, от 8 до 16.

Для предохранения футеровки (огнеупорной кладки) печи от быстрого износа горн, заплечики, распар и большую часть шахты интенсивно охлаждают водой, циркулирующей в специальных холодильниках.

В процессе работы печи образующиеся в нижней части шахты и в основании газоотводов под колошником настывшие удаляются с применением взрывных работ.

Во время капитальных ремонтов доменных печей взрывным способом обрушают огнеупорную кладку шахты и разделяют металлический «козел» в горне печи. В последние годы разработаны эффективные методы выпуска «козла» в жидком виде и взрывную разделку его практикуют все реже.

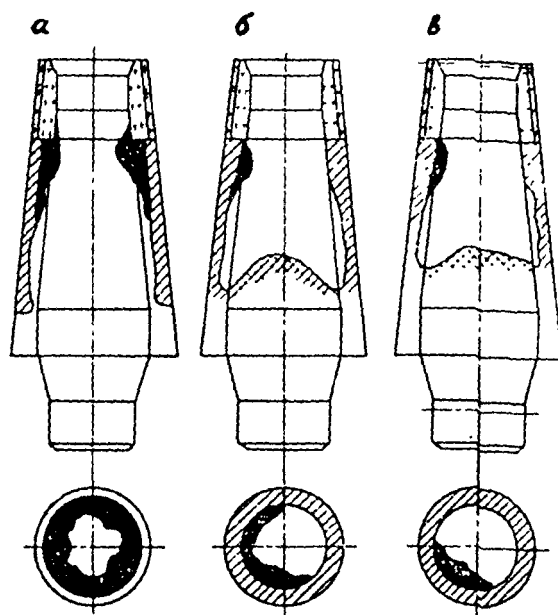


Рис. 9.7. Схемы образования настывлей в доменной печи

Настывли обычно образуются на расстоянии 1—3 м от распара и могут быть кольцевые (рис. 9.7, а), полукольцевые (рис. 9.7, б) и односторонние (рис. 9.7, в). Перед составлением проекта в ходе изыскательских работ определяют положение настывли в печи по высоте и окружности шахты, а также ее мощность. На работы по удалению настывлей составляют проект, в котором предусматривают следующий комплекс работ: опускание шихты в печи ниже основания настывли и присыпка шихты гранулированным шлаком; остановка печи, а после прекращения выделения газа охлаждение настывли водой. Если при поливке водой настывль не растрескивается и не обрушается, то ее обрушают буровзрывным способом.

При мощности настывли более 1,5 м ее целесообразно обрушать скважинными зарядами. Для бурения скважин в кожухе 1 шахты (рис. 9.8) вырезают отверстия 2 диаметром до 0,5 м. Расстояние между отверстиями ориентировочно принимается 1,5 мощности настывли. Глубину скважины принимают из расчета, чтобы заряд был удален от кладки не менее чем на 30 см во избежание ее повреждения. При отсутствии буровых станков вместо скважин применяют рукава (метод малокамерных зарядов).

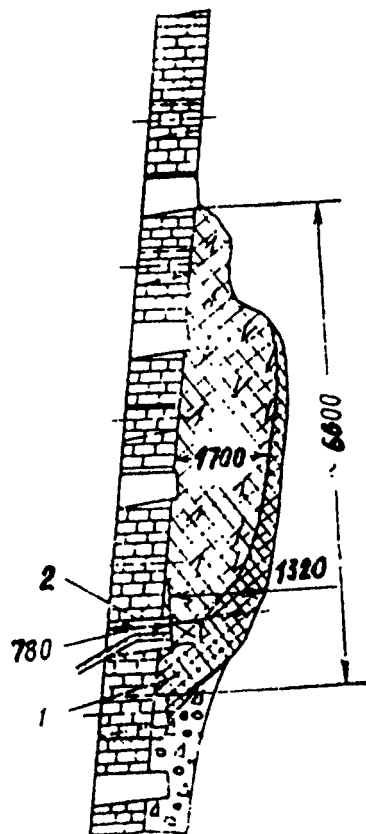


Рис. 9.8. Схема расположения заряда при обрушении настилы

Величину заряда определяют по формуле $Q = 0,8W^3$.

В соответствии с требованиями Единых правил безопасности к взрывным работам можно приступать после охлаждения настилы до $+200^\circ\text{C}$. При этом заряды должны иметь термоизоляционную (обычно асбестовую) оболочку. Взрывание рекомендуется производить с помощью ДШ-В или ДШЭ-12. Часть ДШ, входящую в скважины, обматывают шнуровым асбестом. В качестве забойки применяют сухой песок. Взрывают одновременно по четыре-пять зарядов. При этом общее время заряжания не должно превышать четырех минут.

При мощности настилы менее 1,5 м целесообразно применение шпуров. При кольцевой или полукольцевой настиле шпуров располагают вертикальными рядами, пересекающими настиль на три-четыре части. Поэтому расстояния между шпурами в ряду $a = 15d$ (здесь d — диаметр заряда, дм). В односторонней настиле шпуров располагают в шахматном порядке на расстоянии $25d$ один от другого.

Для бурения шпуров в кожухе автогеном вырезают отверстия диаметром 75—80 мм. Шпуров бурят легкими перфораторами. Забой шпура должен быть заглублен на $2/3$ мощности настилы. Диаметр шпуров с учетом термоизоляционной оболочки на заряде ВВ принимают равным 44—46 мм.

Величину зарядов определяют по формуле

$$Q = 0,785d^2l_3\Delta,$$

где l_3 — длина заряда; $l_3 = 0,5h$, дм;

h — мощность настилы, дм; Δ — плотность ВВ, кг/дм³.

Заряды взрывают с помощью ДШ, при этом все шпуровые вертикального ряда следует взрывать одновременно.

Объем работ по взрыванию настывей определяют в кубических метрах. Объем посчитывают по данным замеров, выполняемых перед проектированием.

Обрушение огнеупорной кладки шахты и распара при капитальном ремонте печи производят с помощью взрывных работ, выполняемых в соответствии с проектом по одному из вариантов: при плоских закладных холодильниках без выступающих фланцев заряды помещают в трубки холодильников; при других видах холодильников кладку разбуривают шпурами.

В проекте должен быть предусмотрен следующий комплекс подготовительных работ: обрушение и удаление настывей; образование проемов в нижней части печи для удаления через них шихты и боя кирпича; удаление большого и малого конусов; ограждение воздушных и водяных трубопроводов стальными листами; закрепление стальных листов у перил кольцевых площадок против взрывааемых шпуров; обрезка амбразур термопар и штуцеров для забора проб газа. До начала взрывных работ для охлаждения кладки предусматривается циркуляция воды по кольцевому водопроводу, расположенному в верхней части шахты.

Если заряды располагают в холодильниках (рис. 9.9), то проведение взрывных работ следует предусматривать в два этапа: сначала на высоте расположения двух или трех верхних холодильников и выше до колошника, а затем, после уборки обру-

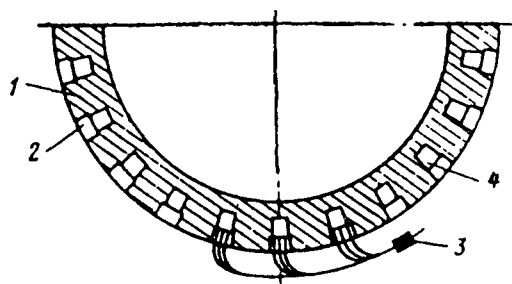


Рис. 9.9. Схема размещения зарядов в холодильниках при обрушении кладки доменной печи:
1 — корпус печи; 2 — холодильники; 3 — электродетонаторы; 4 — заряды ВВ

шенной в первом этапе работ кладки, — в нижней зоне, до рас-
пара включительно.

При расчете зарядов ВВ определяют их общую величину на
один холодильник:

$$Q_{\text{общ}} = qhab, \text{ кг},$$

где q — расчетный удельный расход ВВ (для аммонита 6ЖВ от
0,7 кг/м³ для чистой кладки, до 1 кг/м³ для кладки, насыщенной
сажистым углеродом и другими примесями);

h — толщина кладки (обычно 1,0—1,3 м);

a — расстояние между осями холодильников по горизонта-
ли, м;

b — расстояние между осями холодильников по вертикали
(расстояние между рядами), м.

Величину заряда одной трубки определяют по ее вместимо-
сти, т. е.

$$Q = L_3 p,$$

где L_3 — длина заряда, дм (практически 3—5 дм);

p — вместимость шнура (трубки), кг/м.

Число трубок холодильника, подлежащих заряданию,

$$N = Q_{\text{общ}} / Q.$$

При подготовке холодильников к заряданию автогеном об-
резают наружные части трубок, а затем с помощью легкого пер-
форатора и метрового бура разбуривают трубки, подлежащие за-
ряданию, для очистки их от коррозии. Порядок взрывания рядов
холодильников следует принимать снизу вверх (третий, второй и
первый ряды). При этом число одновременно взрывааемых холо-
дильников в ряду следует определять в зависимости от темпера-
туры в трубках. Если охлаждение ведется до $t \leq 40$ °С, следует од-
новременно взрывать до 12 холодильников, при $t = 40 \div 80$ °С —
до 8 холодильников.

Если невозможно охладить кладку до 80 °С, с условием тер-
моизоляции ВВ допускается взрывание при температуре не выше
200 °С. Число одновременно взрывааемых холодильников в этом
случае не должно превышать двух.

По окончании взрывных работ первого этапа и разгрузки
печи от кирпичного боя в том же порядке выполняются работы

второго этапа, начиная с холодильников распара вверх до обрушенной в первом этапе зоны.

Если конструкция холодильников не позволяет размещать в них заряды, взрывом обрушают кладку только в верхней части шахты от верхнего ряда холодильников до колошника. В этом случае шпур бурят из окон (рис. 9.10), для разделки которых в кожухе печи предусматривают вырезание отверстий размером $0,5 \times 0,5$ м. Нижний ряд окон разделяют на $0,5$ м выше верхнего ряда холодильников. Шпуры располагают вдоль поверхности кладки. В каждом проеме бурят по четыре шпура. В зависимости от размеров печи число проемов принимают $4-8$ и соответственно число шпуров в ряду окон $16-32$. Расстояние между устьями каждой пары шпуров $0,3-0,4$ м, глубина шпуров $1,5-2,0$ м, диаметр $42-44$ мм, расстояние между забоями пары шпуров $1,0-1,5$ м.

Длину заряда следует принимать равной $2/3$ длины шпура. Величину заряда определяют по вместимости шпуров. Взрывание — с помощью ДШ, при $t \leq 40$ °С — одновременно по восемь шпуров, при $t = 40-80$ °С — по четыре шпура. При более высоких температурах взрывные работы данного вида не производят. Поскольку непосредственный обмер затруднителен (ввиду

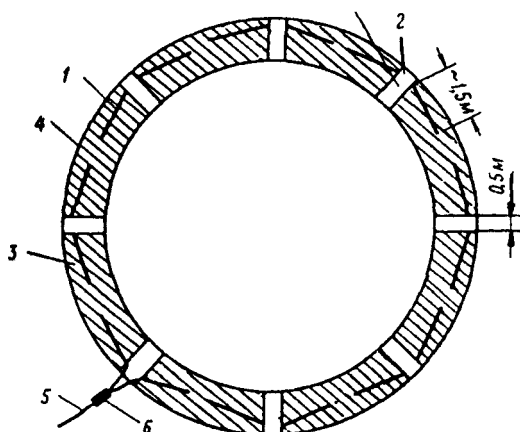


Рис. 9.10. Схема расположения зарядов в шпурах при обрушении кладки доменной печи:
1 — шпуры; 2 — проемы; 3 — кладка; 4 — кожух; 5, 6 — ДШ с электродетонатором

высоких температур в печи), объем кладки в кубических мерах принимают по конструктивным чертежам печи.

В процессе работы доменной печи жидкий чугун постепенно разрушает огнеупорную кладку лещади и проникает в нее. Разрушив кладку лещади, чугун может проникнуть и в фундамент печи. Если чугун не будет выпущен в жидком виде, через специальную скважину, пробуренную в нижней части печи, то после остановки печи на ремонт и ее охлаждения он застывает огромной глыбой в виде «козла». В зависимости от размеров печи, времени между ремонтами, качества огнеупорной кладки лещади «козел» может иметь различные размеры. Практически диаметр «козла» может изменяться от 5 до 11 м, а высота (мощность) от 2 до 7 м.

Структура «козла» следующая: сверху расположен так называемый шлаковый «козел», представляющий собой скопление шлака, оставшегося в печи после выпуска чугуна из домны при ее остановке на капитальный ремонт; ниже — металлический «козел», на глубину 1,0—1,5 м, представленный конгломератом из кусков кирпича, извести и графита, оцементированных чугуном, а затем — чистым чугуном лишь у дна, и с боков имеются включения кусков спекшейся кладки лещади и фундамента печи. «Козлы» могут иметь различную форму, в зависимости от степени и равномерности проникновения металла в лещадь и фундамент.

На взрывные работы по разделке «козла» составляют проект, состоящий из графического материала и пояснительной записки. Графический материал должен включать разрез доменной печи, ситуационный план, конструкции блиндажа, заслонов и других средств защиты.

В пояснительную записку включают объем и год постройки печи, время работы после последнего капитального ремонта, сорт выплавляемого чугуна; размер горна, предполагаемые размеры и массу в тоннах; способы охлаждения печи и «козла» на разных этапах работы; описание средств защиты (блиндаж, заслоны); расчет параметров взрывных работ и обоснование схем расположения шпуров и порядка взрывания; подсчет расхода взрывчатых и вспомогательных материалов на все работы по разделке «козла», а также мероприятия по технике безопасности, предусмотренные Едиными правилами безопасности взрывных работ для горячих массивов.

После остановки печи и выпуска чугуна начинается первый этап охлаждения печи, для чего домну заливают водой. В результате этого шлаковый «козел», как правило, настолько растрескивается, что уборка его производится без взрывных работ. Первый этап охлаждения ведут до тех пор, пока температура в печи не понизится до пределов, позволяющих вести работу в печи (работа допускается при температуре не выше 70 °С, однако ввиду последующей отдачи тепла «козлом» и кладкой охлаждение следует вести до температуры 40—50 °С, так как после поверхностного охлаждения «козел» и кладка продолжают излучать тепло).

По окончании первого этапа охлаждения проектом предусматривается выполнение следующих подготовительных работ: устройство защиты от разлета кусков чугуна, оконтуривание «козла» и устройство кислородной ramпы для огневого бурения шпуров.

Главное защитное устройство — перекрытие печи на уровне фурменных отверстий. Это перекрытие (в практике называемое блиндажом) представляет собой решетку из двутавровых балок, концы которых вставлены в фурменные отверстия. Сверху решетку покрывают стальными листами толщиной 20—30 мм и скрепляют их с балками с помощью болтов. Проектом предусматривается также устройство заслонов из листовой стали толщиной 20 мм против фурменных отверстий. Эти заслоны крепятся к кожуху печи тросами.

Против проема в кожухе, через который входят работающие по удалению «козла», устанавливают заслон шириной, на 2 м превышающий ширину проема. Этот заслон также изготавливают из стального листа толщиной 20 мм, а с внутренней стороны обшивается бревнами. Заслоны устанавливаются наклонно, так чтобы они опирались на обшивку горна, а внизу у основания оставалось свободное пространство шириной 1,5 м.

Перед началом бурения предусматривается разработка кладки лещадки между «козлом» и горновыми холодильниками. Для бурения шпуров, которое производят огневым способом, над блиндажом для бурения с перекрытия предусматривается установка кислородной ramпы. При бурении расходуют следующие материалы: кислород (в среднем 1,7 баллона на 1 т «козла»), ленточные трубки (в среднем 12 м на 1 т) и термит (средний расход 0,05 кг на 1 т). В случае сильного загрязнения «козла» расход материалов возрастает на 10—20%.

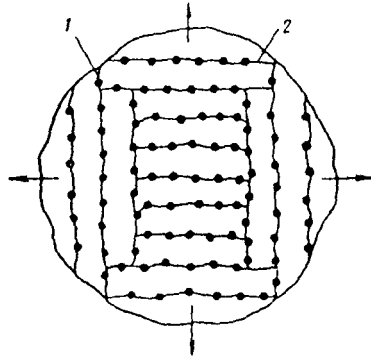


Рис. 9.11. Схема расположения шпуров при дроблении «козла»: 1 — шпуры; 2 — ДШ

Разделку «козла» на транспортные куски выполняют, исходя из имеющегося подъемно-транспортного оборудования. Если мощность «козла» не превышает 2 м, его разделяют сразу на всю высоту. При большей мощности разделку ведут послойно, причем мощность слоя не должна превышать 1,5 м. Для получения максимального числа отбитых за одну взрывную смену кусков шпуры следует располагать рядами с отбоем на четыре стороны (рис. 9.11).

Параметры взрывных работ следует рассчитывать в следующем порядке. ЛНС для первого ряда или расстояние между последующими рядами шпуров рассчитывают по формуле

$$W = \frac{10d}{0,65\sqrt{p}}, \text{ м,}$$

где d — диаметр шпуров в зависимости от чистоты чугуна, обычно колеблется в пределах 0,8—1,1 дм;

p — вместимость шпура, кг/м.

Расстояние между шпурами в ряду

$$a = 0,7W, \text{ м;}$$

величина заряда

$$Q = qW^3, \text{ кг,}$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³. Для хрупкого чугуна (пердельного и высокофосфористого) $q = 4,5$ кг/м³, для вязкого чугуна (литейный) $q = 5$ кг/м³.

Данный расчет применим для заряжания ВВ насыпью, без теплоизоляционной оболочки, но для этого требуется охлаждение «козла» до температуры ниже 80 °С. Поэтому после окончания бурения шпуров предусматривают второй этап охлаждения «козла», заключающийся в интенсивной промывке одновременно всех шпуров через трубки, вставленные в каждый шпур до его

дна. Учитывая, что вода из шпуров стекает в оконтуривающее пространство, необходимо предусмотреть установку насоса для откачки воды.

Взрывание порядное, причем взрывная сеть из ДШ вместе с патронами-боевиками должна быть смонтирована заранее. На зарядание предусматривается время не более 5 мин.

Опасную зону, вокруг которой устанавливают оцепление, определяют исходя из конкретной обстановки, но она должна быть не менее 30 м. Постами оцепления перекрывают все пути подхода к месту производства взрывных работ. Допуск людей для работы в домне разрешается после полного проветривания печи от продуктов взрыва и осмотра руководителем взрывных работ защитных устройств.

Объем работ определяется в кубических метрах по данным замеров, выполняемых в период изысканий.

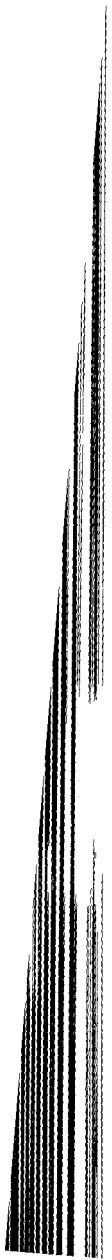
Взрывные работы в мартеновских печах

Мартеновские печи в основном разделяют на два типа: неподвижные, у которых ванна неподвижна, и качающиеся, у которых ванна может наклоняться в сторону передней и задней стенок.

Основными сооружениями нижней части печи являются шлаковики (в которых скапливается шлак и пыль, выносимые газовым потоком из ванны) и регенераторы. Основными сооружениями верхней части печи являются ванна и головки. Поскольку все перечисленные сооружения работают при воздействии весьма высоких температур, они футерованы огнеупорной кладкой.

По мере работы печи в шлаковиках накапливается шлак, кладка разделительных стенок как шлаковиков, так и регенераторов изнашивается, кладка подины и свода ванны, кроме того, постепенно насыщается металлом. В период ремонта печи шлак необходимо удалять, а кладку — заменить. Различают горячие, малые холодные, средние холодные, большие холодные и капитальные ремонты.

При горячем ремонте печи взрывные работы применяют для удаления шлака из шлаковиков. При малых холодных ремонтах помимо удаления шлака разрушают кладку главного свода, передней и задней стенок, а также головку. При средних холодных ремонтах, кроме того, разрушают насадки. При большом холод-



ном ремонте разрушают капитальные и отдельные стены в шлаковиках, в ванне печи и насадке, а также все зашлакованные и насыщенные металлом огнеупорные сооружения. При капитальных ремонтах по верхнему строению печи разрушают кладку подины откосов передней и задней стен рабочего пространства, обрушают главный свод и частично головку; по нижнему строению печи — кладку перевальных и наружных стен шлаковиков и регенераторов, а также разрыхляют шлак.

В учебнике рассматриваются методы ведения буровзрывных работ в полном комплексе, т. е. применительно к капитальному ремонту мартеновской печи. Проекты для других видов ремонтов различаются лишь тем, что в них дают расчеты не всех видов взрывных работ, а только части, соответствующей данному виду ремонта.

При ремонтах мартеновских печей на взрывные работы составляют проект, для чего необходимы следующие исходные данные: 1) тип и объем печи; 2) фактическая мощность огнеупорной кладки всех разрушаемых сооружений; 3) участки с кладкой, насыщенной металлом; 4) уровень шлака в шлаковиках; 5) температурный режим во взрываемых объектах. Кроме того, для организации мер безопасности необходимо иметь ситуационный план с нанесением на него соседних печей и других сооружений, повреждение которых недопустимо.

В проекте должны быть отражены следующие данные: методы взрывных работ; схемы расположения и взрывания зарядов; размеры и конфигурация опасной зоны по разлету осколков, воздушным и сейсмическим волнам; конструкция защитных устройств; расстановка постов оцепления; места укрытия взрывников и других рабочих на время взрыва; принятая сигнализация и описание порядка удаления рабочих, обслуживающих действующие печи.

При ведении буровзрывных работ в мартеновских печах наибольшее распространение получил метод скважинных зарядов. Лишь в отдельных узлах, где затруднена установка буровой машины, применяют малокамерные заряды в рукавах. Метод шпуровых зарядов применяют лишь для рыхления шлака в шлаковиках при горячих и малых холодных ремонтах, а также для разделки крупных глыб, оставшихся неразрушенными после основного взрывания.

Для бурения скважин следует предусматривать пневмоударных станков, предназначенных для подземных работ (например, НКР-100М с диаметром долота 105 мм). Для организации бурения или образования рукавов вдоль стенок нижнего строения печи проходят траншею. При возможности размещения в ней бурового станка применяют метод скважинных зарядов, а в противном случае — метод малокамерных зарядов.

Расположение зарядов в нижнем строении печи проектируют на основе типовой схемы, отработанной еще в начале 1960-х годов трестом «Уралдомнаремонт» и ПЭУ Союзвзрывпрома и подтвержденной многолетней практикой. По этой схеме для разрушения конструкций нижнего строения печи с правой и с левой сторон требуется восемь зарядов (рис. 9.12), из которых два заряда располагают в разделительной стенке, два — в перевальной стенке и четыре — в выстилке шлаковиков. (Ввиду стесненных условий в выстилке обычно применяют рукава длиной 2,5—3,0 м).

Величину заряда для рыхления шлака следует определять по формуле $Q = L^3 q$ (L — длина скважины или рукава). Для шла-

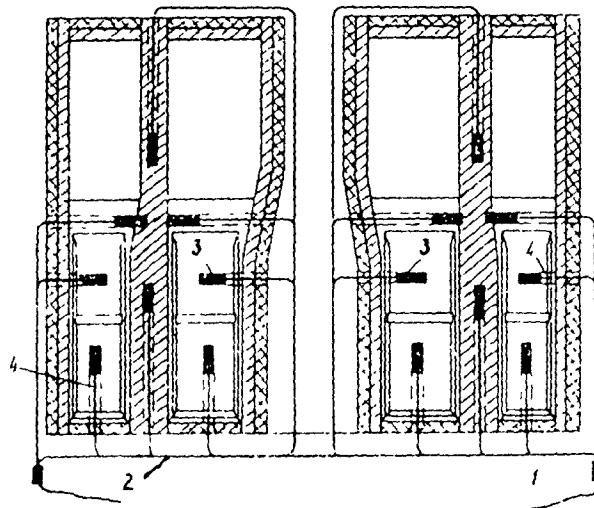


Рис. 9.12. Схема расположения зарядов в нижней части мартеновской печи:

1 — электродетонатор; 2 — ДШ; 3 — заряд ВВ; 4 — шпур

ка удельный расход ВВ $0,8 \text{ кг/м}^3$ — для печей с хромомагнезитовым сводом и 1 кг/м^3 — с динасовым сводом. Если расстояние от центра заряда до боковой поверхности шлаковика меньше $0,75$ длины рукава, за ЛНС принимают это расстояние, если больше, то $W = 0,75L_p$ (здесь L_p — глубина рукава, м).

Глубину скважин в разделительных и перевальных стенках принимают $3,5\text{--}5$ м в зависимости от размеров печи. Массу заряда для этих скважин следует определять по формуле

$$Q = qW^2L,$$

где $q = 1,0 \text{ кг/м}^3$;

W определяется графически и обычно изменяется в пределах $1\text{--}1,5$ м. Величина зарядов колеблется в пределах $5\text{--}10$ кг.

Для разрушения верхнего строения печи (рис. 9.13) в нем располагают всего шесть зарядов: два со стороны рабочей площадки и четыре со стороны разливочного пролета. Заряды следует располагать в скважинах или, если бурение затруднено (что оговаривается особыми условиями), — в рукавах. Глубину скважин (рукавов) принимают равной $1/3$ ширины подины. Расстояние между скважинами принимают $(1,2\div 1,3)L$.

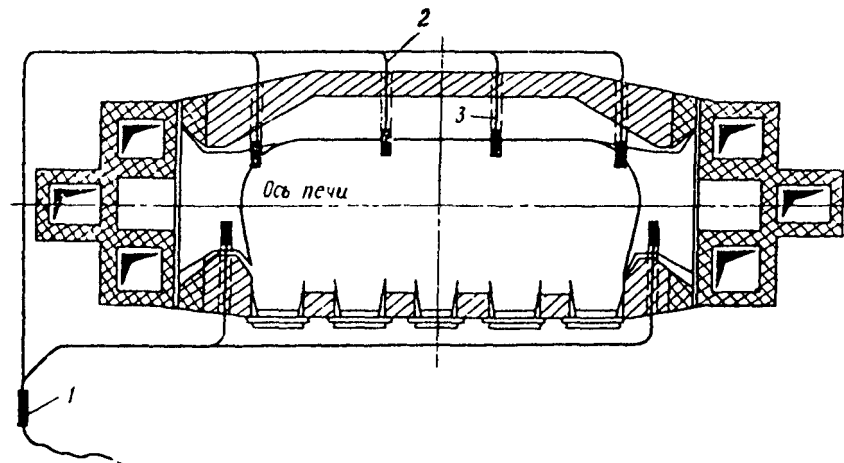


Рис. 9.13. Схема размещения зарядов в верхнем строении мартеновской печи:

1 — электродетонатор; 2 — ДШ; 3 — заряды ВВ

Величину заряда в скважинах, пробуренных со стороны разливочного пролета, определяют по формуле

$$Q = qW^2L.$$

При этом с учетом незначительной насыщенности кладки металлом принимают $q = 2 \text{ кг/м}^3$. Величину зарядов в скважинах, располагаемых со стороны рабочей площадки, определяют по той же формуле, что и в скважинах нижнего строения. Однако здесь $q = 2,3 \text{ кг/м}^3$ (с учетом более прочной кладки).

От приведенной схемы расположения зарядов могут быть отступления в следующих случаях:

1. Если в ходе ремонта необходимо сохранить металлоконструкции верхнего строения печи, заряды располагают в верхних слоях кладки подины, на расстоянии от металлоконструкций

$$r = 0,6\sqrt{P_{\text{пр}} Q},$$

где $P_{\text{пр}}$ — показатель простреливаемости, ориентировочно $P_{\text{пр}} = 10 \text{ дм}^3/\text{кг}$, а число их следует увеличивать до 11.

2. Если шлаковики расположены на уровне пола и имеют выдвижной поддон, заряды в выстилке шлаковиков из схемы исключают, так как поддон со шлаком вытягивают из шлаковиков с помощью полиспастов и шлак убирают без применения взрывных работ.

3. Если требуется рыхление шлака без разрушения (или повреждения) разделительных и перевальных стенок, применяют шпуровой метод взрывных работ. Шпуры бурят коронками крестовой формы диаметром не менее 45 мм (с учетом термоизоляции зарядов).

Бурение по нижнему строению может быть начато до остановки печи на ремонт, по верхнему строению — только после остановки печи и выпуска металла. По окончании бурения скважин и шпуров, а также проходки рукавов следует предусматривать их охлаждение до температуры $150 \text{ }^\circ\text{C}$, для чего рекомендуется использовать металлические трубки с отверстиями для выброса воды. Конец трубки, выходящей из скважины, должен быть отогнут под прямым углом.

Ввиду того, что температура при ведении буровзрывных работ в мартеновских печах, как правило, превышает $80 \text{ }^\circ\text{C}$, заряды применяют только в термоизоляционной оболочке, которую

обычно изготавливают из асбестового картона. ДШ должен быть обмотан шнуровым асбестом на длину от заряда до устья скважины. Одному взрывнику разрешается заряжать не более двух скважин (рукавов, шпуров). Следовательно, число взрывников для взрывания каждой из сторон нижнего строения печи должно быть не менее четырех, а верхнего строения — трех. Максимальное время на зарядание и монтаж сети — 6 мин. Взрывание в мартеновской печи производят в два этапа. На первом этапе обычно за два приема взрывают нижние строения печи, на втором — верхние.

Объем работ (в кубических метрах) учитывают по видам взрывааемых объектов и сред, т. е. отдельно шлака, огнеупорной кладки и пропитанной металлом кладки, так как расход ВВ и бурения на разрушение той или иной взрывааемой среды различен. Объем работ определяют по данным замеров, выполненных в период подготовки печи к ремонту, а где это затруднительно — по конструктивным чертежам соответствующих элементов печи.

Опасную зону по разлету кусков в зависимости от местных условий устанавливают 50—100 м; максимальный радиус — вдоль пролета мартеновского цеха, минимальный — со стороны оконных и других проемов. Радиусы опасной зоны по воздушной волне и сейсмоопасной зоны устанавливают в соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах.

Учитывая наличие мощных фундаментов и высокого качества огнеупорной кладки, расчет параметров взрывных работ следует вести, как для плотных скальных пород.

Для предотвращения разлета осколков в проекте должны быть предусмотрены специальные укрытия. Против устьев скважин (рукавов) следует рекомендовать установку грузеных мульд, шлаковых коробок, броневого листов. Окна шлаковиков перекрывают стальными листами или сетками, сплетенными из стальных тросов. Пульты управления работающей и соседней печей следует укрывать щитами из досок толщиной 50 мм. Для предотвращения разлета осколков в графике ремонтных работ необходимо предусмотреть разрушение главного распорно-подвесного свода только после завершения взрывных работ. Посты оцепления устанавливают на границах опасной зоны таким образом, чтобы все подходы к ремонтируемой печи (они должны быть показаны на ситуационном плане) были под наблюдением.

Взрывные работы при ремонте миксера

Миксер представляет собой большой цилиндрический сосуд, предназначенный для хранения жидкого чугуна, поступающего из доменного цеха в мартеновский. Цилиндр 1 миксера (рис. 9.14) склепан или сварен из толстой котельной стали и футерован внутри огнеупорным кирпичом 3. Торцевые стенки — отъемные, их крепят на болтах. Вместимость миксеров обычно от 600 до 1300 т жидкого чугуна, температура которого поддерживается в пределах 1250—1300 °С.

Вследствие охлаждения миксера в нижней части его постепенно образуется чугунный «козел» 4. При ремонте миксера, если «козел» не удастся расплавить газовыми горелками и вылить, его разделяют взрывами зарядов в шпурах 2. На взрывную разделку «козла» составляют проект, в котором предусматривают следующие подготовительные работы: охлаждение миксера водой; после охлаждения миксера до температуры внутри него порядка 50 °С снимают одну из торцевых стенок и выламывают всю свободную от «козла» кладку.

Как и при разделке «козла» в доменной печи, шпуры бурят огневым способом. В отличие от последнего кислородную рампу устанавливают в специальном открытом вагоне, подгоняемом к миксеру на период бурения. Параметры взрывных работ рассчитывают так же, как и при разделке «козла» в доменной печи, но

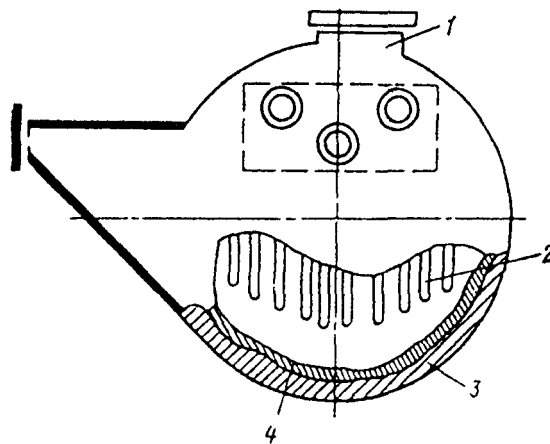


Рис. 9.14. Схема устройства миксера

чтобы за один взрыв общая величина заряда не превышала 10 кг. Глубину шпуров во избежание повреждения миксера принимают равной $\frac{2}{3}$ толщины «козла». Схему расположения зарядов составляют из расчета разделки «козла» на куски массой до 10 т. Ввиду того, что внутри «козла» температура обычно превышает 80 °С, заряды изолируют асбестовой оболочкой.

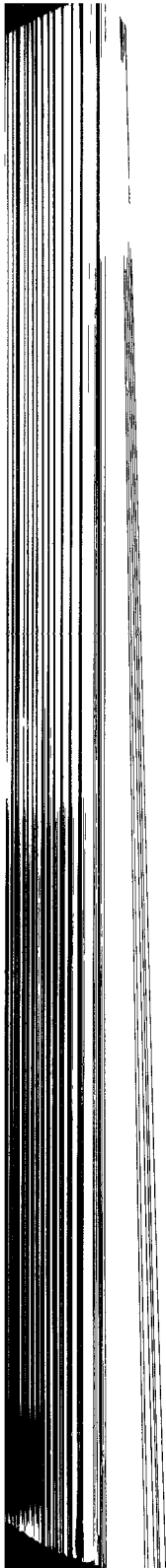
Объем работ (в кубических метрах) учитывают по замеру, произведенному перед составлением проекта.

Для предохранения миксера от повреждений предусматривают выстилку всей внутренней поверхности бревнами толщиной 20—25 см, скрепляемыми скобами. Во избежание разлета осколков необходимо предусматривать укрытие сливного носка, фурм и заливного люка металлическими щитами. Для укрытия открытой торцевой стороны сооружается навесной щит из стальных листов или бревен.

В остальном необходимо предусматривать те же меры безопасности, что и при взрывных работах в мартеновских печах.

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ
ВЗРЫВАНИЯ
МЕРЗЛЫХ
И СКАЛЬНЫХ
ГРУНТОВ
С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ
ЛОКАЛИЗАТОРОВ

ГЛАВА 10 —



10.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Взрывные работы в строительстве при рыхлении мерзлых и скальных грунтов зачастую проводят в стесненных условиях, вблизи жилых и промышленных зданий и сооружений, транспортных сетей и инженерных коммуникаций, линий электропередачи и т. п. Такие сложные условия обязывают принимать дополнительные меры по защите от повреждений близкорасположенных зданий и сооружений разлетающимися осколками взрываемого грунта.

Как показала практика работ строительных организаций, наиболее эффективным средством, ликвидирующим опасный разлет осколков взрываемого грунта и гасящим ударную воздушную волну, является применение передвижных укрытий-локализаторов, которыми укрывается (локализуется) место взрыва.

Метод рыхления мерзлого и скального грунта скважинными или шпуровыми зарядами под укрытием-локализатором взрыва применяют при разработке котлованов, траншей и других выемок в стесненных условиях городского и промышленного строительства. Он обладает следующими преимуществами: сравнительно небольшой трудоемкостью; вполне удовлетворительным дроблением; значительным сокращением затрат ручного труда и экономией горючесмазочных и других материалов; незначительным временем подготовки грунта к экскавации.

Руководством по безопасному рыхлению мерзлых и скальных грунтов взрывом определяется порядок эффективного и безопасного выполнения работ по рыхлению и скальных грунтов в стесненных условиях строительной площадки.

К организации и производству взрывных работ по рыхлению мерзлых и скальных грунтов под локализатором на строительных объектах предъявляются требования, установленные Едиными правилами безопасности при взрывных работах, Руководством по безопасному рыхлению мерзлых и скальных грунтов взрывом и другими директивными документами.

10.2. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

В целях эффективности и безопасного производства работ по рыхлению мерзлых и скальных грунтов взрывом следует применять следующий комплект машин, механизмов и приборов:

- тягач, бульдозер или автокран;
- буровую установку для бурения скважин или шпуров;
- буровую установку для нарезания локализирующих щелей (по необходимости);
- компрессор (при бурении скальных грунтов);
- передвижное укрытие (локализатор взрыва);
- спецавтомашину для перевозки ВМ;
- передвижной контейнер для хранения ВМ на месте производства работ (по необходимости);
- взрывные машинки и приборы для проверки взрывной сети;
- инструмент и приспособления для переноски ВМ, заряжания или забойки скважин или шпуров;
- инвентарь для обозначения опасной зоны и средства подачи сигналов.

Очистку и планировку площадки осуществляют бульдозером, который может быть затем использован как тягач для надвигки локализатора.

Надвижку или установку локализатора на заряженные скважины или шпуры производят бульдозером-тягачом, тягачом или автокраном соответствующей грузоподъемности.

Наезд бульдозера или тягача на заряженные скважины или шпуры не допускается.

Укрытие места взрыва производят локализатором взрыва ползкового, колесного, навесного или шатрового (камерного) типа (рис. 10.1—10.4). Конструкция локализатора может быть сплошной жесткой или содержать эластичные элементы, но в любых случаях должна полностью предотвращать разлет осколков взрываемого грунта. Размеры локализатора должны быть приняты с таким расчетом, чтобы радиус воронки взрыва плюс 0,5 м не выходил за пределы зоны, перекрываемой локализатором.

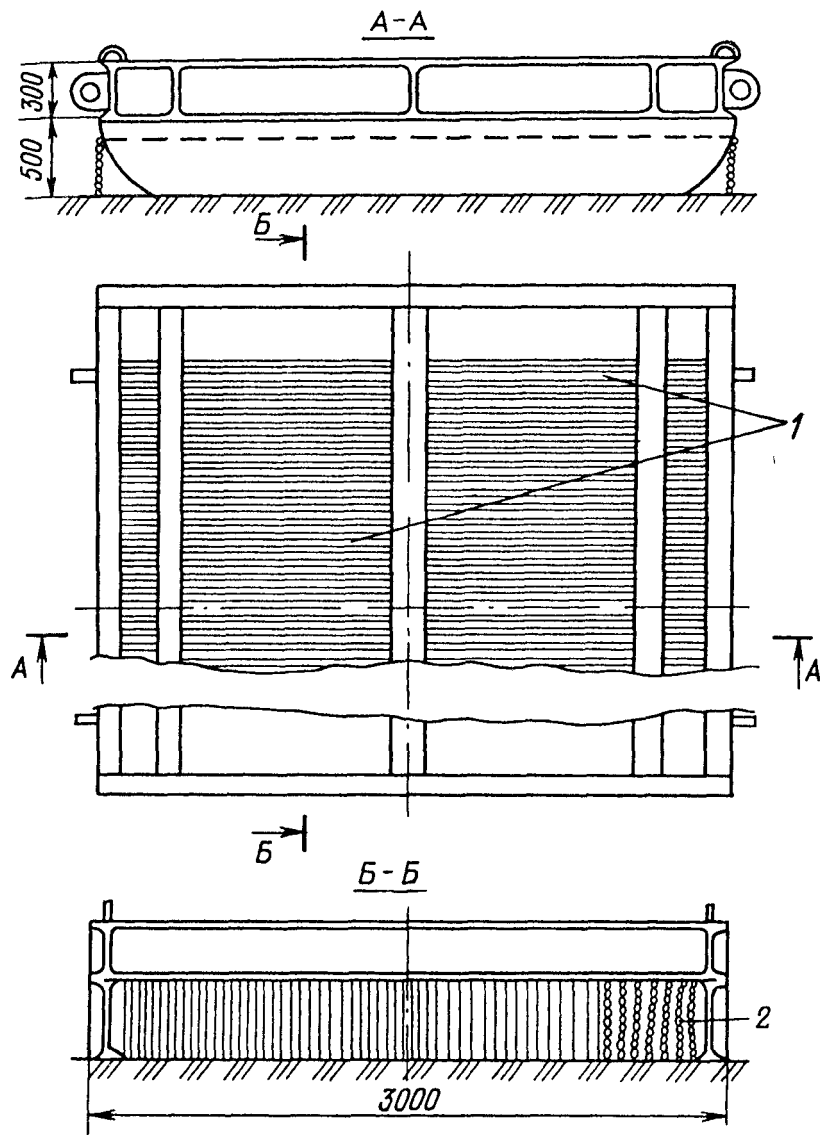


Рис. 10.1. Локализатор взрыва ползкового типа массой 5 т:
 1 — гнездо для пригрузов; 2 — защитное ограждение из якорных цепей

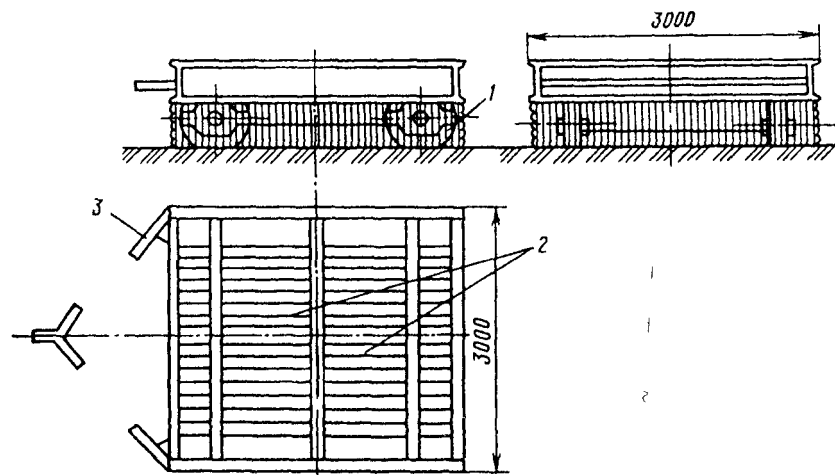


Рис. 10.2. Локализатор взрыва колесного типа массой 4,5 т:
 1 — ограждение из якорных цепей; 2 — гнездо для пригрузов; 3 — буксировочное устройство

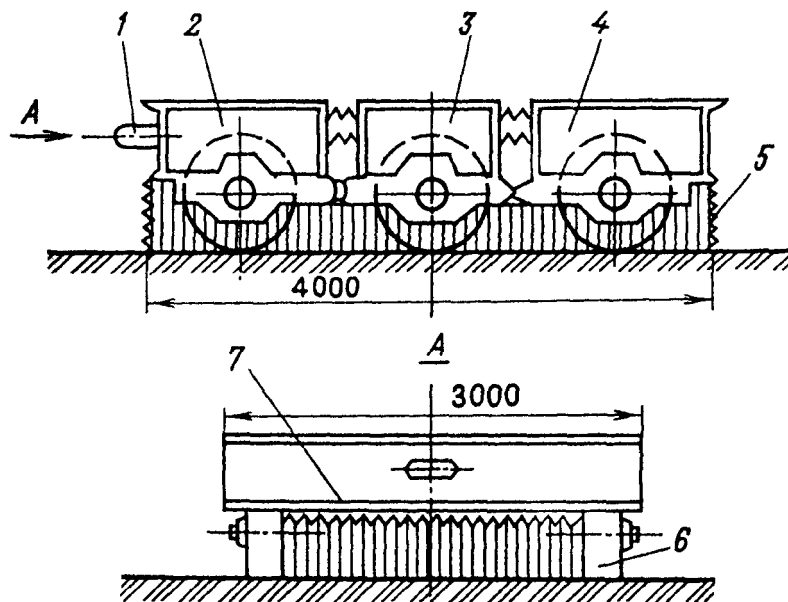


Рис. 10.3. Локализатор взрыва колесного типа с шарнирной рамой:
 1 — буксировочное устройство; 2, 3, 4 — секции шарнирной рамы; 5 — цепные ограждения; 6 — опорный каток; 7 — решетка

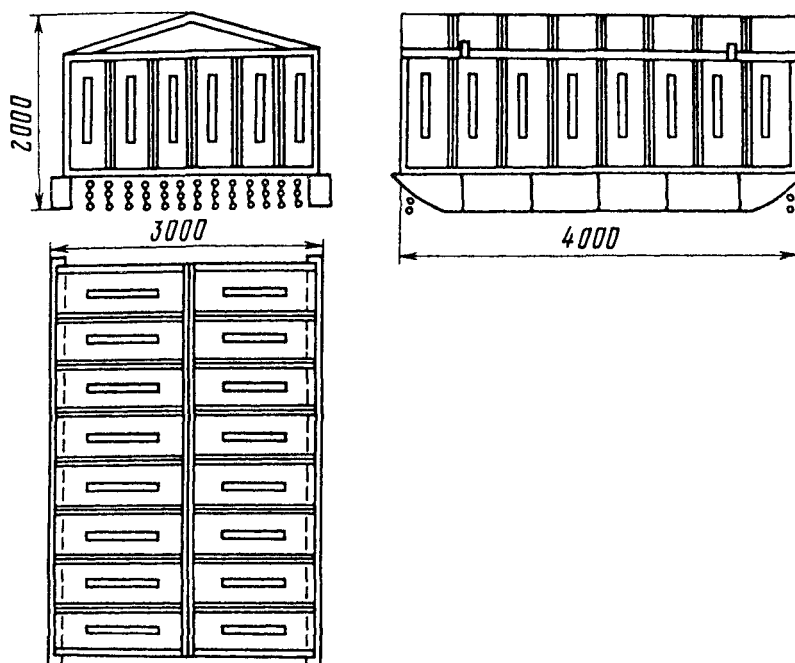


Рис. 10.4. Локализатор взрыва камерного типа массой 9 т

Масса укрытия-локализатора рассчитывается по формуле

$$M_y = \frac{2Q}{H_{\text{скв}} a(R+16)},$$

где Q — общая масса заряда, кг;

$H_{\text{скв}}$ — глубина скважины, м;

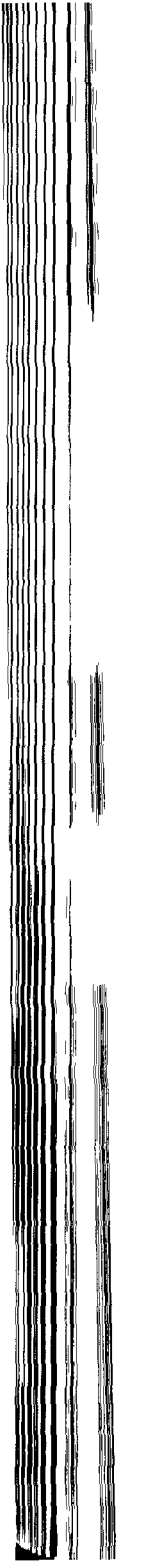
a — воздушный промежуток между укрытием и взрываваемой площадью, м;

R — заданный радиус разлета кусков.

При необходимости масса локализатора может быть увеличена при помощи пригрузов.

Пригрузами могут быть стальные слитки, железобетонные блоки и т. д.

При строительстве траншей небольшой ширины (до 4 м) в условиях равнинной местности целесообразно применять арочные или коробчатые укрытия, перемещаемые трактором по мере



продвижения работ по трассе траншеи. Затраты труда на устройство укрытий в данных условиях минимальны.

Щитовые укрытия более универсальны по способам их использования, но более трудоемки в установке и разборке после проведения взрывных работ. Щиты могут быть выполнены из бревен, скрепленных стяжными болтами между отрезками швеллеров, двутавров, балок, труб.

Наиболее устойчивы щиты, выполненные из бревен диаметром более 14 см, уложенных в один или два слоя. Размер 1,5—5,0 м. Для повышения жесткости щита его бревна попарно стянуты строительными скобами. Металлические щиты выполняют в виде стального листа толщиной 2—3 см, приваренные к сварной конструкции из двутавров или швеллеров, 5x1,5 м, масса отдельного щита 2—2,5 т. В отдельных случаях в качестве щитов можно использовать бракованные плиты железобетонных перекрытий.

Щиты над подготавливаемым к взрыву участком с помощью автокрана укладывают на естественные или искусственные опоры так, чтобы между поверхностью взрывающего блока и щитом оставался зазор высотой не менее 0,2 м. При такой установке сокращается высота подброса щита при взрыве, а также обеспечивается сохранность электровзрывной сети.

Коробчатые укрытия представляют собой сварную конструкцию из металлических труб или другого стандартного профиля, обшитую стальным листом или металлической плетеной сеткой, закрепленной в два-три слоя на решетке из прутков арматурной стали. Укрытие представляет собой «домик» (см. рис. 10.4) с плоской или сводчатой кровлей. Длина укрытия 5—8 м, ширина 2—4,5 м, высота 1—2 м. Масса укрытия 1—9 т. Наиболее работоспособны укрытия массой 7—9 т. Перемещаются укрытия волоком на полозьях, приваренных к основанию. В отдельных случаях укрытие снабжают колесами.

При коробчатых укрытиях, обшитых листом, в них делают отверстия диаметром 20 мм, предназначенные для выхода в атмосферу газов взрыва и сокращения за счет этого высоты подброса укрытия при взрыве.

В зарубежной практике взрывания в стесненных условиях (США, ФРГ, Швеция, Япония) в качестве укрытий наиболее широко применяют тяжелые и легкие маты. Тяжелые маты из-

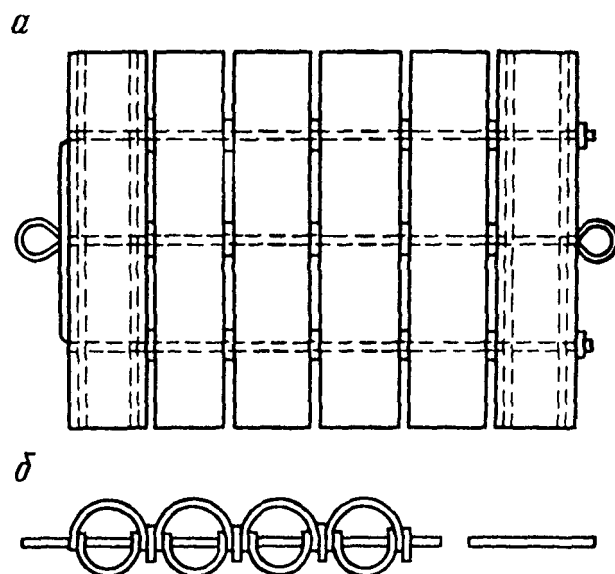


Рис 10.5. Эластичный мат-локализатор из автопокрышек:
a — общий вид мата; *б* — поперечный разрез

готовляют из скрепленных цепями бревен, стальных колец, резины, легкие маты — из технического войлока, проволочных сеток. Наиболее распространены маты из старых автопокрышек (рис. 10.5) площадью 10—12 м². При необходимости несколько матов соединяют вместе.

В тресте «Союзвзрывпром» разработана методика расчета сплошных листовых и газонепроницаемых укрытий.

Массу укрытия на 1 м площади забоя определяют по формуле

$$M = k_y W \rho_n N_q^{1/3},$$

где k_y — коэффициент, зависящий от типа укрытий: для газонепроницаемых $k_y = 0,35$, для газопроницаемых $k_y = 0,2$;

W — линия наименьшего сопротивления заряда, м;

ρ_n — плотность породы, кг/м³;

N_q — относительная масса заряда, равная отношению массы данного заряда Q к массе заряда нормального выброса с той же ЛНС и удельным расходом ВВ q_n :

$$N_q = \frac{Q}{q_n W^3}.$$

Для предотвращения разлета кусков взрывае­мой породы массу укрытия, полученную по формуле, следует увеличить в 2,5–3 раза.

Данный метод расчета дает надежные результаты при рас­чете укрытия для шпуровых зарядов, а при скважинных зарядах часто наблюдается несоответствие расчетной массы укрытия и фактически необходимой. Это объясняется тем, что заряд здесь рассматривается как сосредоточенный, т. е. не учитываются раз­личия в действии на открытую поверхность сосредоточенного и удлиненного зарядов.

Недостатки данного метода укрытий устранены в формуле д-ра техн. наук В.Л. Барона:

$$M = 2Q / [H \cdot a(R + 1,6)],$$

где H — глубина рыхления, м;

R — заданный радиус разлета кусков породы, м;

a — воздушный зазор между укрытием и поверхностью взры­ваемого блока ($a \geq 0,6$ м).

В МГГУ разработана методика расчета щитовых укрытий, основанная на различном воздействии на открытую поверхность удлиненного и сосредоточенного зарядов. Формула для опреде­ления массы укрытия (кг) имеет вид

$$M = 10^6 \frac{n N_T H_p}{H_n H_q},$$

где n — число взрывае­мых зарядов;

H_n — высота подбрасывания укрытия, м;

$$N_T = \frac{\sqrt[3]{Q_c k_{ВВ} d}}{l_{заб}}; Q_c = \beta \cdot l_{заб} \rho_{ВВ},$$

где $k_{ВВ}$ — относительная работоспособность ВВ;

q — расчетный удельный расход ВВ зарядов нормального рыхления, кг/м³;

H_p — глубина рыхления, м.

Коэффициент, учитывающий свойства пород, ВВ и направ­ление инициирования:

$$\beta = \frac{0,43\sqrt{k \cdot k_{\text{ВВ}}}}{A + B \frac{c}{v_d} - 0,2\sqrt{q \cdot k_{\text{ВВ}}}}$$

Высота вспучивания породы $H_b = 0,2H_p q$, м; высота установки укрытия $H_u \geq 0,2H_p k$, м. Значения A и B при обратном иницировании следующие:

$c \leq v_d$		$c > v_d$	
A	B	A	B
1	0,43	-1	2,43

Здесь v_d — скорость детонации ВВ, м/с. Скорость продольных волн в массиве $c = 1500\sqrt{f}$, м/с.

Применение той или иной конструкции локализатора зависит от конкретных условий производства взрывных работ (глубины шпура, массы заряда, категории грунта, условий стесненности строительной площадки и т. д.).

Проект конструкции каждого конкретного вида локализатора согласовывается с руководителем взрывных работ и утверждается главным инженером предприятия.

10.3. МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Методы ведения взрывных работ по рыхлению мерзлых и скальных грунтов с использованием локализатора взрыва состоят из следующих, последовательно выполняемых операций: очистки разрабатываемой площадки от строительного мусора и снега; бурения скважин или шпуров; заряжания или забойки скважин или шпуров; укрытия локализатором места взрыва; осмотра места взрыва; осмотра локализатора.

В случае, когда разрушение массива одиночными скважинными или шпуровыми зарядами будет недостаточно, то возможно применение парносближенных зарядов.

Парносближенные заряды располагаются в массиве таким же образом, как одиночные скважинные или шпуровые заряды. При этом спаренные скважины или шпуры рассматриваются как одиночные с эквивалентной вместимостью 1 м скважины или шпура.

Расстояние между парносближенными скважинами или шпурами принимается в пределах 4—8 их диаметра.

За расчетную линию сопротивления при рыхлении сезонномерзлых грунтов принимается глубина скважины $l_{\text{скв}} = (0,8-0,9)H_M$, где H_M — глубина промерзания грунта.

Расстояние между скважинами в ряду в зависимости от грунта

$$a = (1,2-1,5) H_M .$$

Расстояние между рядами скважин или шпуров

$$b = (1,2-1,3) H_M .$$

Для слабых грунтов берется большее значение, а для более прочных грунтов — меньшее значение.

Сетка расположения зарядов должна быть размечена на местности и контролироваться, не допуская уменьшения ЛНС в сторону подверженных воздействию взрыва дополнительных открытых боковых поверхностей.

Массу заряда на одну скважину или шпур при рыхлении мерзлого грунта рассчитывают по формуле

$$Q = qW^3,$$

где q — удельный расход ВВ в зависимости от группы мерзлого грунта.

Для I группы (растительный и песчаный грунт) $q = 0,4-0,6$ кг/м³, для II группы (суглинок мореный с галькой) $q = 0,6-0,8$ кг/м³, для III группы (плотный тяжелый суглинок и строительный мусор) $q = 0,8-1,1$ кг/м³.

При наличии дополнительных ослабленных поверхностей значения q могут быть снижены на 15—20% по сравнению с взрыванием при одной открытой поверхности.

Заряд размещается в скважине или шпуре на границе мерзлого и талого грунтов.

Подготовка скважин или шпуров к взрыву осуществляется после подачи предупредительного сигнала в следующей последовательности:

- проверка глубины скважины;
- нарезание детонирующего шнура на отрезки требуемой длины;
- изготовление боевиков;

- зарядание скважин или шпуров ВВ. При этом необходимо соблюдать расчетную массу заряда ВВ.

Зарядание производится вручную при помощи совка (изготовленного из металла, не дающего искры) или механизированным способом при помощи пневмозарядчика, допущенного для этих целей.

Забойка скважины (шпура) осуществляется с соблюдением следующих требований:

- забоечный материал должен быть сыпучим или пластичным и не содержать крупных кусков;
- слежавшийся (смерзшийся) забоечный материал перед началом взрывных работ должен быть измельчен;
- длина забойки должна строго соответствовать проекту взрывных работ;
- забойку скважины (шпура) производят при помощи совка или лопаты, предварительно отведя к стенке скважины (шпура) выходящие из устья провода электродетонатора или нить детонирующего шнура, осторожно уплотняя ее забойником.

Зарядание скважины (шпура) при электровзрывании производится только после удаления людей, не связанных с производством взрывных работ на объекте, за пределы опасной зоны, выставления предупредительных щитов и постов оцепления на ее границах и подачи предупредительного сигнала (один продолжительный свисток).

В связи с заряданием и последующим взрыванием под укрытием-локализатором только одной отдельной или двух спаренных скважин или шпуров, радиус опасной зоны при зарядании устанавливается проектом, но не менее 15 м при взрывании зарядов электродетонаторами типа ЭДВ и 50 м при взрывании с помощью ДШ.

При монтаже электровзрывной сети необходимо соблюдать следующее правило: монтаж сети с присоединением к взрывной машинке производить только после установки локализатора на заряженную скважину или шпур.

Инициирование заряда ВВ осуществляется высоковольтным электродетонатором типа ЭДВ или детонирующим шнуром от ЭДВ.

Способ инициирования устанавливается проектом производства работ.

Для инициирования высоковольтных (сильноточных) электродетонаторов типа ЭДВ применяются любые допущенные для этих целей взрывные машинки, например ВВМ-4.

При применении машинки ВВМ-4 магистральный провод выполняется кабелем РК с дополнительной изоляцией.

Взрыв производится после подачи боевого сигнала (два продолжительных свистка) с безопасного расстояния (15 м), из кабины тягача (бульдозера), транспортирующего локализатор или из укрытия.

Боевой сигнал подается перед каждым взрывом.

Сигнал отбоя (три коротких свистка) подается после окончания производства взрывных работ.

В отечественной практике чаще применяют щитовые укрытия и цепные маты. Так, в Мурманском СУ треста «Союзвзрывпром» применяют маты из корабельного железа толщиной 6—8 мм и 20 мм. Листы болтами соединяют в пачки по несколько штук.

Заряжается обуренная шпурами или скважинами площадь. Производится монтаж взрывной сети. После этого специально обученная и проинструктированная бригада с помощью автокрана укладывает на эту площадь укрытия. Прораб взрывного участка или старший взрывник следит за сохранностью взрывной сети, устранением ее повреждений после укладки укрытия. Для предотвращения повреждений взрывной цепи укрытие обычно укладывают на специальные подкладки толщиной не менее 26—30 см. Если расстояние от укрытия до поверхности земли более 1,5 м, то зарядание шпуров осуществляют после установки укрытия. На месте работы остаются только рабочие, занятые укладкой укрытия и наблюдением за сохранностью взрывной сети. Все прочие работы в радиусе опасной зоны прекращаются.

Простотой конструкции, надежностью в работе, легкостью в монтаже, сравнительно небольшой массой, удобством транспортировки отличаются защитные приспособления из матов, изготовленных из старых якорных цепей. В этом случае подлежащая взрыванию площадь с помощью автокрана укрывается матами до обуривания. Бурение, зарядание и монтаж производятся

через зазоры, имеющиеся в мате. Данная технология исключает необходимость вынужденного простоя машин, механизмов и людей при укладке матов. По сравнению со сплошными матами стоимость таких укрытий раза в три меньше. В связи с полной газопроницаемостью таких укрытий масса их существенно меньше, т.к. они воспринимают только удар разлетающихся кусков породы.

Сплошные стальные укрытия до полного износа выдерживают до 100 взрывов, цепные — до 500. Однако после взрыва цепные маты часто запутываются во взорванной породе, их трудно извлекать из взорванной массы, при этом они могут рваться. Чаще применяют листовые укрытия, преимущества которых подтверждены многолетней практикой. Такие укрытия можно с помощью автокрана доставить практически в любое труднодоступное место и одновременно укрыть значительных размеров площадь. Кроме того, листовые укрытия значительно прочнее и дешевле арочных, легко транспортируются.

Раздробленная взрывом на отдельные куски порода занимает больший в 1,5—1,8 раза объем, чем в массиве. При взрывании на одну открытую поверхность или на забой, пригруженный взорванной породой, отбитая порода смещается (вспучивается) в сторону верхней открытой поверхности. Высота вспучивания при взрывании зарядов рыхления достигает значений 0,1—0,3 глубины рыхления.

Вспученная взрывом порода достигает укрытия и придает ему значительную кинетическую энергию, при этом укрытие подбрасывается на некоторую высоту и возможен при этом частичный разлет кусков. Поэтому необходимо располагать укрытие на высоте, исключающей воздействие на него вспученной породы. На укрытие будут действовать лишь отдельные разлетающиеся куски, что исключит его подбрасывание.

Кроме вспученной породы и разлетающихся кусков значительное воздействие на укрытие оказывают газообразные продукты взрыва. Зная объем газов взрыва, можно найти такую высоту установки укрытия над взрываемой поверхностью, когда они будут полностью помещаться под укрытием и их воздействие будет минимальным.

10.4. РАСЧЕТ СЕЙСМИЧЕСКИ ОПАСНЫХ ЗОН

В зависимости от расстояния от центра взрыва до охраняемого сооружения наблюдаются три предельных случая сейсмического действия взрыва:

- заряд находится в непосредственном контакте с конструкциями охраняемого сооружения (случай, когда с помощью взрыва разбираются его отдельные элементы);
- заряд расположен вблизи на расстоянии до 25 м. При этом имеем локальное сейсмическое действие взрыва на сооружение;
- центр взрыва находится в значительном удалении (более 50 м), охраняемый объект полностью охвачен той или иной фазой сейсмической волны.

В первом случае допустимая масса заряда ВВ определяется величиной максимального импульса взрыва, который могут воспринять без повреждений конструкции охраняемого сооружения.

Во втором случае используются следующие расчетные формулы безопасных масс зарядов ВВ и расстояний.

При взрывании около современного жилого дома с площадью основания не менее 300 м² величину предельно допустимого сосредоточенного заряда на расстоянии от 1 до 25 м можно определить по формуле

$$Q = 0,2R_c^{1,5};$$

а для промышленных зданий и сооружений

$$Q = 0,3R_c^{1,5},$$

где R_c — минимальное расстояние от заряда до фундамента здания, м.

При ведении взрывных работ на расстоянии от 2 до 25 м от действующих подземных трубопроводов допустимые безопасные расстояния можно определять по формулам:

а) для магистральных стальных трубопроводов:

$$R_c = k_1 k_p \sqrt[3]{Q} / (-0,013D + \delta)^2,$$

где k_1 — коэффициент, учитывающий грунтовые условия (для скального и плотного мерзлого грунта $k_1 = 8,6$, для мерзлого

водонасыщенного грунта $k_1 = 12,9$, для талого грунта под слоем мерзлоты $k_1 = 4,1$);

k_p — коэффициент, учитывающий внутреннее избыточное давление p_n в трубопроводе; $k_p = (0,6 + 0,4)p$, когда p — нормативное давление в трубопроводе;

Q — масса одновременно взрываемого заряда ВВ, кг;

D, δ — соответственно внутренний диаметр и толщина стенки трубопровода, см;

б) для внутризаводских стальных трубопроводов

$$R_c = k_2 \sqrt{Q} / (0,31 + \delta / \sqrt{D})^3,$$

где k_2 — коэффициент, учитывающий грунтовые условия (для скального и плотного мерзлого грунта $k_2 = 0,65$, для мерзлого водонасыщенного грунта $k_2 = 0,96$, для талого грунта под слоем мерзлоты $k_2 = 0,42$);

в) для подземных секционных трубопроводов

$$R_c = k_3 k_4 \sqrt[3]{Q},$$

где k_3 — коэффициент, учитывающий грунтовые условия (для скального и плотного грунта $k_3 = 3,5$, для мерзлого водонасыщенного грунта $k_3 = 7,0$, для талого грунта под слоем мерзлоты $k_3 = 2,5$);

k_4 — коэффициент, учитывающий конструктивные особенности подземного секционного трубопровода (для асбоцементных, чугунных и керамических трубопроводов $k_4 = 1,0$, а для железобетонных $k_4 = 1,5$).

При короткозамедленном взрывании можно в последних формулах за расчетный использовать заряд Q в одной группе с интервалом не менее 50 мс. Суммарный заряд при этом не ограничивается.

В третьем случае расстояние от центра взрыва, на котором колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда ВВ, становятся безопасными для зданий и сооружений, определяется по формуле

$$R_c = k_r \alpha \sqrt[3]{Q},$$

где k_r — коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого сооружения;

Q — общая масса заряда, кг;

α — коэффициент, зависящий от показателя действия взрыва.

Коэффициент k_r для различных пород в основании охраняемого сооружения

Скальные плотные	3
Скальные нарушенные	5
Галечниковые и щебенистые	7
Песчаные	8
Глинистые	9
Насыпные и почвенные	15
Водонасыщенные (плавуны и торфяники)	20

При размещении заряда в воде или водонасыщенных грунтах значение коэффициента k_r следует увеличивать в 1,5—2 раза.

Коэффициент α при различном значении показателя действия взрыва:

n	0,5	1,0	2,0	3,0
α	1,2	1,0	0,8	0,7

При наличии в зданиях повреждений (трещины в стенах и т. п.), а также при многократных взрывах безопасные расстояния должны быть увеличены не менее чем в 2 раза.

Сейсмически безопасные величины сосредоточенных зарядов для сложных инженерных сооружений, а также для массивов горных пород определяются по формуле

$$Q = \left(\frac{v_{кр} \varepsilon}{k_r} \right)^\beta R_c,$$

где $v_{кр}$ — допустимая критическая скорость колебания, см/с, определяемая в зависимости от типа сооружения или состояния объекта по данным табл. 10.1;

ε — коэффициент, зависящий от условий взрывания и положения охраняемого объекта;

β — коэффициент, зависящий от расстояния до охраняемого объекта. В ближней зоне (для объектов, расположенных на поверхности массива, при расстоянии менее 100 диаметров заряда) $\beta = 1,0-1,5$; в дальней зоне (для объектов, расположенных на больших расстояниях) $\beta = 1,5-2,0$;

R_c — расстояние до объекта, м.

Таблица 10.1

Тип сооружения (объекта)	Критическая скорость (см/с) при воздействии	
	многократном	однократном
Промышленные здания, транспортные эстакады, большие и средние мосты средней и высокой капитальности	5	10
Одноэтажные каркасные промышленные здания, малосвязные породы в основании сооружения	10	20
Массив трещиноватых скальных пород, железобетонная обделка наполненных напорных туннелей (М200, М300)	20	50
Массив скальных малотрещиноватых с благоприятной ориентировкой трещин пород, массивный гидротехнический бетон, набравший не менее 70% проектной прочности (М200, М300), железобетонная обделка тоннелей	50	100
Массив прочных скальных пород. Гидротехнический бетон, набравший меньше 70% проектной прочности	100	150

Примечания: 1. Для бетона $v_{кр} = \sigma_{сж}/15$, где $\sigma_{сж}$ — предел прочности бетона при сжатии.
2. Ввиду крайнего разнообразия геологических условий принятые значения критических скоростей подлежат уточнению в процессе изыскания и в ходе строительства.
3. $\sigma_{сж}$ определяется по стандартным графикам твердения бетона.

Коэффициент ϵ в зависимости от условий взрывания

Рыхление в условиях карьеров,

объект на поверхности земли 1,0

Взрыв:

в подземных условиях 1,5—3,0

на выброс 1,5—2,0

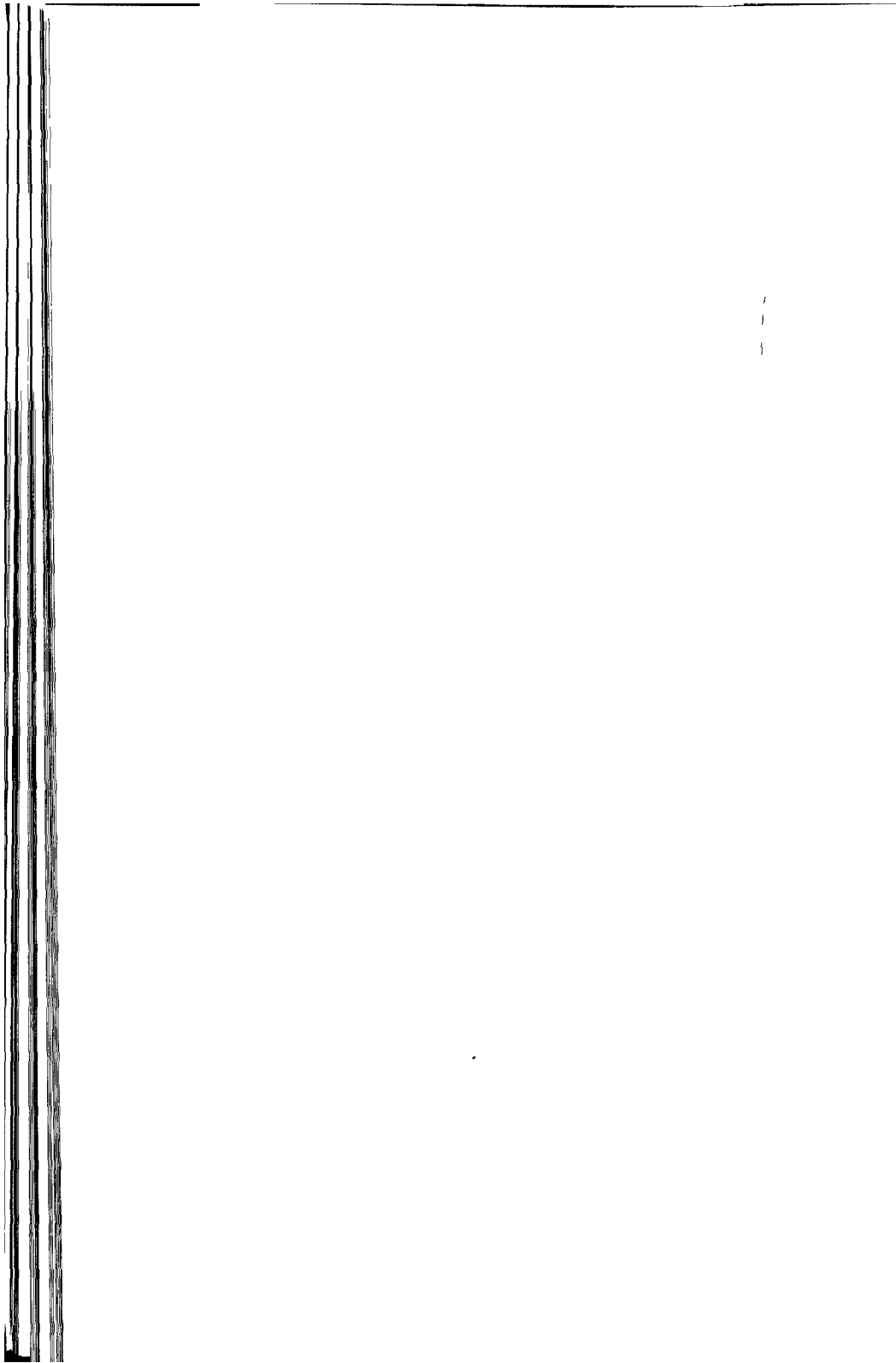
на рыхление при одной открытой поверхности 0,7—0,8

Для точек внутри (а не на поверхности) массива значение ϵ удваивается.

При оконтуривании объектов щелью, образованной предварительным взрывом или другим способом, значение ϵ утраивается.

Указанные методы определения безопасных расстояний неприменимы для зданий и сооружений уникального характера (башен, высотных зданий, монументальных общественных зданий и т. п.), и для ответственных и сложных инженерных сооружений (мостов, гидротехнических сооружений, радиомачт, мощных ветросиловых установок и т. п.) вопросы сейсмической безопасности должны решаться специалистами.

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ
ПРОЧИХ ВИДОВ
ВЗРЫВНЫХ РАБОТ



11.1. ДНОУГЛУБИТЕЛЬНЫЕ ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Дноуглубительные взрывные работы применяют при реконструкции водных путей, для поддержания судоходства в меженный период. В первом случае взрыванию подлежат различные скальные породы, слагающие каменные перекаты (шиверы) и пороги, во втором случае — песчаные перекаты.

Взрывные работы при реконструкции водных путей в зависимости от мощности съема и размеров углубляемых площадей ведут методами скважинных, шпуровых и накладных зарядов. При взрывании песчаных перекатов в меженный период применяются только накладные заряды.

На все перечисленные виды работ составляют проект, при изыскании должны быть установлены: площадь, подлежащая разработке, мощность съема, группы крепости пород по СНиП, глубина воды над перекатом и скорость течения, в зимний период — толщина льда, в летний период — частота прохождения судов. Составляется план местности радиусом не менее 300 м, на который наносят очертания подлежащего взрыванию участка; имеющиеся навигационные знаки; ЛЭП, железные и шоссейные дороги; населенные пункты, а также сооружения, подлежащие охране от воздействия взрывов. Выявляются зимовальные ямы, попадающие в опасную по гидравлическому удару зону, а на нерестовых реках — период хода рыбы. Проекты требуется согласовывать с органами рыбоохраны, а на судоходных водоемах (в период навигации) — со службой пути пароходства и диспетчером, регулирующим движение судов.

Взрывание скальных перекатов и порогов

Взрывные работы по разрыхлению перекатов и порогов должны отвечать следующим требованиям: 1) разрыхление массива на требуемую глубину за один прием, глубина рыхления должна превышать толщину съема на так называемый багермейстерский запас, составляющий при накладных и шпуровых заря-

дах 0,3 м, а при скважинных зарядах 0,5 м; 2) массив должен быть раздроблен до степени, обеспечивающей производительную работу камнечерпалок, принимающих куски размером до 0,3 м в ребре, или грейферов, принимающих куски 0,5 м в ребре.

В проекте обосновывают выбор метода взрывных работ. При глубине съема до 0,4 м и площади взрывааемых участков до 1000 м², если крепость породы не превышает VIII группу по ЕНиР, может быть применен метод накладных зарядов. При мощности съема до 1,0 м, а также глубине съема до 0,4 м на площади свыше 1000 м² и во всех случаях, если крепость пород превышает VIII группу, целесообразно применение шпуровых зарядов. При больших глубинах съема применяют скважинные заряды. Если большая часть взрываемого массива имеет мощность h более 1,0 м, скважинными зарядами целесообразно рыхлить и примыкающие участки с меньшими мощностями съема.

При методе накладных зарядов расстояние между зарядами рассчитывают по формуле

$$a = (2,5 \div 3,5)h_b, \text{ м,}$$

где h_b — глубина воронки под зарядом, в среднем $h_b = 1,5h$, м.

Величину заряда определяют по формуле

$$Q = h_b q d^2, \text{ кг,}$$

где q — удельный расход ВВ; принимают следующие значения:

Группа крепости пород по СНиП	III	IV	V	VI	VII	VIII
$q, \text{ кг/м}^3$	20	30	40	50	80	130

Взрывание зарядов мгновенное с помощью ДШ.

При шпуровом и скважинном методах работ, учитывая высокие требования к качеству дробления горной массы, сетку расположения зарядов, как правило, принимают сближенной. При методе шпуровых зарядов рассчитывают расстояние между шпурами и их рядами, глубину шпуров и величину зарядов.

Шпуры располагают по сближенной сетке:

$$a = b = mW, \text{ м,}$$

где b — расстояния между рядами шпуров, м;

m — коэффициент сближения зарядов; если максимально допустимый размер куска 0,5 м, то $m = 0,9$, если допустимый размер куска 0,3 м, то $m = 0,7$;

W — расчетное СПП;

$$W = 47k_r d \sqrt{\frac{\Delta \cdot k_{\text{ВВ}}}{\rho}},$$

где Δ — плотность ВВ в патроне, г/см³;

$k_{\text{ВВ}}$ — коэффициент работоспособности данного ВВ по отношению к аммониту 6ЖВ;

ρ — плотность взрываеваемой горной породы, г/см³.

Глубина шпуров складывается из величины съема h (с учетом багермейстерского запаса) и перебура, т. е. $L = h + l_{\text{пер}}$.

Длина перебура в общем случае принимается для пород до VIII группы равной $10d$, выше VIII группы — $15d$.

Величина заряда $Q = 0,7L\rho$, кг.

Рекомендуется применять порядное короткозамедленное взрывание.

При методе скважинных зарядов рассчитывают те же параметры, что и при шпуровом методе. Коэффициент сближения принимают $m = 0,7 \div 0,9$.

Расчетное СПП определяют по формуле

$$W = 53k_r d \sqrt{\frac{\Delta \cdot k_{\text{ВВ}}}{\rho}}.$$

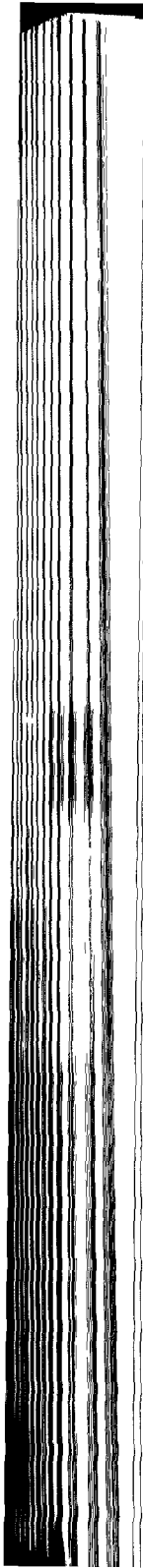
Учитывая, что при дноуглубительных работах в связи со сравнительно малыми мощностями съема длина заряда редко достигает $40d$, в рассчитанные параметры вносят поправку на уменьшенную длину заряда согласно следующим данным:

Длина зарядов в диаметрах	15	20	25	30	35
Величина сокращения параметров	0,7	0,75	0,85	0,9	0,95

Расстояние между скважинами и их рядами определяют по формуле:

$$a = b = mW.$$

Взрывание короткозамедленное по порядной или волновой схеме, а в случае необходимости регулирования высоты **навала** и мест его размещения подбирают специальные схемы.



Для установки буровых машин и бурения наиболее рационально применение специальных буровых платформ на воде на понтонах, снабженных выдвижными колонками для опоры в дно водоема. Возможно приспособление для установки буровых станков имеющихся плавсредств — барж, лихтеров и т. п. При проектировании установки бурового станка на таких плавсредствах необходимо на основе конструктивных чертежей переоборудуемого судна выполнить компоновочные чертежи.

Для заряжания наиболее целесообразно использовать легкие, но устойчивые самоходные суда типа катамаранов, которые обычно изготавливают в подготовительный период из имеющихся средств.

Если буровзрывные работы предполагается производить в зимний период, то проектом должно быть предусмотрено оборудование для устройства во льду майн. Размеры майн следует принимать максимальными для сокращения числа серий. В то же время размеры их должны быть такими, чтобы они перекрывались имеющимся лесоматериалом с запасом не менее 1,5 м, так как каждое бревно должно по длине не менее чем на 0,75 м лежать на льду. Бревна следует располагать через 1,0—1,5 м одно от другого, а поперек бревен следует укладывать широкие доски толщиной не менее 50 мм. Расстояние между досками 20—30 см. Майны следует располагать в таком порядке, чтобы время на данном участке до начала бурения на соседнем было достаточным для смерзания нарушенного взрывом льда (не менее недели).

Необходимо предусмотреть буровые, обсадные и зарядные трубы, багры, мерные наметки и вешки-пробки для отметки пробуренных скважин.

Должен быть согласованный график взрывных работ с графиком движения судов. В пределах опасной зоны вверх и вниз по реке необходимо выставлять посты оцепления.

Нужно определить безопасный радиус зоны для водных организмов при взрыве накладного заряда.

Вокруг этой зоны устанавливается барьер из сети, укрепленной на кольях или якорях. При невозможности установки постоянного барьера разрабатывают меры по отпугиванию рыбы, например, с помощью упреждающих взрывов малых зарядов. При наличии в пределах опасной зоны зимовальной ямы для защиты скоплений рыбы в ней следует применять пузырьковую завесу.

Углубление песчаных перекатов в межливный период

При ведении взрывных работ на песчаных перекатах на каждый объект (если работы в данном бассейне ведутся систематически) составляют проекты. Если же работы носят случайный характер, достаточно составление паспорта.

Взрывные работы на песчаных перекатах имеют целью разрушение поверхностного слоя для обеспечения размыва и дноуглубления его силой течения. Для этого сверху вниз по течению рядами взрывают накладные заряды ВВ. Величину заряда принимают в зависимости от глубины воды, скорости течения и типа переката (табл. 11.1). Расстояние между зарядами в ряду и между рядами зарядов определяют по табл. 11.2.

Таблица 11.1

Характер переката	Углубление при взрывании песчаных перекатов в зависимости от глубины воды (м, в числителе) и величины заряда (кг, в знаменателе)						
	Скорость течения, м/с	0,5/2,0	1,0/3,0	1,5/3,5	2,0/4,0	2,5/5,0	3,0/6,0
С резко выраженным гребнем	0,5	0,12	0,15	0,17	0,19	0,2	0,21
	0,6	0,14	0,18	0,23	0,23	0,24	0,26
	0,7	0,16	0,21	0,26	0,27	0,28	0,3
	0,8	0,19	0,24	0,27	0,3	0,32	0,35
Со слабо выраженным гребнем	0,5	0,1	0,12	0,14	0,15	0,16	0,17
	0,6	0,12	0,15	0,17	0,18	0,19	0,21
	0,7	0,14	0,18	0,19	0,21	0,23	0,25
	0,8	0,16	0,2	0,23	0,25	0,27	0,29
Типа россыпей	0,5	0,08	0,1	0,11	0,13	0,14	0,15
	0,6	0,09	0,12	0,14	0,15	0,16	0,17
	0,7	0,11	0,14	0,16	0,18	0,19	0,2
	0,8	0,12	0,15	0,18	0,2	0,22	0,23
С ровным корытом	0,5	0,06	0,08	0,08	0,09	0,1	0,11
	0,6	0,07	0,09	0,1	0,11	0,12	0,13
	0,7	0,08	0,1	0,12	0,13	0,14	0,15
	0,8	0,09	0,12	0,14	0,15	0,16	0,17

Таблица 11.2

Величина заряда, кг	Расстояние между зарядами (м) в зависимости от глубины воды в перекате, м					
	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0
1	2,5	3,0	3,5	—	—	—
2	3,5	4,0	4,5	5,0	5,5	6,0
3	4,0	4,5	5,3	5,8	6,5	7,5
4	4,5	5,0	6,0	6,5	7,2	8,5
5	—	5,5	6,5	7,2	8,0	9,2
6	—	6,0	7,0	8,0	8,7	10,0
7	—	—	7,7	8,5	9,5	10,8
8	—	—	—	9,0	10,0	11,5
9	—	—	—	—	10,5	12,0
10	—	—	—	—	11,0	12,5

В зарубежных странах применяют специально изготовленные для подводного взрыва кумулятивные заряды.

Проектом должны быть учтены и особенности взрывных работ по углублению песчаных перекатов. Заряд представляет собой пакет, в котором ВВ уложено между двух отделений с балластом для обеспечения максимальной плотности прилегания его ко дну.

Заряды в ряду соединяют детонирующим шнуром. Взрывник, находящийся при подготовке взрыва на судне, которое движется строго по створу, сбрасывает через определенные промежутки готовые заряды в воду. Сбросив последний заряд, он подвязывает к концу ДШ зажигательную трубку и зажигает ее. После взрыва одного ряда зарядов заряжают следующий ряд.

11.2. ЛЕДОКОЛЬНЫЕ ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Ледокольные работы ведут в основном для защиты различных гидротехнических сооружений от ледохода в весенний период, а также при проводке судов через льды.

Весенние ледокольные работы содержат в себе элементы других видов работ. Так, рыхление льда вблизи охраняемых сооружений мало отличается от взрыва льда при проводке судов. Образование полыней ведется в принципе так же, как и выколка вмерзшей древесины при молевом сплаве. Ликвидация

ледовых заторов при ледоходе сходна с ликвидацией заторов на лесосплаве.

Ледокольные работы предусматривают: 1) образование полыней выше и ниже охраняемого сооружения; 2) образование полыней и дробление льда у берегов на излучинах и сужениях реки, в которых возможно образование заторов, на 10 км выше и ниже охраняемого сооружения; 3) дробление льда пойменных озер, расположенных на протяжении 10 км вверх от охраняемого сооружения; 4) выколку и вывод в затоны и другие укрытия вмерзших плавсредств, элементов наплавных мостов и т. п., оказавшихся выше охраняемого сооружения. Все эти работы должны быть полностью завершены до начала подвижки льда. В период самого ледохода взрывные работы ведутся для дробления отдельных крупных льдин, приближающихся к охраняемому сооружению, и для ликвидации заторов.

Должны быть выяснены максимальные, средние и минимальные уровни паводков и интенсивности ледоходов за последние 15—20 лет; известные в истории реки места образования заторов; расположение с точным нанесением на карту излучин и сужений реки, а также пойменных озер в 10 км выше и ниже охраняемого сооружения; выявлены и нанесены на карту вмерзшие плавсредства, наплавные мосты или их части, а также плоты; затоны и другие укрытия, в которые могут быть выведены плавсредства; толщина льда на участках, где необходимо его дробление.

На ледокольные работы составляют проект. В проект включают карту района с нанесением участков ледового покрова, подлежащих взрывному рыхлению, места хранения ВВ и расположения команд взрывников, а также типовые схемы расположения зарядов с таблицами их величин. При составлении проекта учитывают:

1) величину накладного заряда для образования во льду лунки-проруби, через которую под лед опускают основные заряды

Толщина кристаллического льда	До 0,7	0,7—0,9	0,9—1,1	1,1—1,2	1,2—1,3	1,3—1,4
Величина заряда аммонита бЖВ, кг	2,0	3,0	4,0	5,0	6,0	7,0

2) глубину погружения заряда $W = (2,5-3,0)h$ (здесь h — толщина льда);

3) расстояние между зарядами для образования полыней и «дворов», равное $(4-5)W$ для дробления льда на озерах и излучинах, $10W$ — при удалении от охраняемого объекта до 3 км и $(12-15)W$ — при большем удалении;

4) величину отдельного заряда — по формуле для сосредоточенных зарядов. Удельный расход ВВ для образования полыней принимают $0,5 \text{ кг/м}^3$; для разрушения озерного льда $0,9 \text{ кг/м}^3$;

5) при взрывной околке сооружений и судов глубину погружения заряда

$$W = \sqrt[3]{Q/q}, \text{ м};$$

6) безопасную величину заряда определяют по табл. 11.3. Некоторые схемы размещения зарядов при дроблении льда показаны на рис. 11.1.

Таблица 11.3

Объект	Безопасные расстояния (м) в зависимости от величины зарядов (кг)									
	0,3	0,5	1	2	3	5	7	10	15	20
До опор моста и ледорезов	3	5	8	13	15	18	20	22	25	28
До плавучих средств (баржи, плашкоуты и понтоны)	3	6	10	14	17	23	27	32	39	45
До застеклений (при взрывании наружных зарядов)	50	70	100	140	170	230	270	320	390	450

Пункты хранения ВМ выбирают таким образом, чтобы они были надежно связаны с местами работ дорогами, проезжими на протяжении всего ледоходного периода. Если таких дорог нет, пункты хранения организуют вблизи каждого предполагаемого места взрывных работ. Из тех же соображений выбирают пункты размещения бригад взрывников. Одна бригада взрывников может обслуживать несколько близко расположенных объектов. Бригаду взрывников возглавляет лицо, имеющее право руководства взрывными работами. Состав команды рассчитывают исходя из следующих соображений: на каждого взрывника двое ра-

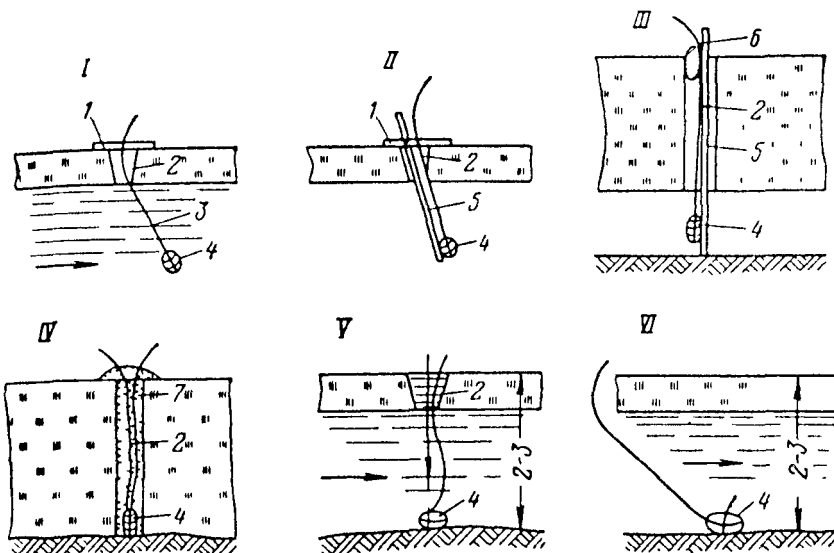


Рис. 11.1. Схемы расположения зарядов при разрушении льда:

I—VI — принципиальные схемы размещения зарядов под льдом; 1 — подкладка; 2 — лунка; 3 — удерживающий шпагат; 4 — заряд ВВ; 5 — рейка; 6 — пробка; 7 — мелкие куски льда

Таблица 11.4

Толщина льда, м	Затраты труда на 100 м ледяного покрова (чел /смен) при расстояниях между зарядами, м					
	5	6	8	10	12	15
0,4—0,7	0,52	0,35	0,22	0,17	0,11	0,07
0,7—1,0	0,44	0,31	0,17	0,13	0,09	0,09
1,0—1,9	0,35	0,26	0,13	0,09	0,07	0,05

бочих, а численность рабочей силы зависит от мощности льда и принятых параметров взрывания (табл. 11.4).

Бригада взрывников должна располагать следующим инвентарем, доставляемым на места до начала работ: лодки моторные и весельные 2—3; лестницы или трапы 2—3; доски толщиной 30—40 см 1—2 м; палатки — по числу пунктов нахождения взрывников; ледорубы 1—2; ледемеры 1—2; пешни и сачки — по числу рабочих; брезенты 2 × 2 м 1—2; электромегафон 1; багоры длиной 6 м 2—3; багор длиной 1,5 м и спасательные жилеты —

по числу взрывников; спасательные круги 2—3; предохранительные пояса с капроновыми веревками длиной 25—30 м и кошки — по числу взрывников; ручная сирена 1; переносные предупредительные щиты 3—5; аптечка скорой помощи 1—2; сумки и рюкзаки для переноски ВМ — по числу взрывников; деревянные забойники — по числу взрывников; катушка с магистральными проводами 1; взрывные машинки 1—2; электроизмерительный прибор — 1 комплект; ручные электрические фонари — по числу лиц в команде; спецодежда (сапоги резиновые болотные, костюмы брезентовые, рукавицы, каски) — по числу лиц в команде; средства связи.

Для ледоходных работ следует применять водоустойчивые ВВ плотностью больше единицы с тем, чтобы заряд погружался под лед без груза: прессованные тротиловые шашки, аммонит 6ЖВ в патронах диаметром 90 мм.

Лунки-проруби для опускания основных зарядов готовят с помощью мотоледорубов ИЛБ-2, ОЛБ-42 или взрыванием накладных зарядов. Накладные заряды следует накрывать забойкой высотой не менее удвоенной толщины заряда. Взрывание — огневое. Для образования майн, расколки озерного льда заряды под лед опускают на шпагате или шесте. Инициирование зарядов — с помощью ЭД или ДШ.

Движущиеся льдины на подступах к охраняемому объекту следует раскалывать накладными зарядами. Их укладывают с лодок и лишь в крайнем случае заряды с укороченными зажигательными трубками (не менее 15 см, но не более 25 см) метают с берега или охраняемого сооружения.

11.3. ЛЕСОСПЛАВНЫЕ ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Лесосплавные взрывные работы имеют целью ликвидацию заторов при молевом сплаве (в весенне-летний период) и выколку вмерзшей древесины (в осенне-зимний период).

При выколке вмерзшей древесины молевого сплава работа производится так же, как и при разделке майн. При этом следует стремиться к максимальной глубине погружения зарядов, так как чем глубже погружен заряд, тем меньше повреждается древесина. Паспорт составляется из расчета одновременной выколки такого количества древесины, которое будет извлечено в те-

чение смены. Выколка древесины, соединенной в плотях, производится посекционно, на расстояниях 1,5—2,0 м от углов секции взрывают два сосредоточенных заряда. Взрыв этих зарядов вызывает дробление звена и освобождение его от льда.

Взрывание заторов молевого лесосплава приводит к порче большого количества древесины. Поэтому к нему прибегают в крайнем случае, когда разборка затора оказывается невозможной. Техника разрушения затора молевого лесосплава та же, что и при ликвидации ледяного затора.

При проводке судов взрывные работы применяют для разрушения перемычек между разводьями путем взрыва зарядов в направлении движения судна.

Взрывные работы при проводке судов ведут по паспорту. Величина заряда рассчитывается по формуле $Q = qW^3$. Если взрывают соленый морской лед, удельный расход ВВ принимают 0,3—0,5 кг/м³, речного (озерного) 0,7—0,9 кг/м³.

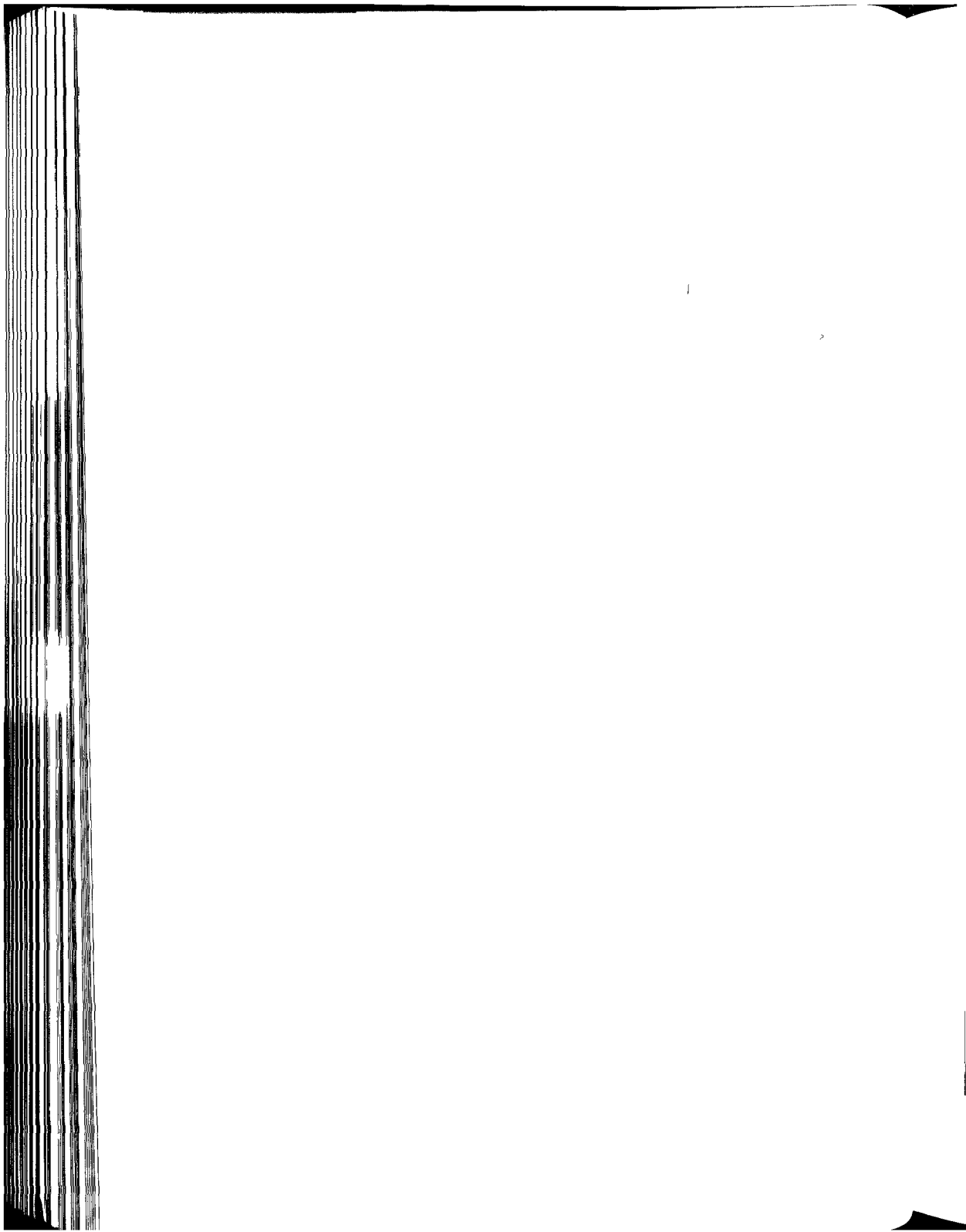
При снятии судна (ледокола), застрявшего на ледяном поле, взрывают два ряда зарядов по 0,2—0,3 кг, заложенных на глубину 1,0—1,5 м в лед. Расстояние между зарядами в ряду 2—3 м, расстояние между рядами 1,5—2,0 м. Взрывание начинается со стороны кормы сериями по два-три заряда в каждом ряду.

При создании ледяной подушки вокруг судна для предохранения его от сжатия на расстоянии 15—20 м от бортов подводными зарядами по 8—10 кг создают полосу мелкоразрушенного льда шириной 15—20 м.

Необходимо придерживаться следующих расстояний от борта судна:

Величина заряда, кг	0,3	0,5	1	3	5	10	20	30	50
Безопасное расстояние, м	3,0	5	7	9	11	15	18	23	38

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ
ВЗРЫВНЫХ РАБОТ
ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ
ГАЗОНЕФТЕПРОВОДОВ



12.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В практике трубопроводного строительства технологические схемы и методы производства земляных работ существенно различаются между собой при выполнении работ: в обычных условиях; в мерзлых грунтах; на болотах и заболоченных участках; в скальных грунтах на равнинных и горных участках; в барханно-песчаных грунтах; под водными преградами.

При строительстве магистральных трубопроводов в зависимости от схемы их прокладки устраивают следующие земляные сооружения: траншеи, насыпи, полувыемки-полунасыпи, каналы, отвалы, канавы, перемычки и др. По сроку службы такие земляные сооружения, как траншеи, отвалы, перемычки, каналы, в трубопроводном строительстве относятся к временным. Постоянными сооружениями считают насыпи, выемки, полувыемки-полунасыпи, водоотводные канавы. Большинство из указанных сооружений имеют значительную протяженность.

Все виды работ технологического процесса по строительству магистральных трубопроводов, включая и буровзрывные работы, ведутся в пределах полосы отвода (строительной полосы), ширина которой принимается по табл. 12.1.

Таблица 12.1

Рекомендуемая ширина полосы отвода земель для строительства трубопроводов разного диаметра

Диаметр трубопровода, мм	Ширина полосы отвода земель, м	
	без рекультивации	с технической рекультивацией
<426	20	28
529—720	23	33
820—1020	28	39
1220	30	42
1420	32	45

Таблица 12.2

Рекомендуемые расстояния между смежными нитками разного диаметра

Наименование трубопроводов	Расстояние между осями смежных трубопроводов (м) при диаметре трубопровода, мм				
	<426	426—720	820—1020	1220	1420
Газопроводы	8	9	11	13	15
Нефтепроводы и нефтепродуктопроводы	5	5	6	6	7,

Ширину строительной полосы на период строительства для двух и более параллельно строящихся магистральных трубопроводов принимают равной ширине полосы земли для одного трубопровода, согласно табл. 12.1, и расстоянию между осями смежных трубопроводов (табл. 12.2).

Каждое земляное сооружение при строительстве магистральных газопроводов имеет свое назначение, свои характерные составные элементы и параметры в зависимости от физико-технических свойств грунтов, диаметра трубопровода.

Параметры полок. При прокладке магистральных трубопроводов на косогорных участках для размещения траншей и изоляционно-укладочных колонн устраивают полки.

Выбор конструкции полок рекомендуется проводить по величине поперечного уклона (рис. 12.1).

Величина угла поперечного уклона, градус	8—12	12—18	>18
Конструкция полки	Полунасыпь-полувыемка	С уступами для насыпи	Чистая выемка

Минимальную ширину полки рекомендуется определять по формуле

$$Ш_{п} = c + B + a + 1, \text{ м,}$$

где c — ширина бермы для размещения отвала грунта из траншей, м;

B — ширина траншеи поверху, м;

a — ширина гусеничного хода трубоукладчика, м.

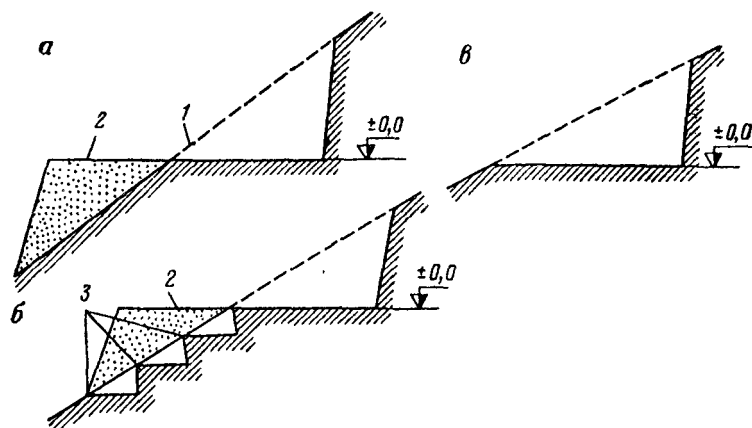


Рис. 12.1. Схемы устройства полки на косогорах:

a — полунасыпь-полувыемка; *б* — с уступами для насыпи; *в* — «чистая выемка»; 1 — полувыемка; 2 — полунасыпь; 3 — уступы

Для обеспечения беспрепятственного передвижения строительных и транспортных машин минимальную ширину полки при укладке одного трубопровода принимают не менее 8 м.

Уклоны откосов полки зависят от характеристик грунтов, типа врезки и принимаются по табл. 12.3.

Глубина траншей при прокладке магистральных трубопроводов должна равняться диаметру трубы плюс необходимая величина засыпки над ней, которая определяется условиями обеспечения сохранности трубопровода при проведении сельскохозяйственных и мелиоративных работ, проезде транспортных средств и т. д. Расстояние от верхней образующей трубы до поверхности грунта в обычных условиях принимается равным 0,8 м, для трубопроводов диаметром менее 1000 мм и 1 м — диаметром 1000 мм и более. В скальных грунтах при отсутствии проезда автотранспорта и сельскохозяйственных машин толщина слоя засыпки над трубопроводом принимается равной 0,6 м. В оползневых районах при малой толщине оползающего слоя грунта трубопровод заглубляется ниже зеркала скольжения.

Ширина траншеи по дну принимается равной $D + 300$ мм (D — диаметр трубопровода) для трубопроводов диаметром менее 700 мм и $1,5D$ — для трубопроводов больших диаметров. Для

трубопроводов диаметром 1220 и 1420 мм при откосе 1:0,5 и более ширину траншеи по дну допускается уменьшить до $D + 500$ мм. На криволинейных участках трубопровода ширина траншеи по отношению к прямолинейным удваивается.

Таблица 12.3

Величины уклона откоса полок

Тип врезки	Характеристика грунта	Уклон откоса полка
Полувыемка	Выветрившийся скальный грунт	1:0,1
	Скальные грунты, подверженные осыпанию и оползанию	1:0,5—1:0,2
	Мергелистые и щебенистые	1:1—1:0,5
Полунасыпь	Скальный грунт	1:0,75
	Каменистый и щебенистый	1:1
	Минеральный	1:0,5

12.2. МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ И РЕКОМЕНДУЕМЫЕ ТИПЫ ВВ

Основной объем взрывных работ при строительстве магистральных трубопроводов осуществляется при выполнении следующих видов работ:

- а) подготовительные — разделка валунов и пней, валка деревьев в пределах строительной полосы;
- б) земляные:
 - сооружение траншей в скальных грунтах — разрыхление скальных грунтов;
 - сооружение полков — разрыхление скальных грунтов в пределах проектных контуров полей;
 - сооружение траншей на болотах — уплотнение грунтов с образованием траншеи проектного профиля;
 - сооружение траншей в мерзлых грунтах — разрыхление мерзлых грунтов;
 - сооружение подводных траншей — разрыхление скальных грунтов;
- в) прокладка майн — разрушение льда.

Буровзрывные работы на строительстве трубопроводов выполняют специальные подразделения. Они имеют в своем распоряжении все необходимое оборудование, материалы и специально подготовленный для ведения взрывных работ персонал.

Буровзрывные работы проводят только при наличии проекта производства работ или паспорта буровзрывных работ, составленных в соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах и после согласования с дирекцией строящегося трубопровода.

В трассовых условиях для перевозки ВВ, средств инициирования и взрывников используется передвижной пункт взрывчатых материалов ПВМ-2, разработанный СКБ «Газстроймашина», который изготавливают на шасси высокопроходимых машин ЗИЛ-131.

Техническая характеристика передвижного пункта

Грузоподъемность, т	4,5
Тип кузова	КУНГ-1М
Внутренние размеры, мм:	
длина	3826
ширина	2250
высота	1800
Максимальное количество перевозимых ВМ:	
детонаторов, шт.	5000
взрывчатых веществ, т	1,2
детонирующего шнура, м	500
огнепроводного шнура, м	9000
взрывчатых веществ при кратковременном хранении, т	3,0
Масса, кг	6270

Для транспортировки ВМ по заболоченной местности применяют специально оборудованные вездеходы, болото- и снегоходы с санным прицепом. Для доставки ВМ в труднодоступные места используют вертолеты МИ-4 и МИ-6.

Объем взрывных работ при строительстве магистральных нефтегазопроводов должен быть увязан с общей организацией работы землеройных механизмов и темпов работы механизированного потока.

Таблица 12.4

Рекомендуемые методы ведения взрывных работ и типы ВВ при строительстве магистральных трубопроводов

Условия взрывания	Методы взрывных работ	Тип ВВ
Разделка валунов, корчевка пней	Накладные заряды	Аммонит 6ЖВ
	Шпуровые заряды	
	Гидровзрывание	
Сооружение полок	Шпуровые заряды	Аммонит 6ЖВ
	Скважинные заряды	Гранулит АС-4
	Котловые заряды	Гранулит АС-8
	Взрывы на выброс	
Сооружение траншей в скальных грунтах	Шпуровые заряды	Граммонит 79/21 (82/18)
	Скважинные заряды	Гранулит АС-8, аммонит 6ЖВ, эмульсолит П
Сооружение траншей в мерзлых грунтах	Шпуровые заряды	Гранулит АС-4, гранулит АС-8
	Скважинные заряды	Граммонит 79/21 (82/18) Эмульсолит П
	Удлиненные горизонтальные заряды	Аммонит 6ЖВ
Сооружение траншей на болотах	Сосредоточенные заряды	Эмульсолит П, граниторы
	Удлиненные горизонтальные заряды	
	Накладные заряды	
Сооружение подводных траншей	Шпуровые заряды	Аммонит 6ЖВ
	Скважинные заряды	Водоустойчивый аммонал
	Накладные заряды	Эмульсолит П
	Удлиненные горизонтальные заряды	
Взрывные работы вблизи действующих трубопроводов	Шпуровые заряды	Аммонит 6ЖВ
	Скважинные заряды	Граммонит 79/21

В зависимости от условий проведения работ, целей и поставленных задач рекомендуется применять различные методы взрывных работ и типы ВВ (табл. 12.4).

12.3. МЕТОДЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПОДГОТОВКЕ ПОЛОСЫ СТРОИТЕЛЬСТВА МАГИСТРАЛЬНЫХ ТРУБОПРОВОДОВ

При ведении подготовительных работ на трассе взрывные работы применяют для дробления валунов и корчевки пней.

Дробление валунов на трассе ведется наружными, кумулятивными зарядами, шпуровым методом и гидровзрыванием.

Масса наружного заряда для дробления валуна рассчитывается по формуле

$$Q = qV,$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³;

V — объем валуна, м³.

При дроблении крупного валуна несколькими накладными зарядами общую массу заряда рекомендуется увеличить на 20%, при этом массу одного наружного заряда Q определяют из выражения

$$Q_1 = 1,2Q/N,$$

где N — число наружных зарядов на одном валуне.

Наружные заряды с водяной забойкой в полиэтиленовых мешочках рекомендуется применять в летнее время. Площадь полиэтиленового мешочка должна быть в два раза больше поверхности взрываемого заряда. Толщина слоя воды не менее 5—6 см. При этом удельный расход ВВ уменьшается, разлет кусков породы составляет всего 25—75 м. Экономия ВВ при взрыве 1 тыс. м³ валунов составляет 500—800 кг.

Кумулятивные заряды рекомендуется применять при прокладке трубопроводов в горах.

В зимнее время кумулятивные заряды рекомендуется применять с усиленной снежной забойкой высотой 0,5—0,7 м.

В сложных условиях трассы для взрывания валунов рекомендуется применять шпуровое гидровзрывание. При летних условиях шпуры заполняются водой, в зимнее время — горючей смесью.

При шпуровом методе в центре валуна глубиной 0,3—0,5 его толщины бурится шпур, в который закладывается заряд ВВ (обычно на 1/4—1/5 глубины), и делается забойка из мелкой породы или воды до устья шпура.

Общая масса заряда ВВ (кг) определяется по приведенной выше формуле, а удельный расход принимается по табл. 12.5.

Масса заряда одного шпура

$$Q_1 = \frac{\pi d^2}{4} \Delta l_{ш} k, \text{ кг,}$$

где d — диаметр шпура, м;

Δ — плотность заряжания, кг/м³;

$l_{ш}$ — длина шпура, м;

k — коэффициент заполнения шпура ($k = 2/3$).

Таблица 12.5

Удельный расход аммонита 6ЖВ для шпуровых зарядов

Категория пород по СНиП	Расчетный удельный расход аммонита 6ЖВ (кг/м ³) при длине ребра валуна, м	
	0,5—0,6	0,7—0,8
VII—VIII	0,38	0,2
IX—X	0,50	0,27
XI—XIII	0,58	0,29
XIV—XVI	0,65	0,32

Валун большого размера обуривается несколькими шпурами, заряды в которых взрываются одновременно. Число шпуров на валун большого объема $N = Q/Q_1$.

Корчевка пней взрывным методом применяется при диаметре пня более 35 см, при пнях любых размеров, расположенных в мерзлых и твердых породах, когда корчевка их машинами по условиям строительства (труднопроходимости по залесенным местностям) невозможна.

При корчевке пней заряды ВВ размещают либо под пнем в выбуриваемом шпуре (подкопе), либо в шпуре, высверленном в самой древесине.

Масса заряда

$$Q = q_1 d,$$

где q_1 — удельный расход ВВ на 1 см диаметра пня (см. табл. 8.1);
 d — диаметр пня, см.

12.4. МЕТОДЫ ВЗРЫВНОГО СООРУЖЕНИЯ ТРАНШЕЙ В СКАЛЬНЫХ ГРУНТАХ

Сооружение траншей в скальных породах включает следующие основные операции: очистка трассы от крупных валунов и рыхлого грунта, когда он покрывает коренной скальный грунт; рыхление коренного скального грунта взрывом; разработка разрыхленного грунта экскаватором.

Сооружение траншей с помощью шпуровых зарядов обеспечивает наилучшее соответствие профиля траншеи проектному, хорошее дробление, исключает большой разброс кусков породы.

При ширине траншей понизу 1,5 м шпуры располагают в один ряд (рис. 12.2, а), при большей ширине — в два и три ряда (рис. 12.2, б и в).

При сооружении траншеи глубиной до 1,2 м и шириной 1,5—1,8 м шпуры можно располагать в один ряд с одного борта траншеи с уклоном к ее середине под углом 45—60°. Благодаря такому расположению шпуров порода разрушается и частично выбрасывается в сторону, противоположную шпурам.

Расчет параметров взрывных работ при шпуровом методе рекомендуется вести в следующей последовательности.

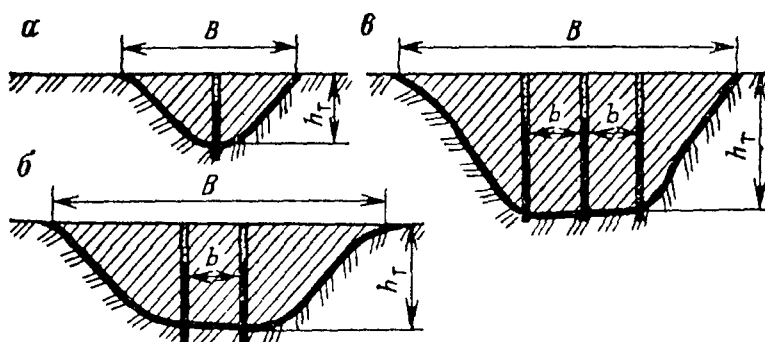


Рис. 12.2. Схемы расположения шпуров при проведении траншей:
а — однорядное; б — двухрядное; в — трехрядное

Рассчитывают массу шпурового заряда по вместимости ВВ:

$$Q = (l_{\text{ш}} - l_{\text{заб}})p,$$

где $l_{\text{ш}}$ — длина шпура;

$l_{\text{заб}}$ — длина забойки, м;

p — вместимость ВВ в 1 м шпура.

Длина шпура устанавливается в зависимости от проектной глубины траншеи ($h_{\text{т}}$) и величины перебура ($l_{\text{пер}}$), который принимают в пределах $l_{\text{пер}} = (0,1 \div 0,15) h_{\text{т}}$. Длина забойки $l_{\text{заб}}$ равна $1/3$ глубины шпура, м.

По необходимой площади взрывающего участка S и глубине траншеи $h_{\text{т}}$ определяется количество взрывающих шпуров:

$$N = S h_{\text{т}} q_p / Q,$$

где q_p — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³;

Q — масса шпурового заряда, кг.

Расстояние между шпурами (a) принимается в следующих пределах в зависимости от способа взрывания:

для огневого способа $a = (1,2 \div 1,5) h_{\text{т}}$

электрического $a = (1,0 \div 1,5) h_{\text{т}}$.

Расстояние между рядами шпуров (b) устанавливается:

при огневом взрывании $b = 0,85 h_{\text{т}}$;

при короткозамедленном $b = h_{\text{т}}$.

Сооружение траншей скважинными зарядами на выброс

При строительстве магистральных трубопроводов большого диаметра сооружение траншей может быть осуществлено скважинными зарядами на выброс.

Порядок расчета скважинных зарядов выброса следующий.

Приняв величину W (ЛНС) зарядов равной глубине сооружаемой траншеи ($h_{\text{т}}$), рассчитывают необходимую линейную массу заряда, кг/м:

$$Q' = 1,2 q_p W^2 (n^2 - n + 1),$$

где q_p — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³;

n — показатель действия взрыва.

Для образования траншей под укладку трубопроводов диаметром до 1000 мм n принимается равным $1,5 \div 1,7$, для диаметров более 1000 мм $n = 1,8 \div 2,0$.

Глубину скважины определяют по формуле

$$L = 1,25W.$$

Расстояние между скважинными зарядами

$$a = 0,5pL/Q,$$

где p — вместимость ВВ в 1 м скважины, кг.

Масса заряда в скважине рассчитывается по формуле

$$Q = Q'a.$$

Нормальным считается такое размещение заряда, при котором длина забойки составляет

$$l_{\text{заб}} = 0,75W.$$

Для получения одностороннего выброса породы применяют наклонные скважинные заряды, образующие плоскую систему зарядов.

Глубину скважин определяют по формуле $L = h_r/\sin\alpha$, где α — угол наклона скважины к горизонту, градус. В результате наклона скважины обеспечивается выброс 80% породы на один из бортов траншеи.

Для получения хороших результатов взрыва расчетный удельный расход (q_p) следует принимать для врубовых скважин 3 кг/м³ с последующим увеличением по рядам до 5 кг/м³ (в наиболее удаленной от вруба части поперечного профиля траншеи).

Сетку скважин необходимо рассчитать так, чтобы расстояния между скважинами в ряду были в 2—3 раза меньше, чем между рядами скважин в поперечном профиле траншеи.

12.5. МЕТОДЫ ВЗРЫВНОГО СООРУЖЕНИЯ ТРАНШЕЙ И КАНАЛОВ

Строительство магистральных трубопроводов в районах Западной и Восточной Сибири, а также севера Европейской части России связано с большими техническими трудностями при прокладке их по заболоченным участкам. На участках болот и заболоченных территорий прокладку трубопроводов ведут, как правило, в зимнее время, что требует дополнительных затрат на устройство зимников, резко уменьшает эффективность вы-

полнения земляных работ. Одним из эффективных методов, который позволяет вести строительство круглогодично, является прокладка трубопроводов на болотах с разработкой траншеи взрывом.

Сосредоточенные заряды целесообразно применять на глубоких болотах, покрытых лесом, при образовании каналов глубиной до 5 м и шириной поверху до 20 м. По оси выемки на расчетном расстоянии друг от друга взрывным способом образуют зарядные воронки. В них размещают сосредоточенные заряды, в результате взрыва которых образуется линейная выемка заданного профиля (рис. 12.3).

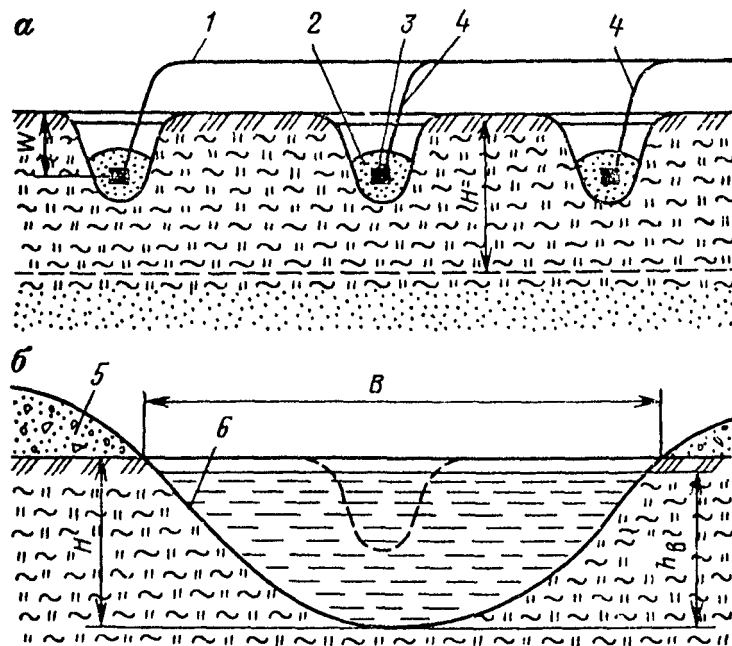


Рис. 12.3. Образование каналов на болотах методом сосредоточенных зарядов:

a — монтажная схема однорядного взрывания сосредоточенных зарядов в зарядных воронках; *б* — канал, образованный взрывом сосредоточенных зарядов; H — глубина канала; h_n — глубина воды в канале; 1 — магистраль ДШ; 2 — заряд ВВ; 3 — боевик; 4 — ДШ боевика; 5 — навал выброшенного грунта; 6 — профиль канала, образованного взрывом

Для образования зарядных воронок глубиной до 2 м в торфяных грунтах с применением скважинных зарядов используют водоустойчивые ВВ в патронах диаметром до 46 мм.

При отсутствии патронированных ВВ, а также в малосжимаемых грунтах для образования зарядных воронок глубиной до 1,5 м рекомендуют использовать сосредоточенные заряды в водонепроницаемых оболочках.

Расчет параметров взрывных работ рекомендуют вести в следующей последовательности.

1. Линию наименьшего сопротивления определяют из условия

$$W = (0,3 \div 0,5)H,$$

где H — проектная глубина канала, м.

2. Массу основного сосредоточенного заряда определяют по формуле, предложенной ВНИИСТом:

$$Q = 1,83qW^3f(n),$$

где q — расчетный удельный расход ВВ (табл. 12.6), кг/м³;

$f(n)$ — функция показателя действия взрыва, которая при мощности торфа более 1,5 проектной глубины канала и величине $W \leq 1,0$ м принимается

$$f(n) = 0,25 + 0,75n^3,$$

где n — показатель действия взрыва, который принимается, в зависимости от требуемых параметров канала, в пределах $n = 1,6 \div 2,1$.

Таблица 12.6

Рекомендуемые расчетные расходы ВВ при взрывах на болотах

Наименование грунтов и видов торфа	Водонасыщенность	Удельный расход ВВ, кг/м ³
Вязкие суглинка, глины	Водонасыщенные	0,7—0,8
	Средней водонасыщенности	1,1—1,2
Плотные глины, тяжелый мореный суглинок с валунами, супеси	Водонасыщенные	1,2—1,4
	Средней водонасыщенности	1,5—1,8

Наименование грунтов и видов торфа	Водонасыщенность	Удельный расход ВВ, кг/м ³
Пески	Водонасыщенные	1,3—1,5
	Средней водонасыщенности	1,4—1,8
Торф	Водонасыщенный	0,5—0,7
	Влажный	0,6—1,0

3. Коэффициент крутизны откосов канала, образованного взрывом,

$$i = H/(nW).$$

4. Расстояние между сосредоточенными зарядами при $n \leq 5$

$$a = 0,5W(n - 1).$$

При сооружении каналов в болотах с деревьями диаметром до 25—30 см с сильноразвитой корневой системой для обеспечения их выброса массу заряда рекомендуется увеличить на 10—15% от расчетной.

Метод удлиненных горизонтальных зарядов рекомендуется для образования каналов и траншей глубиной до 3,5 м и шириной поверху до 15 м на открытых и малозалесенных болотах. Метод целесообразно использовать при сооружении каналов и траншей на болотах, мощность которых составляет более половины заданной глубины выемки, а дно траншеи находится на минеральном основании. Метод включает следующие операции: подготовку поверхности болота по оси траншеи или канала, укладку прострелочных зарядов в обводненной зарядной траншее; взрывание основного заряда с целью образования канала или траншеи с заданными параметрами.

Зарядные траншеи для укладки основных удлиненных горизонтальных зарядов могут быть образованы:

- взрывом небольших сосредоточенных зарядов;
- взрывом вертикальных шпуровых или скважинных зарядов.

Образование неглубоких зарядных траншей (до 0,5—0,6 м) может выполняться взрыванием 3—6 ниток детонирующего шнура. Обычно на обводненных болотах зарядные траншеи глу-

биной до 1,2 м образуют взрывом удлиненного заряда в одну стадию.

При глубине зарядной траншеи более 1,2 м ее образуют в две стадии: сначала взрывают поверхностный удлиненный горизонтальный заряд для создания начальной зарядной траншеи, а затем прострелочный заряд размещают в образованной начальной траншее для получения конечной зарядной траншеи (рис. 12.4).

При расчете параметров взрывных работ с использованием удлиненных горизонтальных зарядов вначале рассчитывают заряды для образования зарядной траншеи, а затем основные заряды.

Определяется глубина зарядной траншеи:

$$h = (0,3 - 0,5)H,$$

где H — проектная глубина траншеи, м.

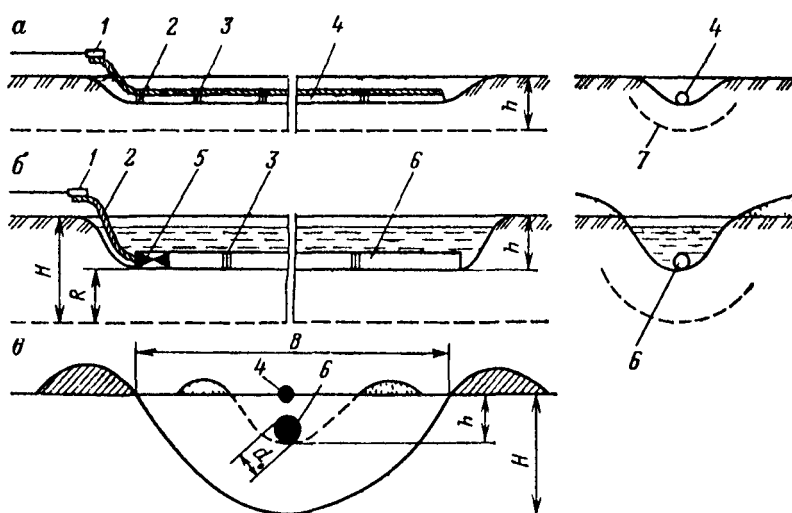


Рис. 12.4. Образование канала на болоте взрывом удлиненного горизонтального заряда:

a — схема монтажа взрывной сети для образования зарядной траншеи; b — схема монтажа взрывной сети для взрывания основного заряда; c — общая схема образования канала взрывом; 1 — ЭД; 2 — ДШ, 3 — шпагат; 4 — прострелочный заряд; 5 — боевик; 6 — основной заряд; 7 — проектный профиль канала; H — глубина канала; h — глубина зарядной траншеи; R — радиус сжатия грунта взрывом; B — ширина канала; d_0 — диаметр основного заряда

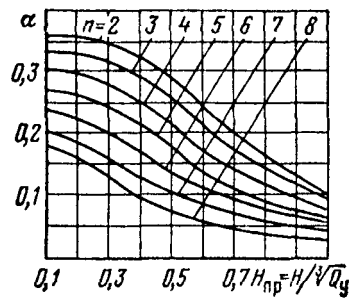


Рис 12.5 График к определению α в зависимости от приведенной глубины бола $H_{пр}$ и показателя действия взрыва n

Определяется диаметр прострелочных удлиненных зарядов:

$$d = \frac{2h}{k\sqrt{\pi\Delta}},$$

где k — коэффициент сжатия грунта взрывом удлиненного горизонтального заряда (при взрывании аммонита бЖВ в малоплотных породах $k = 0,5$, в плотных породах $k = 0,4$);

Δ — плотность ВВ в заряде (для аммонитов $\Delta = 900 \text{ кг/м}^3$).

Определяется линия наименьшего сопротивления. При показателе действия взрыва $n > 2$ значение W определяется по формуле

$$W = H - R_{сж},$$

где $R_{сж}$ — радиус сжатия.

Для заглубленного удлиненного заряда

$$R_{сж} = \alpha\sqrt{Q_y},$$

где α — эмпирический коэффициент, определяемый (рис. 12.5) по номограмме ВНИИСТА;

Q_y — масса основного удлиненного заряда, кг.

Масса основного удлиненного горизонтального заряда на 1 м определяется по формуле

$$Q_y = qW^2 f(n),$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м^3 , принимается по табл. 12.6.

Значение $f(n)$ по рекомендации ВНИИСТА определяют из выражения

$$f(n) = n^2 + 0,7(n - 1).$$

Расчет диаметра основного удлиненного горизонтального заряда определяют по формуле

$$d_0 = \sqrt{4Q_y / (\pi\Delta)}.$$

Перед массовыми взрывными работами рекомендуется провести опытные взрывы на участке длиной 20—30 м для уточнения расчетных параметров.

12.6. МЕТОДЫ СООРУЖЕНИЯ ВЗРЫВОМ ПОДВОДНЫХ ТРАНШЕЙ ДЛЯ ПРОКЛАДКИ ДЮКЕРОВ

Через реки и другие водные препятствия переходы сооружают, в основном, с укладкой трубопроводов (дюкеров) в траншею. Разработка подводных траншей — наиболее трудоемкий и сложный вид работ при строительстве подводных переходов.

Разработка тяжелых и скальных грунтов выше VII группы под водой, при условии невозможности применения различного вида плавучих технических средств, осуществляется взрывным способом — шпуровыми, скважинными или накладными, а также удлиненными горизонтальными зарядами.

Необходимость применения взрывного способа для разработки подводных траншей определяется проектом организации строительства, который должен быть согласован с Ростехнадзором, Рыбнадзором и на судоходных водоемах (в период навигации) — со службой пути пароходства. Параметры подводной траншеи устанавливают диаметром трубопровода, при этом учитывают тип грунта, способ его разработки, скорость течения воды и перемещения донных наносов.

Шпуровые заряды применяют при глубине разрыхления породы до 2 м и послойно. При этом диаметр шпуров не превышает 75 мм, а глубина их 3—5 м. Бурение шпуров производят бурильными молотками. Перед бурением шпуров с поверхности скальной породы, подлежащей рыхлению, снимается слой наносов при помощи средств гидромеханизации или других землеройных механизмов.

При расчете параметров взрывных работ определяют величину заряда, сопротивление по подошве, расстояние между шпурами и длину шпуров.

Расчетное сопротивление по подошве (W) принимается больше глубины рыхления (H) на 0,2–0,4 м, т. е.

$$W = H + (0,2-0,4).$$

Шпуры располагают по сетке с расстояниями между шпурами (a) и рядами (b):

$$a = b = mW,$$

где m — коэффициент сближения зарядов, принимаемый $m = 0,9$ при максимально допустимом размере куска $0,5$ м и $m = 0,7$ при размере куска $0,3$ м.

Длина шпуров $L = h + l_{\text{пер}}$, где h — глубина рыхления; $l_{\text{пер}}$ — величина перебура.

Длина перебура в общем случае принимается для пород VIII группы равной $10d_3$, выше VIII группы — $15d_3$, где d_3 — диаметр заряда.

Массу заряда определяют по формуле

$$Q = 0,4Lp,$$

где L — длина шпура;

p — вместимость ВВ в 1 м шпура, кг/м.

Рекомендуется применять порядное короткозамедленное инициирование при помощи ДШ.

Скважинные заряды рассчитывают так же, как и шпуровые.

Масса скважинного заряда определяется по формуле М.М. Борескова:

$$Q = (0,4 + 0,6n^3)qW^3,$$

где n — показатель действия взрыва, принимают при величине h (глубина рыхления) до 4 м равным $2,5$; при $h = 3-5$ м $n = 3$; при $h = 5-7$ м $n = 3,5$;

q — удельный расход ВВ, кг/м³.

Значения удельного расхода ВВ q (кг/м³) для различных пород при производстве подводных взрывов приведены ниже.

Песок рыхлый и пльвуны	0,4
Гравелистые породы	0,7
Супесь плотная с мелкой галькой	0,9
Суглинок плотный	1,35
Глина плотная	1,4
Скальные породы мягкие с естественными нарушениями	1,55—1,6
Известковые породы и другие скальные породы средней крепости (без трещин)	1,86
Гранитные породы	2,2

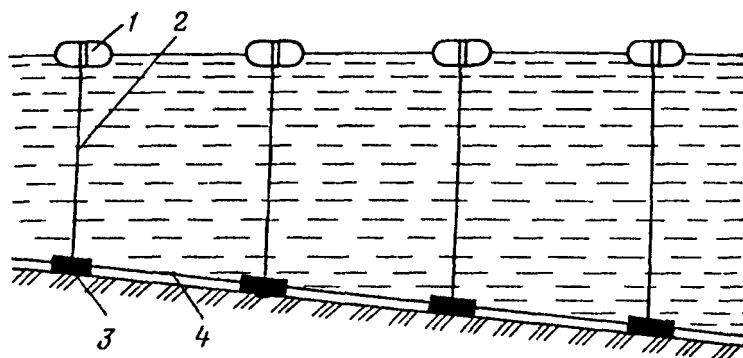


Рис. 12.6. Образование подводных траншей накладными зарядами:
1 — буйки; 2 — шнуры; 3 — заряды; 4 — ДШ

Накладные заряды применяют в случаях разработки траншей на малых переходах, при глубине рыхления пород до 1 м, при наличии труднобуримых пород, на участках водоемов, куда затруднена доставка плавучих буровых механизмов, для доработки подводных траншей до проектных отметок (рис. 12.6).

Расчет параметров взрывных работ при методе накладных зарядов проводится в следующей последовательности.

Определяют расстояние между зарядами

$$a = (2,5 \div 3,5)p_b,$$

где p_b — глубина воронки под зарядом, в среднем $p_b = 1,5h$, м;
 h — глубина рыхления, м.

Массу заряда определяют по формуле

$$Q = qp_b a^2,$$

где q — удельный расход ВВ, приведен в табл. 12.7.

Расстояние между зарядами b принимают:

для плотных грунтов $b = 0,8h$;

для трещиноватых грунтов $b = h$.

ВВ для накладных зарядов, размещаемых на дне канала или водоема, должны быть водостойчивы. При взрыве накладных зарядов должно происходить перекрытие воронок разрушения, причем если вертикальный радиус разрушения R принять за единицу, то его горизонтальный радиус составляет $(1,4 \div 1,5)R$ в зависимости от свойств грунтов.

Если верхний слой сложен мягкими грунтами, то взрывы накладных зарядов не дают необходимого эффекта. В этом случае верхний грунт до укладки зарядов следует удалять.

Таблица 12.7

Рекомендуемые удельные расходы ВВ при подводном взрывании накладными зарядами

Группа пород по СНиП	q , кг/м ³	Группа пород по СНиП	q , кг/м ³
II	12	VII	80
III	20	VIII	100
IV	30	IX	120
V	40	X	150
VI	50		

При рыхлении скальных грунтов целесообразно применение кумулятивных зарядов. При этом отпадает необходимость бурить скважины или шпуры.

Кумулятивные заряды устанавливают по оси будущей траншеи. В основании заряда закрепляют бетонные блоки для фиксации их положения. Недостаток — высокая стоимость этих зарядов.

Метод удлиненных горизонтальных зарядов применяют для неглубоких траншей с использованием в качестве ВВ пироксилиновых порохов или гранипоров, заряды которых помещают в полиэтиленовые шланги.

1. Расход ВВ на 1 м длины траншеи

$$Q = 0,5(B + b)Hq,$$

где B — ширина траншеи поверху, м;

b — ширина траншеи по дну;

H — глубина траншеи, м;

q — удельный расход пороха (табл. 12.8).

Диаметр заряда

$$d = a_n \sqrt{\frac{(B + b)H}{\Delta}},$$

где a_n — коэффициент, зависящий от плотности грунта (см. табл. 12.8);

Δ — плотность порохового заряда, г/см³.

**Рекомендуемые удельные расходы бездымного пороха
для подводного взрывания**

Категория грунта	Удельный расход пороха q , кг/м ³	Коэффициент a_n
I	1,28	0,028
II	1,77	0,033
III	1,86	0,034
IV	2,60	0,040
Скальный грунт	10,0	0,080

Производство взрывных работ под водой или на береговых участках водоема оказывает отрицательное воздействие на ихтиофауну, нанося ей определенный ущерб в результате поражающего действия гидроударной и сейсмической волн.

На основании проведенных исследований Институтом геофизики АН УССР и ВНИИСТом, установлено, что при взрыве накладных зарядов давление на фронте подводной ударной волны (ПУВ) увеличивается на 21—23% по сравнению с другими методами взрывных работ. Предложена зависимость, позволяющая при известных величинах давления (p_6) на фронте ПУВ, которые безопасны для охраняемых объектов или ихтиофауны, определять безопасные расстояния:

$$R_6 \geq \sqrt[3]{Q} \left(\frac{A}{p_6} \right)^{1/\alpha},$$

где A — коэффициент, равный 66,0 для аммонита 6ЖВ;

$\alpha = 1,14$;

Q — масса взрываемого заряда, кг.

Для практических целей при проектировании взрывных работ рекомендуется радиус опасной зоны по глушению рыбы давлением на фронте волны не более 0,3 МПа определять по формуле

$$R = c \sqrt[3]{Q},$$

где c — коэффициент для накладных зарядов равный 100, для углубленных в грунт зарядов рыхления равный 20;

Q — общая масса зарядов, взрываемых в грунте, кг.

Наиболее эффективным для технологии работ и менее опасным для ихтиофауны является короткозамедленное взрывание

скважинных зарядов, получившее наибольшее распространение в практике строительства подводных переходов.

В целях обеспечения сохранности ихтиофауны, ограждения мест подводных взрывов применяют экранирующие устройства, позволяющие гасить гидроударные волны. Экран, разработанный в Институте геофизики АН Украины, представляет собой эластичную (полиэтиленовую) оболочку, содержащую внутри пакет с газовыделяющим веществом. С помощью балласта экран устанавливается на границе раздела дно-вода, закрывая заряд ВВ на объекте ведения работ. Непосредственно перед взрывом содержимое внутреннего пакета дистанционно освобождается, смешивается с водой, и оболочка экрана наполняется пузырьками газа. В качестве газообразующего реагента используется карбид кальция.

Способ защиты водной среды при взрывах с использованием воздушно-пузырьковой завесы применяется спецуправлениями треста «Союзвзрывпром».

На нерестовых реках проектом необходимо предусматривать перерыв в ведении взрывных работ на период хода рыбы на нерест.

12.7. МЕТОДЫ ВЗРЫВНОГО СООРУЖЕНИЯ ТРАНШЕЙ В МЕРЗЛЫХ ГРУНТАХ

Взрывной способ рыхления мерзлоты применяется при глубине промерзания свыше 0,5 м.

При использовании шпуровых зарядов применяют следующую последовательность выполнения технологических операций: расчистка трассы от снега; разбивка сети шпуров; бурение шпуров и их очистка; зарядание, забойка зарядов измельченным грунтом, взрыв; планировка участка после взрыва бульдозером; разработка грунта экскаватором.

Участок траншеи делится на две заходки: на одной разрабатывают взорванный грунт, на другой — бурят, заряжают шпуры и взрывают заряды.

Расчет шпуровых зарядов ведется в следующей последовательности.

Определяют массу шпурового заряда:

$$Q = 0,7\rho h_m,$$

где p — вместимость 1 м шпура (скважины), кг/м;

h_m — мощность мерзлоты, м.

Общее число зарядов на заданную площадь **рыхления**

$$N = h_m S q / Q,$$

где S — площадь участка, подлежащего рыхлению, м²;

q — расчетный удельный расход аммонита 6ЖВ (для мерзлой глины 0,8—0,9 кг/м³; для суглинка мореного с галькой 0,7—0,8 кг/м³; для песчаных и черноземных грунтов 0,6—0,7 кг/м³).

Расстояние между шпурами

$$a = \sqrt{Q / (h_m q)}.$$

При бурении одношпindelными станками **схема расположения шпуров** — шахматная, а двухшпindelными — квадратная.

Глубина шпуров

$$l_{ш} = (0,8-0,9)h_m.$$

При взрывных работах для рыхления мерзлого грунта на торфяных болотах необходимо предварительно проверить при помощи зонда глубину промерзания на каждом участке разрабатываемой площадки.

Мерзлый слой на торфяных болотах рыхлится зарядами ВВ, размещенными в шпурах. Глубина шпуров принимается равной от 0,8 до 1,2 мощности промерзшего торфа.

Скважинные заряды применяют для рыхления и взрывов на выброс, при сооружении береговых траншей, для укладки подводных трубопроводов, а также для рыхления мерзлого грунта на равнинных участках при мощности мерзлого слоя свыше 1,5 м.

Технологическая последовательность устройства траншей в зимний период взрывами на выброс: расчистка полосы от снега; бурение скважины; зарядка и забойка скважин; взрыв зарядов.

Величина скважинного заряда $Q = 0,5ph_m$.

Остальные параметры определяются аналогично со шпуровыми зарядами.

Удлиненные горизонтальные заряды являются наиболее совершенными для рыхления мерзлых грунтов, заряды размещаются в щелях по технологии ЦНИИОТПа.

Применяют следующие сочетания зарядных и компенсирующих щелей: двухщелевая (одна щель зарядная, вторая — компенсирующая); трехщелевая (средняя щель зарядная, крайние — компенсирующие) (рис. 12.7)

При сооружении траншей шириной 0,7—1,3 м рекомендуют применять двухщелевую схему. Для сохранения наружной стенки зарядной щели от разрушения заряд необходимо располагать у противоположной стенки и прижимать к разрушаемому массиву.

При ширине траншеи более 1,3—1,5 м применяют трехщелевую схему с расположением заряда в центральной щели. Наружные стенки компенсирующих щелей служат откосами траншеи.

Основные параметры при щелевзрывном методе следующие.

1. Глубина щели

$$h_{щ} = 0,9H,$$

где H — толщина слоя мерзлого грунта, м.

2. Ширина щели равна ширине режущего органа землеройной машины и составляет 100—300 мм.

3. Расстояние между щелями

$$a = (0,9-1,3)h_{щ}.$$

4. Общий расход ВВ, требуемый для рыхления заданного объема мерзлого грунта:

$$Q = q(V - V_{щ}),$$

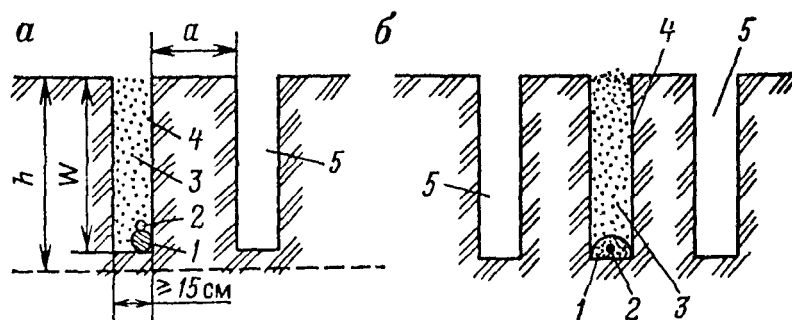


Рис. 12.7. Схема заряжения при двух (а) и трех (б) щелях:

1 — заряд ВВ; 2 — ДШ; 3 — забойка; 4 — зарядная щель; 5 — компенсирующая щель

где q — удельный расход ВВ, кг/м³;
 V — заданный объем рыхления, м³;
 $V_{\text{щ}}$ — объем грунта в щелях, м³.

В основании щели по всей длине заряда укладывают ДШ. К концам отрезков ДШ привязывают электродетонаторы.

Для нарезания щелей применяют дискофрезные и баровые машины, рабочие органы которых оснащены комплексом режущих элементов — зубков.

12.8. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ВБЛИЗИ ДЕЙСТВУЮЩИХ ТРУБОПРОВОДОВ

Взрывные работы должны вестись в этом случае так, чтобы не повредить действующий трубопровод.

Необходимо рассчитывать массу заряда и расстояния, сейсмически безопасные для действующего трубопровода.

ВНИИСТом разработаны рекомендации по технологии производства взрывных работ в мерзлых и скальных грунтах при сооружении траншей вблизи действующего трубопровода (рис. 12.8).

Порядок расчета следующий.

Определяется расстояние от заряда до действующего трубопровода:

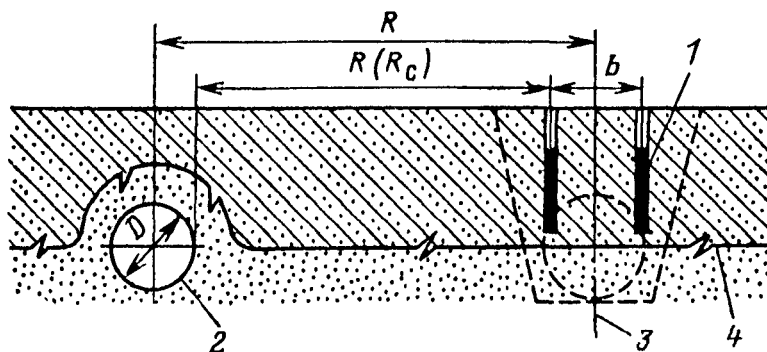


Рис. 12.8. Схема расположения зарядов при сооружении траншей вблизи действующего трубопровода при рыхлении мерзлого грунта:
1 — заряд ВВ; 2 — действующий газопровод или нефтепровод; 3 — ось строящегося трубопровода; 4 — граница промерзания

Таблица 12.9

Характеристика стальных трубопроводов

Диаметр трубопровода, мм	Толщина стенки, мм	Временное сопротивление стали разрыву, МПа	Нормативное рабочее давление, МПа
529	9,0	520	5,5
720	8,0	520	5,5
720	11,0	520	5,5
820	9,5	550	5,5
820	11,0	550	5,5
1020	11,0	570	5,5
1020	11,0	520	5,5
1020	14,0	570	5,5
1020	14,0	520	5,5
1220	12,5	600	5,5
1220	15,0	570	5,5
1220	15,0	520	5,5
1420	17,5	600	7,5
1420	19,5	600	7,5
1420	20,5	560	7,5

Таблица 12.10

Мерзлые грунты	k_r для грунтов	
	с естественной влажностью	водонасыщенных
Суглинок	1,0	0,9
Глина	0,9	0,9
Супесь	1,1	0,85
Песок	1,3	0,75
Скала разборная	0,8	0,7

$$R = R_m - \frac{D + b(n'-1)}{2},$$

где R_m — расстояние между осями действующего и строящегося трубопровода (указывается в техническом проекте), м;

D — наружный диаметр действующего трубопровода, м;

n' — число рядов зарядов;

b — расстояние между рядами, м.

Сейсмически безопасную массу заряда определяют по формуле

$$Q_c = \frac{k_r R^3 (\sigma_1 - \sigma_{пр})}{35000},$$

где R — заданное расстояние (расстояние между стенкой газопровода и ближним зарядом), м; σ_1 — расчетное сопротивление стали стенки действующего трубопровода, МПа; $\sigma_1 = 0,61\sigma_{вр}$, где $\sigma_{вр}$ — временное сопротивление стали разрыву, МПа (табл. 12.9);

k_r — коэффициент, принимаемый в зависимости от разновидности мерзлого грунта (табл. 12.10);

$\sigma_{пр}$ — приведенное напряжение в стенке действующего трубопровода, МПа.

$$\sigma_{пр} = \sqrt{\sigma_0^2 - 0,8\sigma_0\sigma_t + 0,64\sigma_t^2},$$

где σ_0 — кольцевые напряжения в стенке действующего трубопровода, МПа.

$$\sigma_0 = \frac{p(D - 2\delta)}{2\delta},$$

где p — максимальное рабочее давление в трубопроводе, МПа;

δ — минимальная толщина стенки действующего трубопровода на заданном участке взрывных работ, см;

σ_t — продольные напряжения в стенке действующего трубопровода от тепловой деформации, МПа (принимается 100 МПа).

Сейсмически безопасное расстояние между стенкой трубопровода и ближним зарядом

$$R_c = 32,7 \sqrt{\frac{Q}{k_r (\sigma_1 - \sigma_{пр})}},$$

где Q — масса заданного технологически оптимального заряда, взрывааемого мгновенно, кг.

При рыхлении скальных грунтов вблизи действующих трубопроводов определяются те же параметры, что и при рыхлении мерзлых грунтов (Q_c , R_c , R) (рис. 12.9).

Расстояние от заряда до действующего трубопровода

$$R = \left[R_m - \frac{D + b(n-1)}{2} \right] \frac{1}{\cos \varphi},$$

где φ — угол поперечного уклона косогора, градус (при расположении действующего и строящегося трубопровода в одной горизонтальной плоскости $\varphi = 0$).

Величина Q_c при заданном проектном расстоянии до действующего трубопровода

$$Q_c = \alpha k_b k_r R^3 / 400,$$

где α — коэффициент, принимаемый равным 1,0 — для зарядов нормального рыхления и 1,7 — для зарядов выброса;

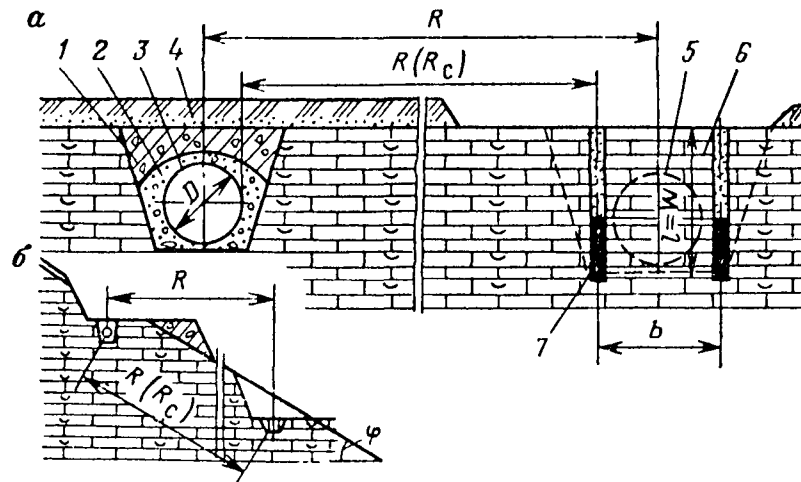


Рис 12.9. Схема расположения зарядов при строительстве траншей вблизи действующего трубопровода при рыхлении скальных грунтов на продольных (а) и поперечных (б) уклонах трассы:

1 — скальный грунт засыпки; 2 — мягкий грунт; 3 — действующий трубопровод; 4 — слой плодородной земли; 5 — проектируемый или строящийся трубопровод; 6 — разрыхляемый скальный грунт; 7 — скважинный заряд

k_b — коэффициент, принимаемый равным 0,8 в период значительного повышения влажности массива;

k_t — коэффициент, принимаемый для горячих (при $t > 40$ °С) участков трубопровода 0,7, для остальных участков 1,0.

Максимальная величина массы сейсмически безопасного заряда

$$Q_c = \alpha k_r k_n k_i k_t R^3 (\sigma_1 - \sigma_{пр}) / 35000,$$

где k_r — коэффициент, принимаемый по табл. 12.11, в зависимости от разрыхляемости скальных пород;

k_n — коэффициент, зависящий от видов защиты изоляционного покрытия трубопровода; $k_n = 0,9$;

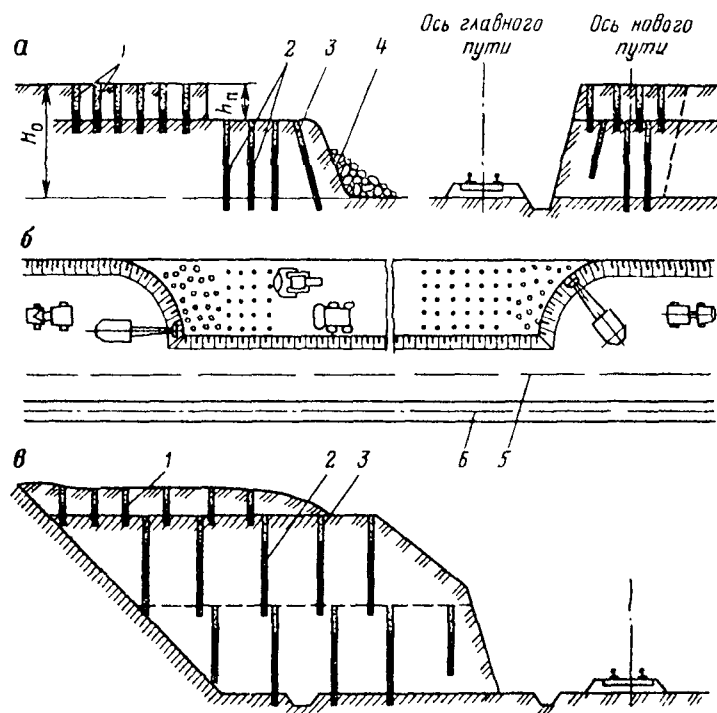


Рис. 12.10. Схемы разработки выемок при уширении под вторые пути:
 а — путем понижения уступа; б — лобовая разработка с двух сторон;
 в — многоступенная система разработки; 1 — шпур; 2 — скважины;
 3 — забойка; 4 — экскаваторный забой; 5 и 6 — соответственно ось действующего и нового путей; H_0 — общая высота уступа; h_n — высота уступа понижения

k_n — коэффициент, зависящий от назначения трубопровода (для газопровода $k_n = 1$; для нефтепроводов $k_n = 0,85$).

Значения коэффициента k_n , зависящего от изоляционного покрытия трубопровода, приведены ниже.

Подушка и присыпка из мягкого грунта	1,0
Сплошная футеровка:	
деревянные рейки	0,9
камышитовые или соломенные маты	0,85
маты из стекловолокна	1,1
синтетические материалы	1,2

Сейсмически безопасное расстояние

$$R_c = 32,7 \sqrt{\frac{Q}{\alpha k_r k_n k_i R^3 (\sigma_1 - \sigma_{пр})}}$$

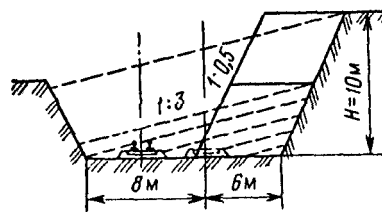


Рис. 12.11. Схема к определению объема породы, попадающей на путь при взрыве

Объем грунта, попадающего на путь, зависит от высоты взрываемого уступа, длины участка взрыва, а также метода взрывания. Ориентировочно количество грунта, попавшего на путь, можно определить графически в соответствии с рис. 12.11.

В зависимости от продолжительности «окна» и типа грунтов практикой установлен разовый

объем взрывания с учетом удаления и разделки негабаритных кусков грунта (табл. 12.11).

Рациональными схемами взрывных сетей являются поперечно-порядные, продольно-порядные, врубовые, диагональные и др. (рис. 12.12. а, б, в, г), а также схемы уширения выемки с предварительным образованием пионерной траншеи.

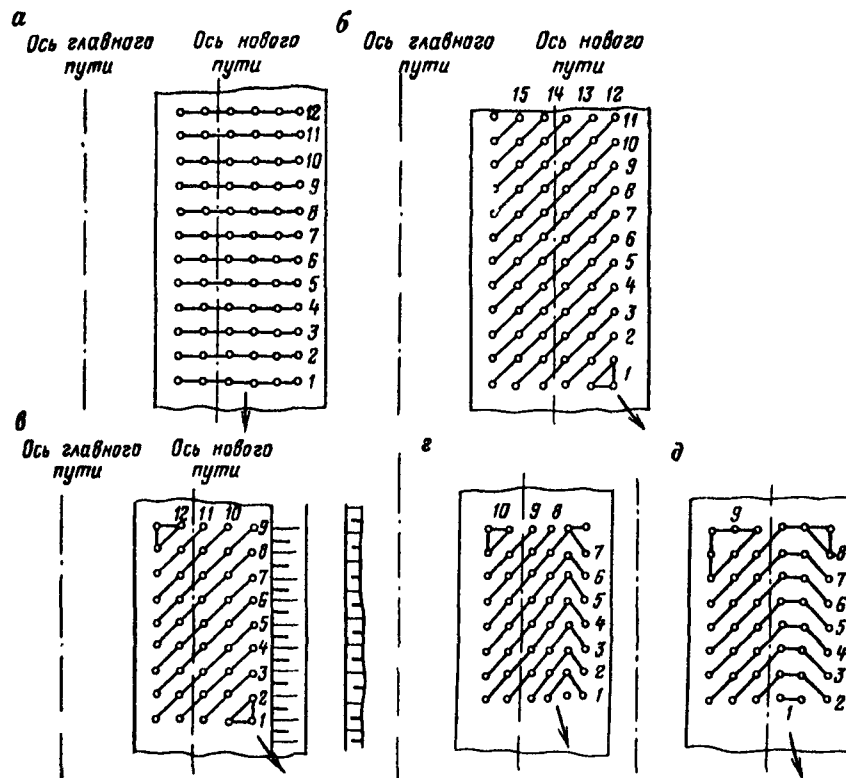


Рис. 12.12. Схемы взрывных сетей при строительстве вторых путей:
 а — поперечно-порядная; б — диагональная; в — с использованием пионерной траншеи; г — с треугольным врубом; д — с трапециевидным врубом; 1—15 — последовательность инициирования зарядов

Таблица 12.11

Рекомендуемые объемы взрывов при расширении выемок под второй путь в разных грунтах

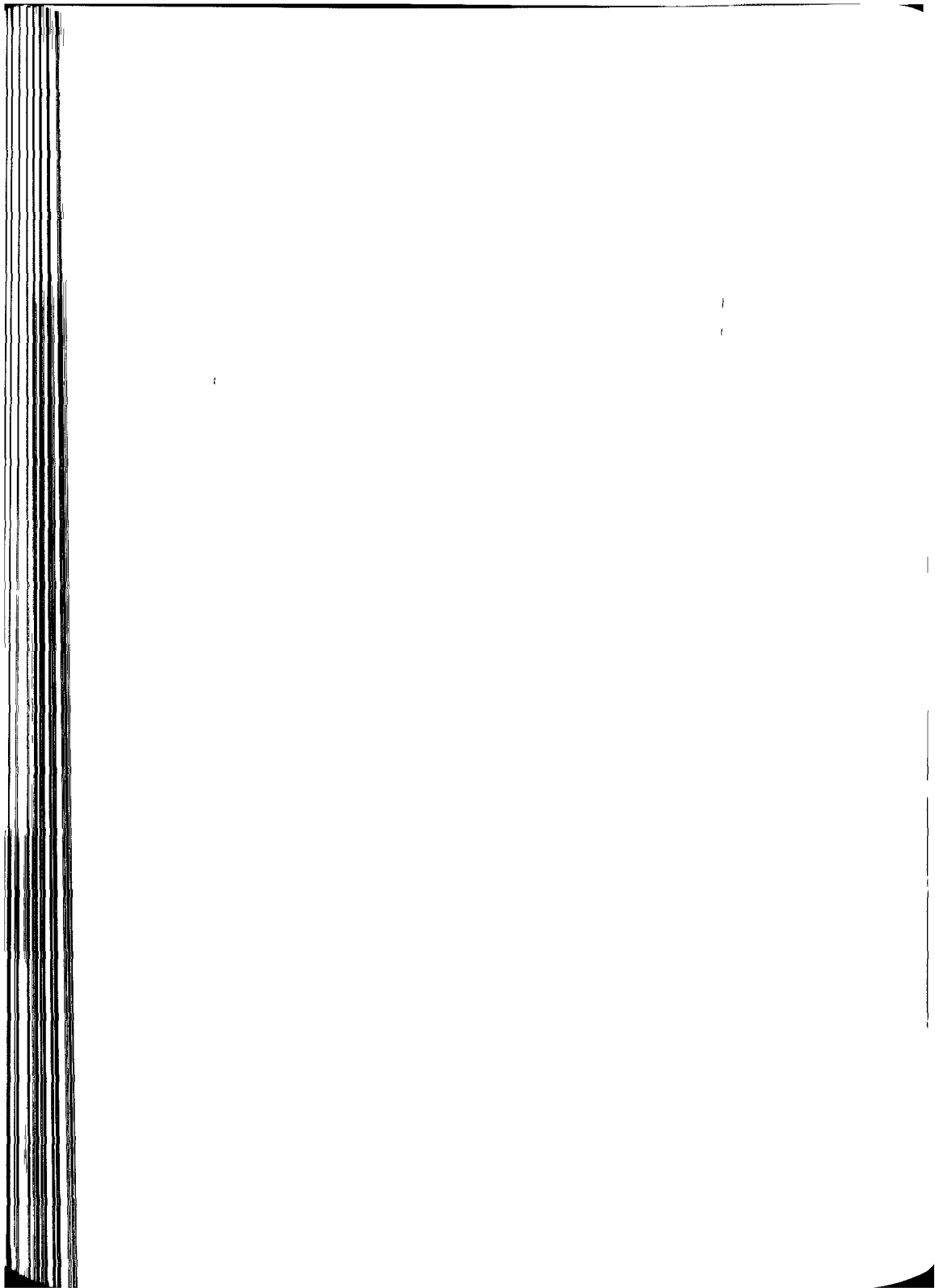
Характеристика грунтов	Продолжительность «окна», ч	Объем взрываемого грунта, м ³	
		на электрифицированных дорогах	на неэлектрифицированных дорогах
Легкодробимые	1	—	50—100
	2	400—1000	300—800
	3	500—1400	600—1500

Окончание табл. 12.11

Характеристика грунтов	Продолжительность «окна», ч	Объем взрываемого грунта, м ³	
		на электрифицированных дорогах	на неэлектрифицированных дорогах
Среднедробимые	1	—	40—100
	2	300—700	250—600
	3	400—1000	300—900
Труднодробимые	1	—	20—50
	2	150—300	120—300
	3	200—500	150—400

МЕТОДЫ
МЕХАНИЗИРОВАННОГО
ПРИГОТОВЛЕНИЯ
ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ
ВБЛИЗИ МЕСТ
ИХ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

ГЛАВА 13 —



13.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Развитие ассортимента промышленных ВВ в историческом плане, как было указано в части I учебника, для производства взрывных работ началось с применения черного пороха, безводных динамитов, порошкообразных и гранулированных тротилсодержащих ВВ, ВВ, не содержащих индивидуальных компонентов в своем составе, водосодержащих «сларри» и эмульсионных ВВ в виде обратных эмульсий (микрогранулы раствора аммиачной селитры в масле). При этом чувствительность ВВ к механическим и тепловым воздействиям у вновь создаваемых ВВ снижалась, снижалось и пылеобразование в процессе приготовления, слеживание в процессе хранения и заряжания ВВ.

Реально возможность механизировать операции заряжания, соблюдая требуемый уровень безопасности, появилась при выпуске в 60-х годах XX в. гранулированных ВВ на основе гранулированной аммиачной селитры, чешуированного и гранулированного тротила. Это различного состава граммониты, гранулол и бестротиловые гранулиты. На открытых горных работах, в первую очередь на крупных карьерах, получили распространение зарядные машины для гранулированных ВВ и еще более безопасных в обращении водосодержащих акватолов и эмульсионных ВВ (порэмиты, сибириты, тованы и др.), а также смесей эмульсий с 20—70% AN-FO или АСДТ, названные эмуланами в зарубежных странах и гранэмитами в России. В подземных условиях применяют для механизированного заряжания только гранулированных ВВ пневматические зарядчики для шпуров и скважин. Опытные образцы зарядчиков для патронированных ВВ из-за их низкой производительности не нашли широкого применения. Пока для России является открытым вопрос использования механизированного заряжания в подземных условиях наливных эмульсионных ВВ. В зарубежных странах (Швеция, США, Австралия и др.) такие машины применяют, однако их широкое распространение сдерживается из-за их высокой

стоимости и технологических проблем, при зарядании восстающих скважин глубиной 30 м и более.

13.2. МЕТОДЫ МЕХАНИЗАЦИИ РАБОТ С КОМПОНЕНТАМИ ВВ

При использовании гранулированных и водосодержащих ВВ основным компонентом является аммиачная селитра в гранулированном виде или переведенная в раствор на стационарных пунктах приготовления компонентов. В ряде случаев при близком расстоянии от химического завода до пункта хранения АС может перевозиться в автоцистернах в виде горячего раствора. Пока в России наиболее распространенной является доставка селитры в крафтцеллюлозных мешках по 40 кг. При этом на заводах или при разгрузке вагонов мешки укладывают на деревянные поддоны по 20 шт (рис. 13.1), а затем осуществляют последующие транспортные операции с ней (вагон-склад-пункт приготовления ВВ) с помощью вилочных погрузчиков во взрывобезопасном исполнении.



Рис 13.1 Хранение аммиачной селитры на поддонах (справа) и резинокордовых контейнерах

В настоящее время все шире используют резиноканевые контейнеры различных марок, емкостью 800—1000 кг, которые укладывают на открытых площадках (при сроке хранения до 30 дней) или закрытых ангарах в один или два ряда (см рис. 13.1) При доставке АС в железнодорожных вагонах-хопперах они разгружаются в боковые бункеры (рис 13 2), из которых шнеками или транспортерам ее доставляют на пункт приготовления компонентов На заводах по производству АС ее складывают в штабеля (рис. 13 3) с помощью верхней подачи контейнером с разгрузочными окнами, а затем погрузку ведут дизельным экскаватором с дальнейшей транспортировкой в автосамосвалах или перегрузкой в мягкие контейнеры (биг-бэги)

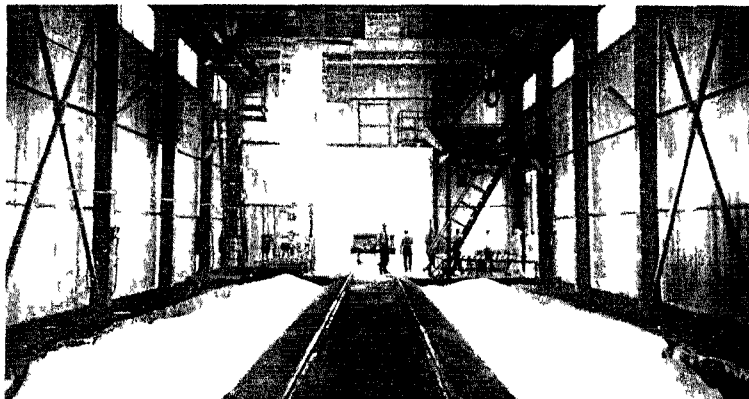


Рис 13 2 Разгрузка вагонов-хопперов в боковые бункеры

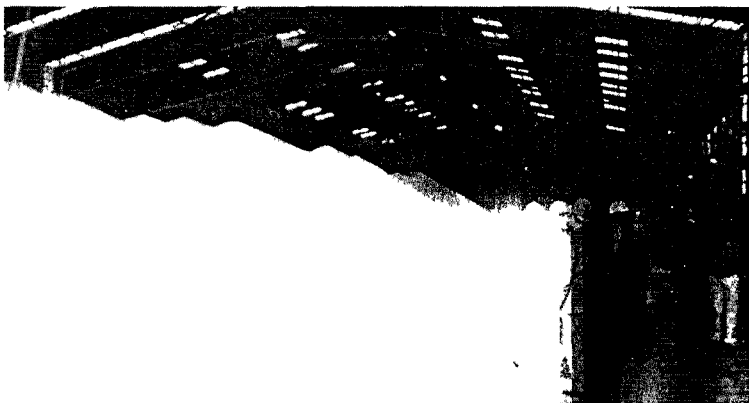


Рис 13 3 Хранение селитры в штабелях на заводах

На некоторых предприятиях устроены склады АС с грейферным погрузчиком или скрепером, которые достигают любой точки склада. Происходит вначале заполнение емкости склада, а затем ее подача на пункт. В настоящее время более удобным и надежным, с точки зрения воздействия атмосферной влаги на АС, считают способ хранения в мягких контейнерах.

Механизированную доставку АС в подземные рудники производят по вертикальным скважинам для смешения с жидкой горючей добавкой (для снижения пылевыведения иногда производят предварительное смешивание АС с соляной или минеральной кислотой). Засыпка дисперсного алюминия производится вручную.

Аналогично подаются в узел смешения при необходимости и другие твердые горючие добавки.

13.3. КЛАССИФИКАЦИЯ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ СМЕШЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ И ПОЛУЧЕНИЯ ГРАНУЛИРОВАННЫХ ВВ

Данное оборудование подразделяют:

- на стационарные пункты смешения компонентов и получение готовых ВВ;
- на мобильные автономные пункты на автомашинах, в которых обеспечивается хранение и доставка компонентов на заряжаемый блок, изготовление ВВ и его зарядание в скважины.

Это транспортно-смесительно-зарядные машины. Когда на стационарном пункте производят готовые ВВ (игданит, гранулит, граммонит), машиной осуществляют доставку ВВ и его зарядание в скважины. Это производят с помощью более простых транспортно-зарядных машин бункерного типа с шиберными затворами. На горных предприятиях работает большое число конструкций оборудования стационарных пунктов и машин, которые внедряют предприятия, институты, проектные организации и заводы уже в течение 40 лет. Ниже рассмотрены некоторые из наиболее распространенных видов оборудования.

13.4. СХЕМЫ И ОБОРУДОВАНИЕ ПУНКТОВ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ГРАНУЛИРОВАННЫХ ВВ

Стационарные пункты приготовления гранулированных ВВ отличаются производительностью и способами смешения, которые делят на барабанные, шнековые, гравитационные.

Исходными явились заводские технологические схемы приготовления порошкообразных аммонитов в барабанных смесителях (рис. 13.4), а также граммонитов и гранулитов в наклонных шнековых смесителях (рис. 13.5). В созданных на горных предприятиях технологических схемах процессы подготовки компонентов и их смешения существенно упрощены, что, как показали проверки, не ухудшило качестваготавливаемых ВВ, особенно учитывая, что их используют для заряжания скважин большого диаметра (150—250 мм) и более при критическом диаметре для этих ВВ 40—80 мм.

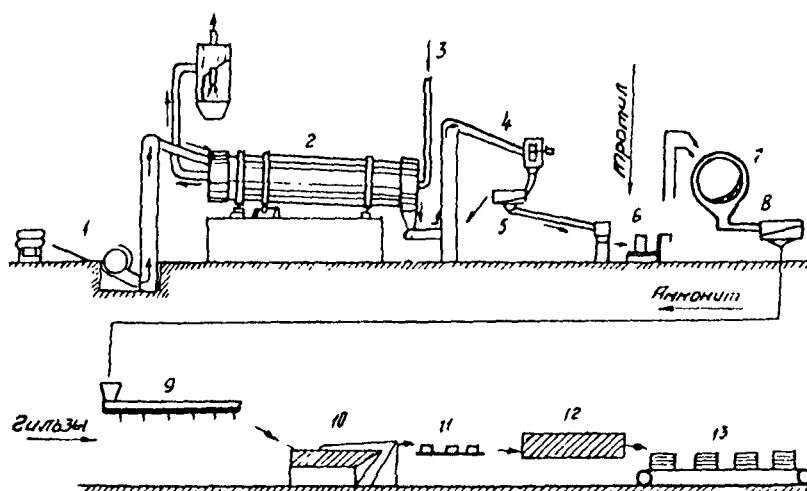


Рис. 13.4. Схема производства аммонитов:

1 — грубое дробление селитры; 2 — сушка; 3 — подача воздуха или топочных газов; 4 — тонкое дробление; 5 — просев; 6 — взвешивание селитры или тротила; 7 — обработка компонентов в смесительных барабанах; 8 — просев аммонита; 9 — патронирование; 10 — парафинирование патронов; 11 — упаковка в пачки; 12 — парафинирование пачек; 13 — укупорка в ящики

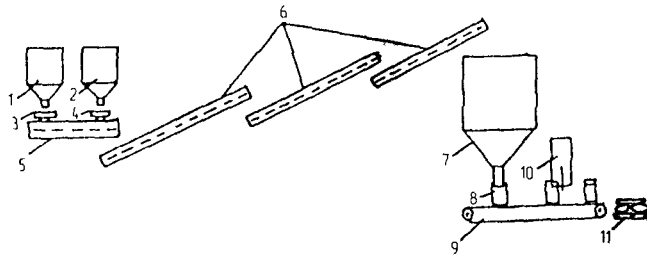


Рис. 13.5. Схема производства гранулированного ВВ:

1 — бункер для аммиачной селитры; 2 — бункер для тротила; 3, 4 — дозаторы селитры и тротила; 5 — шнек подачи и первичного смешения компонентов; 6 — наклонные шнеки-смесители граммонитов; 7 — бункер-накопитель с дозатором; 8 — мешок для ВВ; 9 — подающий конвейер; 10 — прошивочная машина; 11 — поддон для мешков с ВВ

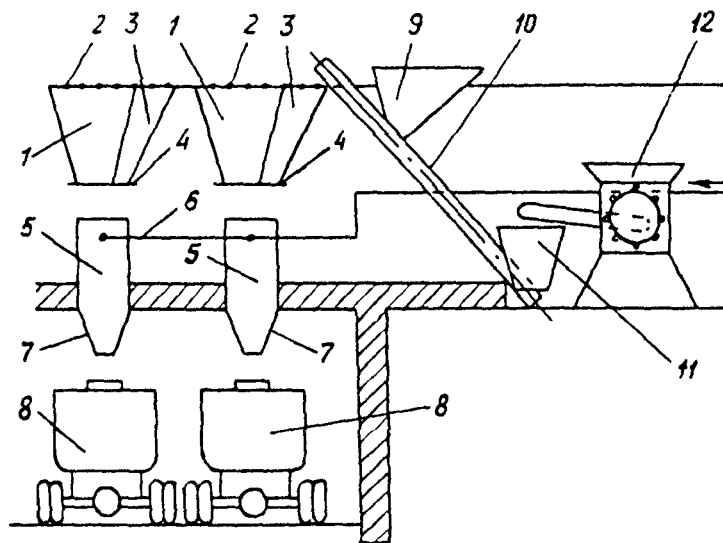


Рис. 13.6. Схема пункта приготовления гранулата УП-1 «комбизаров»:

1 — бункер для аммиачной селитры; 2 — защитная решетка на бункере; 3 — бункер для гранулированного тротила, или угольного порошка, или другой горючей добавки; 4 — регулировочный шторный затвор; 5 — гравитационный смеситель; 6 — подача жидкого горючего; 7 — течка для готового ВВ; 8 — бункер зарядной машины; 9 — резервный бункер для компонентов; 10 — шнековый конвейер подачи угольного порошка; 11 — узел сортировки угольного порошка; 12 — молотковая дробилка

Схема и оборудование стационарного пункта большой производительности (20 тыс. т ВВ и более в год) для приготовления бестротилового гранулитов и тротилсодержащих «комбизаров», разработанная ОАО «Молибден» и Сорским филиалом КИЦМ, представлены на рис. 13.6.

Такие пункты для приготовления тротилсодержащих ВВ построены и успешно эксплуатируются более 20 лет на карьере ОАО «Молибден», начата эксплуатация на Изыхском угольном разрезе, а в Междуреченске ОАО «Взрывпроме Юга Кузбасса» такой пункт используют для приготовления бестротилового гранулитов УП из смеси аммиачной селитры и угольного порошка. Особенности этих пунктов заключаются в конструкции гравитационного смесителя, на который подается дозированное количество аммиачной селитры, тротила или угольного порошка и жидкого горючего.

Гранулированное смесевое ВВ получают с высокой производительностью, а потому пункт не имеет накопительного бункера для готового ВВ, а поступает после смесителя в бункер зарядной машины.

Стационарный пункт меньшей производительности до 26 т/ч эксплуатируется во Взрывпроме при Краснобродском разрезе Кузбасса (рис. 13.7).

В данной схеме подачу и смешение твердых компонентов: селитры и угольного порошка производят с помощью шнековых конвейеров-смесителей, а жидкое горючее подается в первый шнек-смеситель δ для аммиачной селитры. Пункт также не имеет накопительного бункера для ВВ, и оно подается непосредственно в зарядную машину.

Аналогичный пункт большой производительности со шнековой схемой подачи и смешения аммиачной селитры и угольного порошка эксплуатируется в ГУП «Якутуголь» на Нерюнгринском угольном разрезе. Как и в остальных пунктах, изготовленный гранулит УП подается непосредственно в бункер зарядной машины.

Научно-исследовательским центром «Промтехвзрыв» разработан барабанный объемный смеситель циклического действия для бестротилового ВВ, в котором имеется бункер селитры объемом 0,05 м³ и более. Объем ВВ, изготавливаемого за цикл в течение 2—3 мин смешения, составляет 0,02 м³. Техническая произ-

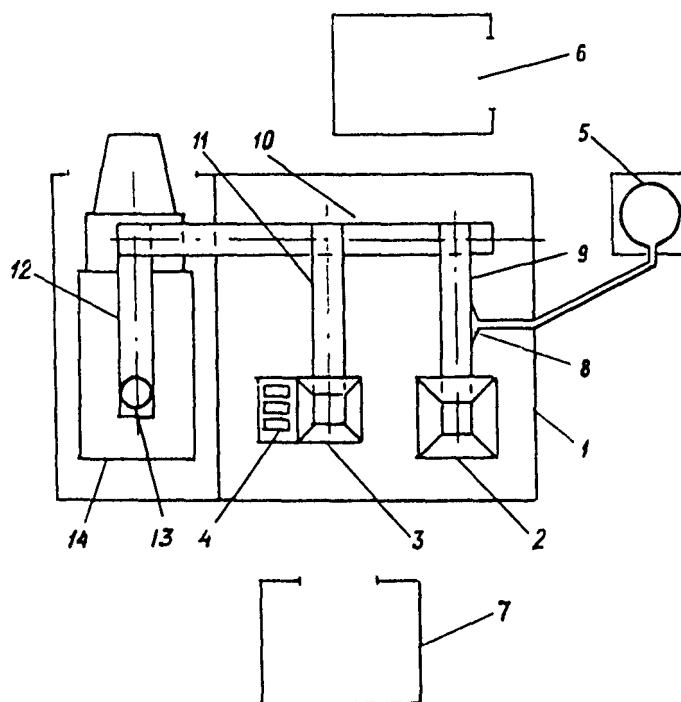


Рис. 13.7 Схема пункта приготовления углепита УП-1А Красноброедского Взрывпрома:

1 — здание; 2 — приемный бункер алюминия; 3 — приемный бункер угольного порошка; 4 — мешки с угольным порошком; 5 — емкость для жидкого горючего; 6 — склад Al; 7 — склад угольного порошка; 8 — распылитель жидкого горючего; 9, 10, 11, 12 — шнековые конвейеры подачи и смешения компонентов; 13 — выпускная течка готового ВВ; 14 — транспортно-зарядная машина

водительность пункта при объеме бункера-смесителя $0,25 \text{ м}^3$ составляет 1200 кг/ч .

НТФ «Взрывтехнология» разработано оборудование для производства относительно небольших объемов гранулированных ВВ, основной узел которого представляет переработанная во взрывобезопасное исполнение бетономешалка (рис. 13.8), в которую компоненты загружают вручную, а затем после завершения цикла смешения готовое ВВ высыпается в бункер и мешки (рис. 13.9). Последние разработки оборудования выполнены в контейнерном исполнении. Доставку АС и ВВ в мешках производят автопо-



Рис. 13.8 Ручная загрузка смесительной емкости



Рис 13.9. Выгрузка готового ВВ в бункер и мешки

грузчиком во взрывобезопасном исполнении. Данное оборудование пригодно для применения как на земной поверхности, так и в подземных рудниках, не опасных по взрыву газа и пыли.

Передвижные пункты приготовления бестротилового ВВ представляют собой зарядные машины МЗ-3, МЗ-4 и другие, которые на складах загружают аммиачной селитрой и жидким горючим, а на заряжаемом блоке производят приготовление гранулитов в шнековом смесителе-податчике, которым готовое ВВ подается в зарядный рукав и в скважину.

13.5. КЛАССИФИКАЦИЯ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРИГОТОВЛЕНИЯ ВОДОСОДЕРЖАЩИХ ВВ НА ПОВЕРХНОСТИ

Водосодержащие ВВ, как указано выше, принято различать по следующим признакам:

- суспензионные гелеобразные:

а) гранулированная аммиачная селитра + тротил + загуститель + раствор селитры (сларри, акватолы, акваниты);

б) раствор селитры + загуститель + тротил (горячельющиеся ГЛТ, карбатолы);

в) гранулированная аммиачная селитра + сенсibilизатор + загуститель + сшивка для придания гелеобразного нетекучего водостойчивого состояния;

г) эмульсионный горячий раствор аммиачной (с добавками натриевой или кальциевой) селитры + эмульгатор + жидкое горючее (индустриальное масло, дизельное топливо, мазут) + энергетическая добавка (дисперсный алюминий) + газогенерирующая добавка (эмульсионные ВВ эмулиты, порэмиты);

- суспензионные смесевые эмульсионные:

д) смеси эмульсионного ВВ с 30—70% AN-FO (суспензионные эмуланы, гранэмиты).

Для получения на стационарных пунктах или в зарядных машинах этих ВВ применяется соответствующий набор технологического оборудования.

Для обеспечения подземной технологии приготовления гранулированных взрывчатых смесей НПП «Интеррин» (Казахстан) разработано соответствующее технологическое оборудование.

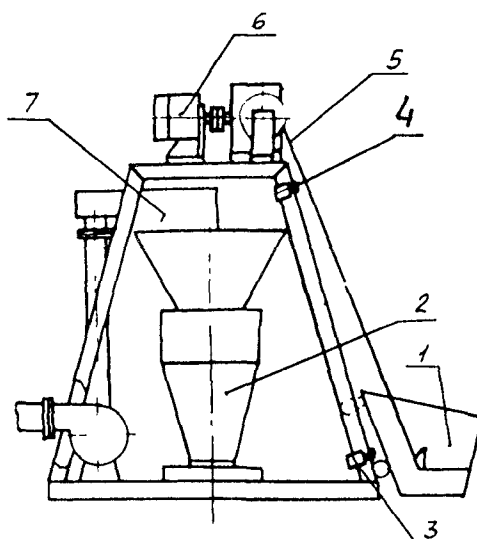


Рис. 13.10. Установка смесительная УИ-2 для приготовления бестроило-
вых ВВ

Комплект оборудования для приготовления взрывчатых смесей (рис. 13.10) включает следующие устройства: питатель циклического действия, дозаторы автоматические и ручные, смеситель, транспортные средства, контрольно-измерительные приборы.

В качестве питателя для гранулированных материалов используется скиповый подъемник, позволяющий перемещать аммиачную селитру в верхнее положение, из которого ее перемещение по технологической линии происходит под действием собственного веса.

Работа скипового подъемника осуществляется автоматически по замкнутому циклу, который включает операции загрузки, подъема, разгрузки и опускания ковша.

После загрузки включается подъем ковша. Пневмодвигатель 6 через тяговый трос 5 передает усилие на ковш 1 с роликами, и ковш перемещается в верхнее положение, при котором ролики упираются в выступы направляющих. Тяговый трос 5 продолжает перемещать ковш 1 и опрокидывает его. Содержимое ковша сбрасывается в приемную воронку 7. В конце опрокидывания срабатывает концевой выключатель 4, обеспечивающий реверс двигателя

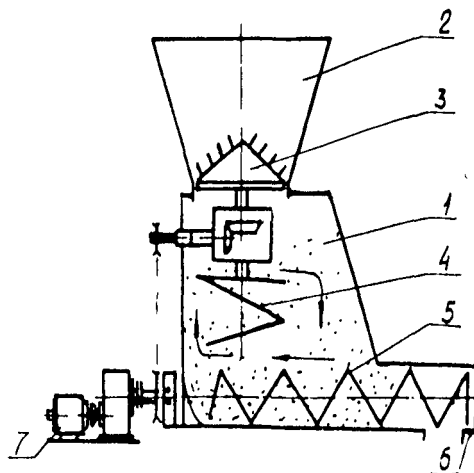


Рис. 13.11. Смеситель установки УИ-2

ля б. Затем ковш опускается в нижнее положение. После срабатывания нижнего концевого выключателя 3 двигатель б останавливается. Затем цикл повторяется. Аспирационная система предотвращает пыление материала, образующееся в приемной воронке.

Смеситель (рис. 13.11) является основным видом оборудования, определяющим приготовление ВВ.

Разработанный и применяемый смеситель оборудован горизонтальным и вертикальным шнеками. Они служат для перемешивания гранулированного компонента (аммиачной селитры) с нефтепродуктом и алюминиевым порошком.

Смеситель включает: корпус 1, приемную воронку 2, диск с регулятором установки по высоте 3, шнек-смеситель 4, горизонтальный шнек 5, выгрузной патрубок 6, двигатель 7.

Смеситель имеет два режима работы:

- режим приготовления смеси;
- режим выгрузки готового продукта.

Для подавления пыли во время загрузки смесителя на его приемной воронке смонтирована аспирационная система.

Работа смесителя в режиме приготовления смеси выполняется следующим образом.

Порция гранулированного компонента (аммиачной селитры) из ковша скипа поступает в приемную воронку 2 на вращающийся диск 3. Приемная воронка 2 и диск 3 имеют на поверх-

ности шипы высотой 20—30 мм, позволяющие дробить слежавшийся материал. Дробленный материал через регулируемую щель между корпусом приемной воронки и диском 3 просыпается вниз и поступает в корпус 1 смесителя. Регулируемый зазор между корпусом приемной воронки смесителя и диском 3 должен обеспечивать получение гранул размером не более 10 мм. Одновременно в смеситель 1 поступает жидкий компонент (нефтепродукт) вместе с порцией алюминиевого порошка.

Вращающийся горизонтальный шнек 5 перемещает массу к стенке корпуса, выдавливая ее вверх, а вертикальный шнек смесителя 4 перемещает массу вниз при одновременном сообщении ей вращательного движения. Таким образом, создается тороидальное движение массы, сочетающее движение в вертикальной плоскости и вращение вокруг вертикальной оси шнека 4, приводящее к перемешиванию компонентов.

Работа смесителя в режиме выгрузки готового продукта осуществляется следующим образом. Путем реверса двигатель 7 вращает приводной шкив в противоположном направлении, шнек 5 выдает готовый продукт наружу через выгрузной патрубок 6.

13.6. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ПРИГОТОВЛЕНИЯ СУСПЕНЗИОННЫХ ГЕЛЕОБРАЗНЫХ ВВ

В бывшем СССР в 70-х годах начаты работы по созданию суспензионных горячельющихся ВВ из смеси загущенного раствора селитры с гранулотолом типа ГЛТ (Ленинградский горный институт, Лебединский ГОК), а затем ифзанитов (по названию разработчика — бывшего сектора физико-технических горных проблем ИФЗ АН СССР, сейчас ИПКОН РАН), в которых вместо одного гранулолола используют смесь его с гранулированной селитрой, а объем загущенного раствора в заряде ВВ равен объему межгранульных пустот. В дальнейшем эти ВВ объединили по общим названием акватолы.

Процентное химическое соотношение компонентов (АС — 80%, гранулотол — 20%) в ГЛТ и ифзанитах одинаково. Ифзаниты могут выпускать с температурой смеси 40, 60 и 80 °С. Технологическая схема приготовления водосодержащих акватолов типа ГЛТ приведена на рис. 13.12. На стационарном пункте готовится горячий насыщенный раствор ($t = 85\div 110$ °С) селитры

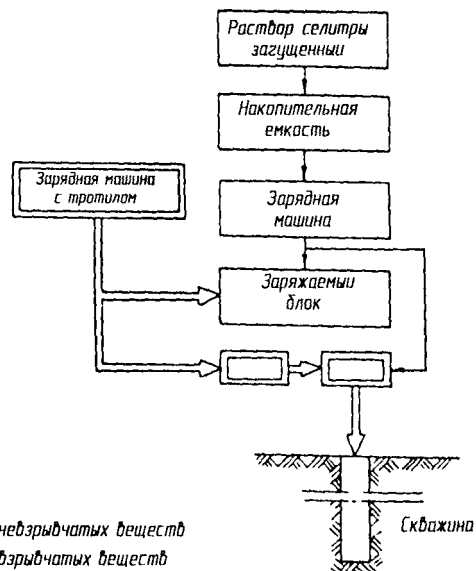


Рис. 13.12. Технологическая схема приготовления горячих акватолов типа ГЛТ-20

в аппарате-растворителе вместимостью 6—10 т с добавкой 15—17% воды по массе и загуститель (полиакриламид или карбоксилметилцеллюлоза).

Приготовленный невзрывчатый раствор подается в накопительную изотермическую емкость 20—60 м³, откуда насосом или самотеком — в транспортно-смесительно-зарядные машины «Акватол-IV» или «Акватол-III». Аппарат растворения имеет мешалку и паронагревательную кольцевую спираль для нагрева раствора. Машины доставляют горячий раствор селитры на прикарьерный пункт, где из специальной емкости-бункера в емкость машины подается 20% гранулолота. Шнековой мешалкой, расположенной в нижней части емкости, производят перемешивание жидкого раствора и гранул тротила в течение 20—30 мин, а затем полученная суспензия насосом через дозатор машины подается в скважину по шлангу под столб воды. Схема зарядной машины МЗВ-10 приведена на рис. 13.13. В ряде случаев машина с раствором селитры подается на взрываемый блок, где из другой зарядной машины МЗ-ЗБ в емкость первой подается гранулолот и перемешивается для получения суспензии ГЛТ.

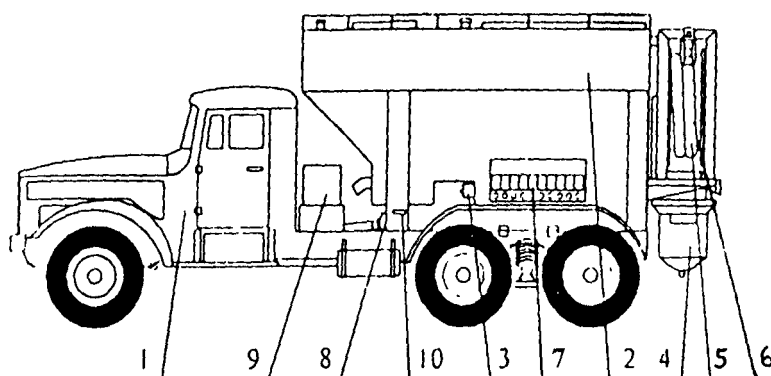


Рис. 13.13. Схема транспортно-смесительно-зарядной машины на базе КрАЗ-256Б1 МЗВ-10 («Акватол-IV»):

1 — шасси машины; 2 — емкость для раствора; 3 — шнековые питатели-смесители; 4 — дозатор; 5 — шланговый насос; 6 — барабан с зарядным шлангом; 7 — пульт управления; 8 — раздаточная коробка; 9 — узел гидроаппаратуры; 10 — ящик с электрооборудованием

За прошедший период вследствие недостаточного внимания к этим разработкам институтов-разработчиков промышленных ВВ, а также машиностроительной базы министерства-поставщика ВВ, определенной химико-технологической недоработки композиций ГЛТ и ифзанитов весь комплекс вопросов, связанных с их изготовлением и получением зарядов со стабильными свойствами не завершен, несмотря на то, что их изготовлено на предприятиях более 500 тыс.т. Пионеры внедрения этих разработок — проф. А.Н. Ханукаев, проф. Г.П. Демидюк, ряд крупных горных предприятий — Норильский ГМК, Лебединский ГОК, Оленегорский ГОК, Костомукшский ГОК, Полтавский ГОК и др.

Главный недостаток суспензионных ГЛТ — в их расслаиваемости вследствие разной плотности раствора селитры и гранулолога. Не были найдены отечественные загустители, которые обеспечивали бы физическую стабильность скважинного заряда в скважине. Работами МГИ, НИИКМА и КМАвзрывпрома состав ГЛТ был усовершенствован за счет повышения температуры раствора селитры до 100—110 °С и создания ВВ типа «прямой» эмульсии (раствор АС + расплав тротила).

ВВ типа ГЛТ-20 обладает еще одним недостатком, кроме оседания гранулолога на дно скважины, в процессе твердения

суспензии из нее выделяется вода, которая в верхней части заряда образует конус, заполненный раствором селитры, с размерами в диаметре в верхней части от 100 до 200 мм и глубиной до 3,0 м и более. Это можно было бы считать достоинством данного ВВ, если бы заряд и в верхней части содержал расчетный процент тротила, т. е. происходило образование конического заряда. Но поскольку в верхней части заряда процент содержания тротила, по данным НИИКМА, снижается до 7—10%, то такое ВВ обладает недостаточной энергией, выделяет повышенное количество ядовитых оксидов азота, приводит к низкому качеству дробления верхней части уступа.

Ифзаниты, кроме низкой водоустойчивости, обладают низкой подвижностью для высокопроизводительной подачи их в скважину с помощью насосов, а поэтому малопригодны для заряжания обводненных скважин, особенно под столб воды. Для их применения необходимо использовать перистальтические насосы, не выпускаемые в России. В зарубежных странах аналогичные гелеобразные водоустойчивые водосодержащие ВВ под общим названием «сларри» широко выпускаются с 50-х годов различными фирмами США, Канады, Китая, Югославии в непатронированном и патронированном видах.

В качестве энергетических добавок применялся тротил, бездымный порох, дисперсный алюминий, жидкое горючее, монометилнитрамин и др.

Фирмы, производящие эти ВВ, дают им различные названия: нитро-карбо-нитраты, сларинокс, NCN-600, остиниты, ДОУ, товекс и др. Технологические схемы приготовления ВВ обеспечивают на стационарном пункте приготовление исходных компонентов с последующей загрузкой их в зарядные машины, где производят их смешение и приготовление ВВ, т. е. зарядная машина, как правило, превращена в самоходный завод приготовления смесей-суспензий ВВ и их заряжание в скважины.

Заслуживает внимания предложение фирмы «Мега-мекс» (Индия) технологии приготовления ВВ NCN-600, содержащего 75% аммиачной селитры, воду, уротропин, гуаргам и дихромат натрия.

Этот акватол NCN-600 имеет плотность до 1,3 г/см³, скорость детонации до 5,0 км/с, энергию 960 ккал/кг и критический диаметр 100 мм.

В качестве зарядной машины используется автобетоносмеситель с вращающейся емкостью-бочкой с установленным на нем насосе для подачи ВВ под столб воды. Существенно то, что в составе NCN-600 содержится в основном гранулированная селитра и значительно меньше раствора, чем в ГЛТ. Из этих ВВ готовят и патроны диаметром 180 мм.

13.7. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВВ

В бывшем СССР, вместо доработки составов ГЛТ, министерство-поставщик ВВ, учитывая имевшийся опыт 70-х годов XX в. США, Швеции, Канады и других стран, начало разрабатывать составы отечественных эмульсионных ВВ типа эмулитов, схема изготовления которых показана на рис. 13,14; 13,15. В отличие от последних в составе ВВ использовали отечественный эмульгатор, вместо минерального масла применяли топочный мазут, вместо полых микросфер использовали газогенерирующую добавку ГГД (нитрит натрия). Созданы зарядные машины «Порэмит-IV», а затем институтом НИПИГормаш зарядные машины МЗВ-8 на базе



Рис. 13.14. Структурная схема изготовления на стационарном пункте эмульсионного ВВ для механизированного заряжения с накопительной емкостью:

————— обязательная комплектация
 - - - - - возможная комплектация

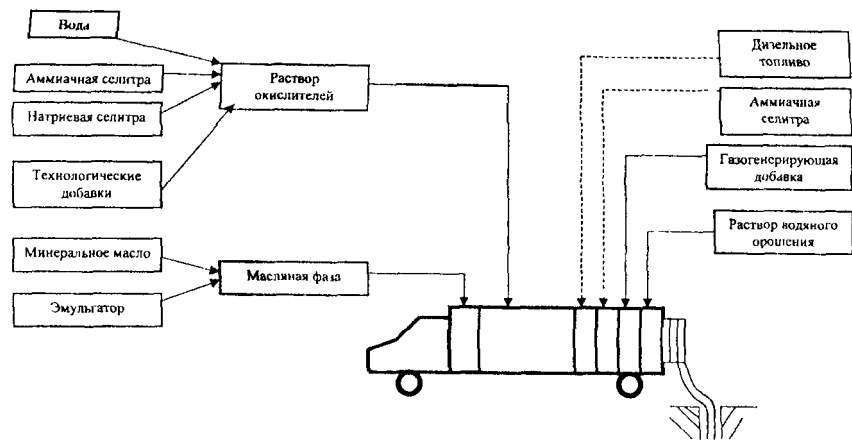


Рис. 13.15. Структурная схема изготовления на стационарном пункте эмульсионного ВВ для механизированного заряжания без накопительной емкости:

——— обязательная комплектация
 - - - - - возможная комплектация

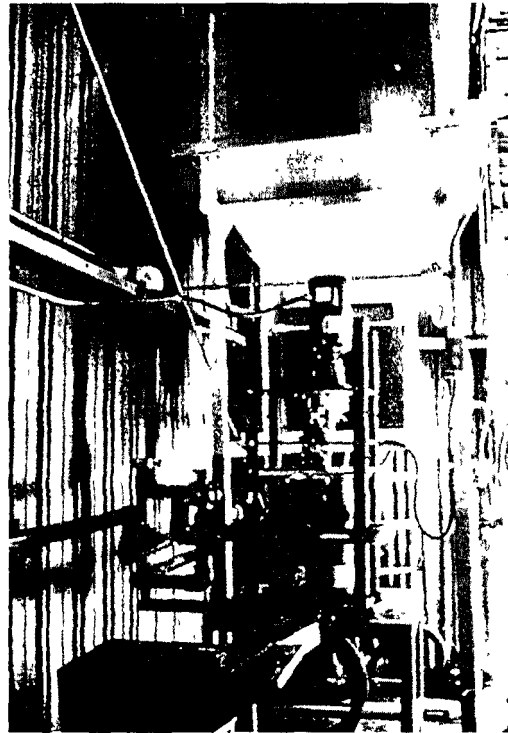


Рис. 13.16. Загрузочный бункер и миксер для микро-скопических полых стеклянных шариков

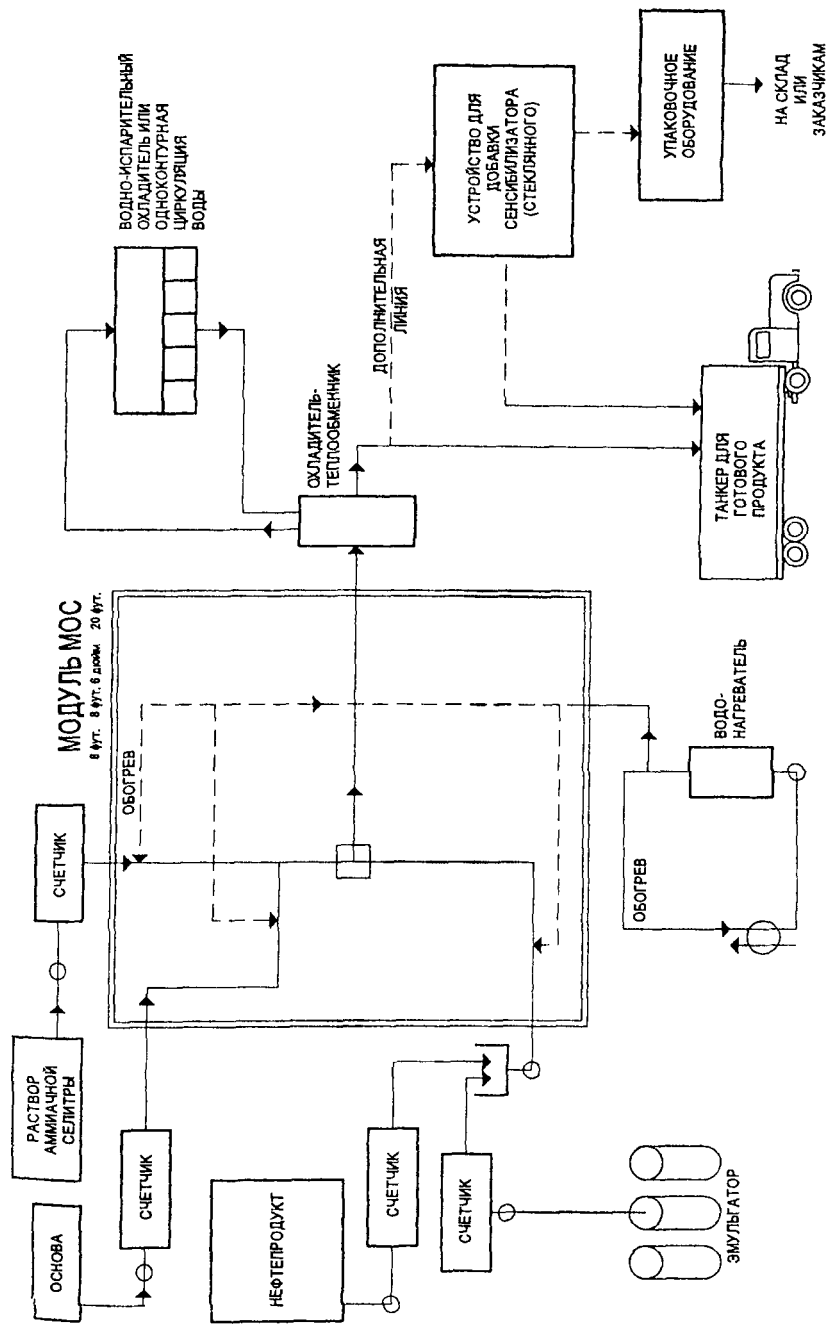


Рис. 13.17. Схема производства эмульсии по технологии RTI со стеклянными микросферами

КрАЗа грузоподъемностью 8 т и МЗВ-20 на базе БелАЗа-540 грузоподъемностью 20 т. Построены опытные установки приготовления эмульсии на ОАО «Лебединский ГОК», ОАО «Ураласбест» с накопительной емкостью (рис. 13.14) и без такой (рис. 13.15), ОАО «Апатит». Эмульсии производят двух типов: готовые ВВ с вводом в нее полых стеклянных микросфер (рис. 13.16). Схема производства такой эмульсии показана на рис. 13.17. В другой тип эмульсии вводится газогенерирующая добавка (нитрит натрия). Эта эмульсия считается невзрывчатой и приобретает свойства ВВ через 40—50 мин после введения ГГД и перемешивания ее на машине в статическом смесителе перед подачей в зарядный

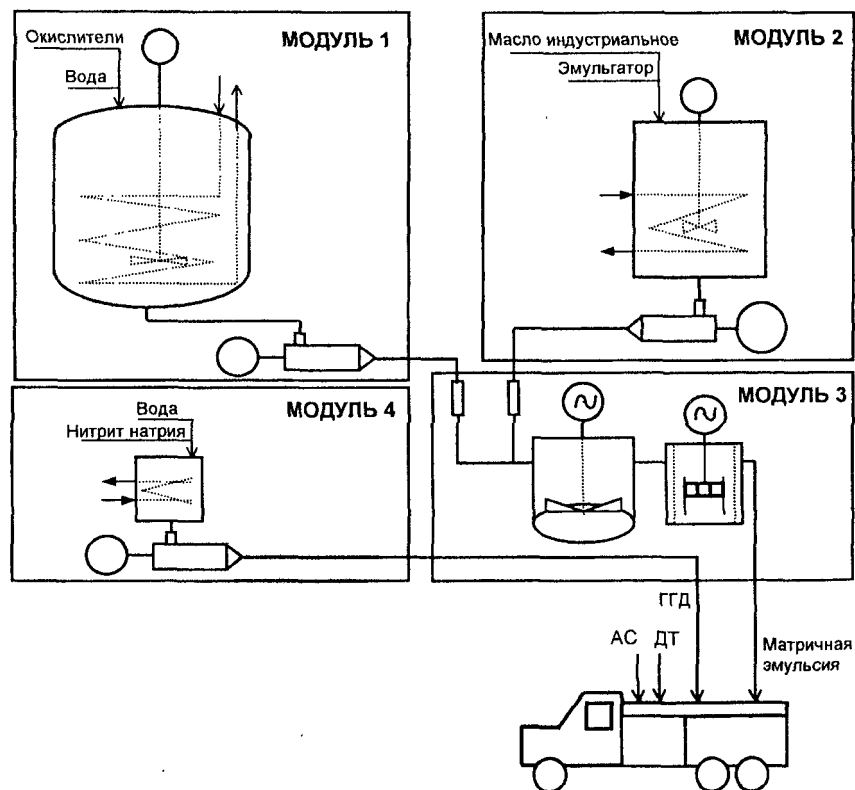


Рис. 13.18. Схема получения ЭВВ в модульном исполнении ГосНИИ «Кристалл»:

1 — модуль приготовления раствора окислителя; 2 — модуль получения эмульсии; 3 — модуль приготовления смеси горючего с эмульгатором; 4 — модуль приготовления ГГД

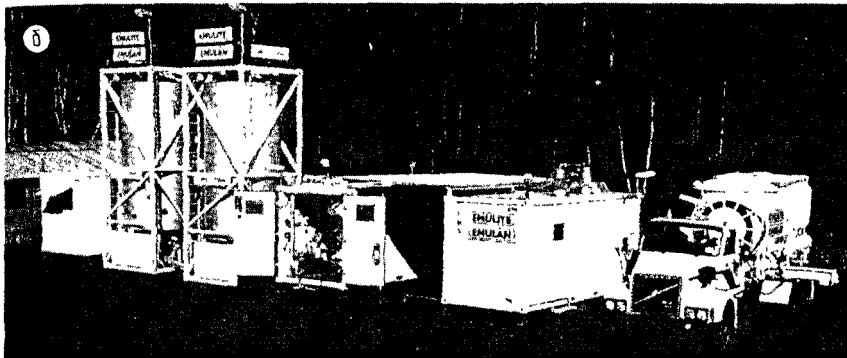
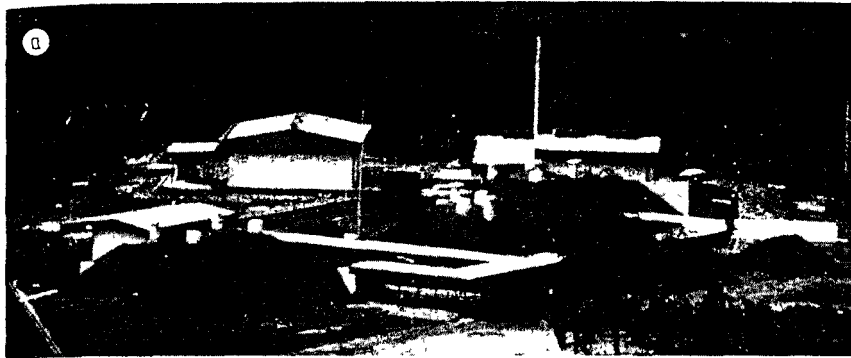


Рис. 13.19. Общий вид зарубежных заводов-пунктов по производству эмульсионных ВВ с микросферами:
a — завод-пункт обычного типа; *б* — завод-пункт модульного типа

шланг, опущенный в скважину. Технологическая схема приготовления эмульсионных порэмитов приведена на рис. 13.18.

Зарубежные фирмы США, Канады создают компактные модульные установки и зарядные машины-заводы для приготовления и применения эмульсионных и смесевых (эмульсия + + AN-FO) ВВ. В качестве примера на рис. 13.19 показан общий вид пункта комплекса фирмы ETI (США) для приготовления эмульсии с двумя накопителями-емкостями для эмульсии вместимостью по 60 т каждая. Приготовление эмульсии производят в модульной установке контейнерного типа (рис. 13.20). Загрузку готовой эмульсии производят в цистерну вместимостью 15 м³ (рис. 13.21) для доставки на большие расстояния (более 100 км) или машину (рис. 13.22), которая транспортирует компоненты ВВ на карьер и позволяет получать AN-FO и смесь эмульсии с

AN-FO в различных соотношениях. Фирма ETI рекомендует применять для активации эмульсии и превращения ее в ВВ стеклянные полые микросферы, которые на стационарном пункте добавляют в количестве до 2% по объему в эмульсию с помощью специального миксера (см. рис. 13.16).

Другой тип универсальной транспортно-смесительно-зарядной машины-минизавода показан на рис. 13.23, а.

Промышленные взрывы, проведенные КМ Авзрывпромом при испытаниях порэмита на карьерах Лебединского и Стойленского ГОКов, показали, что обычный порэмит годен для взрывания трещиноватых пород с коэффициентом крепости по М.М. Протодяконову до 12, а с добавками 4 и 8% алюминиевого порошка — для пород любой крепости. Однако не было установлено, почему при опытных взрывах с большими удельными расходами порэмита средний размер куска взорванной горной массы был в 1,5—2,0 раза больше, чем при использовании штатных гранулированных ВВ. Единственным объяснением этого является плохое перемешивание газогенерирующей добавки (ГД) в смесительном узле зарядной машины «Порэмит», в результате чего фактически детонировала только часть активированного ГД заряда. Проверить это предположение на практике невозможно, так как на зарядной машине нет приборов экспресс-контроля полноты перемешивания компонентов по сечению заряда.

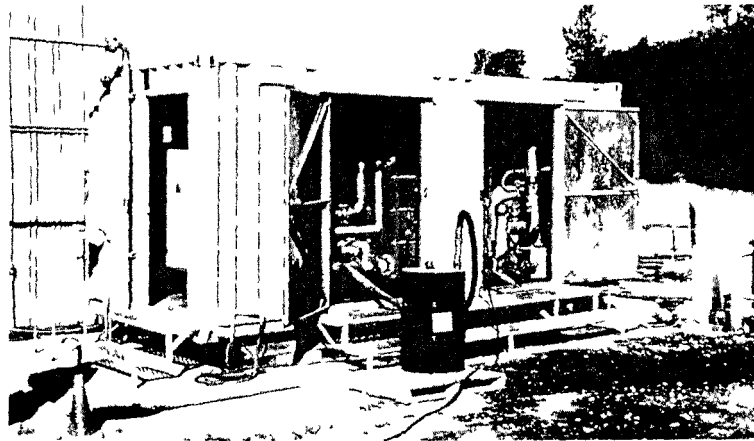


Рис. 13.20. Модульная установка для приготовления эмульсии в контейнере 6 м «земля—море» фирмы ETI (Канада—США)

Представители зарубежных фирм «Айрико» (США), «Нитро-Нобель» (Швеция) и другие считают более дешевым и достаточно надежным использовать при приготовлении порэмита минеральное масло и ГГД. В ноябре 1990 г. на опытной установке завода «Калиново» в г. Асбесте во время ее работы произошел взрыв с травмированием 84 человек, в том числе 15 с летальным исходом. В результате взрыва полностью разрушены здание пункта, все технологическое оборудование и зарядная машина МЗВ-8, стоявшая под загрузкой эмульсии. Окружающие здания других производств получили от воздействия воздушной ударной волны различную степень повреждения и не пригодны без капитального ремонта к дальнейшей эксплуатации.

Изучение акта расследования аварии показывает, что причина взрыва фактически не установлена, а высказанные версии относятся к категории маловероятных.

Обратная эмульсия представляет собой гомогенную смесь микроскопических капель горячего раствора аммиачной и натриевой селитр, окруженных тонким слоем эмульгированного топочного мазута, который содержит в своем составе (по ГОСТу) легколетучие с температурой испарения 60 °С жидкие фракции и серу. Таким образом, обратная эмульсия содержит в своем составе окислитель, горючее и компоненты, способные ее активизировать



Рис. 13.21 Общий вид автоперевозчика раствора АС (неактивированной эмульсии)



Рис. 13.22. Общий вид смесительно-зарядной машины

без нитрита натрия, применяемого в качестве газогенерирующей добавки. Кроме того, в процессе эмульгирования в получаемую эмульсию могут захватываться пузырьки воздуха. Отсюда следует, что эмульсия даже без активизации может считаться низкочувствительным взрывчатым веществом с большим критическим диаметром в отличие от горячих растворов селитр, применяемых при изготовлении ВВ типа ГЛТ.

В августе 1993 г. на карьере Лебединского ГОКа через 4 часа после окончания заряжания ГЛТ-20 в процессе первого этапа монтажа взрывной сети без установки КЗДШ-69 (РП-8) произошел преждевременный взрыв, в результате которого погибло 12 человек и несколько человек было травмировано. Выдвинутые наиболее реальные версии преждевременного взрыва следующие:

- автокаталитические реакции между пиритом и горячим раствором селитры;
- трение тротил-гексогеновой шашки ТГ-500 о стенку скважины в процессе технологии монтажа сети (опускание ее на шнуре);
- нештатное воздействие на ДШ (удар падающего камня, перебивание шнура камнем и т. д.).

Ни одну из перечисленных версий не удалось подтвердить экспериментально, а поэтому нельзя исключать террористиче-



Рис. 13.23. Транспортно-смесительно-зарядная машина-минизавод фирмы «Орика» (а); автосмеситель Tovan 1701 в процессе зарядания (б)

ский акт со стороны недовольных работников, тем более в этом случае могли быть подвергнуты самым строгим наказаниям проектировщики взрыва, работники КМавзрывпрома, рудоуправления и комбината ОАО «Лебединский ГОК». Работы по выявлению причин преждевременного взрыва не завершены.

Эмульсионные ВВ изготавливают в виде эмульсий типа «вода в масле». Дисперсная фаза состоит из раствора окислитель-

ных солей, взвешенных в виде микроскопических капель, окруженных непрерывной топливной фазой. Получаемая в результате эмульсия стабилизируется и предохраняется от жидкостной сепарации с помощью эмульгатора. Поскольку каждая микро-частица окислителя покрыта масляной оболочкой, эмульсия обладает отличной устойчивостью к воде, и таким образом эффективность ее функционирования в воде не зависит от упаковки. Наполнитель — как, например, мельчайшие пузырьки воздуха или стеклянные полые шарики — может затем диспергироваться по всему объему базовой эмульсионной основы, что обеспечивает контроль плотности и чувствительности. Консистенция эмульсии может варьироваться в широких пределах с тем, чтобы соответствовать широкому спектру взрывных работ — от твердой основы для патронирования до жидкой, обеспечивающей возможность закачивания в шпур.

Эмульсии обладают более высокой скоростью детонации и, следовательно, более высоким детонационным давлением по сравнению с ВВ на основе водяных гелей или ANFO в аналогичных диаметрах. Эмульсии обладают высокой степенью стабильности в широких температурных пределах. Как правило, эмульсии ETI имеют срок хранения один год.

Эмульсионные ВВ обладают высокой эффективностью в основном за счет микроскопического размера их частиц. В сравнении взрывчатые материалы, имеющие гранульную структуру с варьирующимся размером частиц — такие, как, например, ANFO или водяные гели — не имеют постоянной скорости горения частиц и, таким образом, не столь эффективны. Согласно результатам независимых исследований эффективность эмульсий составляет 93% (для сравнения: эффективность самых высококачественных водяных гелей составляет всего 70%). («Сравнительный анализ различных ВВ на водяной основе» — Comparison Between Different Water-Based Explosives).

Несомненно, что технология приготовления ВВ типа порэмита оказалась более опасной, чем ГЛТ, а приравняв приготовление эмульсии порэмита к взрывоопасной, надо признать, что строящиеся пункты для приготовления эмульсий на горных предприятиях — это мастерские приготовления ВВ с необходимостью изменения требований к их размещению, режиму эксплуатации и конструкции. Это в конечном счете приве-

дет к дальнейшему удорожанию строительства, тем самым, снижению уровня безопасности выполнения взрывных работ по сравнению как с заводскими ВВ, так и ВВ типа акваторов, тем более, что остался невыясненным в обеих рассмотренных катастрофах инициатор взрыва. Поэтому на данном этапе целесообразно продолжить широкое изучение свойств эмульсий.

С учетом мирового опыта создания водостойчивых ВВ в КНР были разработаны оригинальные составы эмульсионных ВВ, аналогичных эмультам. Оригинальность этих составов в том, что при их приготовлении используют эмульгаторы («ноу-хау»), получаемые из продуктов перегонки нефти, а установка эмульгирования горячего раствора селитры имеет большую вместимость (до 1,5 т готовой эмульсии) и выполнена в виде цилиндрического бака с мешалкой пропеллерного типа из нержавеющей стали.

Газогенерирующая добавка (нитрит натрия) добавляется в установку эмульгирования. Таким образом, вместо невзрывчатой эмульсии на пункте (в установке эмульгирования) получают готовое к употреблению эмульсионное достаточно подвижное ВВ с видимыми газовыми пузырьками. ВВ фасуется порциями по 20 кг в мешки многоразового использования с полиэтиленовым вкладышем и транспортируется на склад ВВ, где может храниться до трех месяцев, или непосредственно на взрываемый блок. Зарядание выполняют вручную. При этом у скважины из мешка вытряхивают полиэтиленовый вкладыш с ВВ, надрезают его и сбрасывают ВВ вместе с вкладышем в скважину на столб воды. Эмульсионное ВВ имеет плотность 1,25—1,3 г/см³, а потому тонет в воде и создает нормальный (по полученным от производителей данным) заряд. Отказов при взрывании таких скважинных зарядов не наблюдалось. На железорудном карьере Нанфунь (КНР) построен завод по производству эмульсии и аппаратов смешения горючего с газогенерирующей добавкой по патенту фирмы «Айрико» (США).

Установка приготовления эмульсии находится в отдельном здании и состоит из аппарата растворителя селитры вместимостью 12 т с добавкой загустителя («ноу-хау») и двух накопительных емкостей 40 и 60 т загущенного раствора селитры. По гибким трубопроводам раствор селитры насосом подается в цистерну вместимостью 16 т транспортно-смесительно-зарядной

машины «Айрико» (США). Снаряженная раствором селитры машина подъезжает к другим зданиям, где в отдельные емкости подаются горючее в смеси с эмульгатором, газогенерирующая добавка («ноу-хау») и горячая вода для промывки. Смешение компонентов происходит непосредственно у скважины в аппарате эмульгирования, приобретенном фирмой у шведской фирмы «Нитро-Нобель».

Таким образом, КНР применяет две разные технологии приготовления эмульсионных ВВ: получая готовое ВВ на пункте или получая готовое ВВ у скважины, не смешивая горючее и окислитель, как делается в России. Первая технология используется при больших объемах применения ВВ.

На карьере Нанфынь успешно применяют водосодержащие водостойчивые ВВ типа «Сларри» с использованием механизированной технологии американской фирмы «Айрико». На карьере работают как американские зарядные машины этой фирмы, так и изготовленные в Китае.

Чисто эмульсионные ВВ обладают невысокими взрывчатыми характеристиками, т.к. они представляют собой жидкое ANFO с плотностью ВВ в заряде 1,2—1,25 г/см³. Потому в состав зарубежных эмультов и отечественных порэмитов вводится дисперсный алюминий в количестве 4—12%. В этом случае взрывчатые характеристики ВВ повышаются и они становятся пригодными для взрывания крепких высокоплотных пород типа железистых кварцитов. При этом стоимость ВВ существенно возрастает и затраты на отбойку становятся близки к условиям использования гранулола, т. е. существенно дороже, чем при использовании акватолов.

Поэтому в зарубежных странах вместо дорогого дисперсного алюминия в эмульты стали добавлять ANFO в количестве от 30 до 70%. По массе при этом при содержании ANFO до 40% полученное суспензионное ВВ пригодно для подачи его в скважину насосами под столб воды. При большем содержании ANFO ВВ подается в скважину шнеком с поверхности. Эти ВВ изготовлены и в России и получили название «гранэмиты». Зарубежные ВВ называют эмуланами или тяжелыми эмульсиями. Созданы специальные зарядные машины для таких смесевых ВВ. Машины имеют емкость для селитры, жидкого горючего и эмульсии. Вначале готовят ANFO в наклонном шнеке и ВВ подают в бункер, откуда шнековым податчиком-смесителем — к винто-

вым насосам. В трубу шнека подается необходимое количество эмульсии, которая из второго бункера захватывается винтовыми (героторными) насосами и подается в зарядный шланг длиной до 30 м для заряжания ВВ в скважину под столб воды. При этом газогенерирующая добавка не применяется, а активация ВВ достигается за счет применения в ANFO пористой селитры. В настоящее время на зарубежных карьерах более 80% эмульсионных ВВ используют, смешивая их с ANFO, за счет чего повышаются на 10—15% энергетические характеристики ВВ, плотность заряда и снижается стоимость применяемой смеси. Таким образом, чисто эмульсионные ВВ менее эффективны, чем суспензионные смеси, и не имеют перспектив широкого применения.

Сказанное позволяет утверждать, что водосодержащие гелеобразные ВВ при их правильном изготовлении по всем параметрам также экономичны и эффективны.

Характеристики водосодержащих гелеобразных эмульсионных ВВ приведены в табл. 13.1—13.5.

Таблица 13.1

Горячелюющие водосодержащие ВВ

Показатели	Значение показателей для различных марок		
	ГЛТ-20 ТУ 84-03-50-77	ГЛТ-20 М	ГЛТ-20ГК ТУ Гои КФАИН-2-88
Селитра аммиачная	69,3±3,0	65,3±3,0	71,0±3,0
Вода	7,7 + 1,0	7,7±1,0	—
Тротил или гранулолотол	20,0±3,0	20,0±3,0	20,0±3,0
Карбамид (мочевина)	—	4,0±1,0	—
Кремниевый гель	—	—	9,0 ±1,0
КМЦ или полиакриламид	3,0 ±1,0	3,0 + 1,0	—
Хромпик (бура)	0,015 ± 0,005 (0,09±0,003)	—	—
Теплота взрыва, кДж/кг (ккал/кг)	3678 (877)	3670 (876)	4058 (968)
Скорость детонации, км/с	4,9—5,0	4,9—5,0	4,9—5,1
Плотность, г/см ³	1,4—1,45	1,4—1,45	1,45—1,55

Таблица 13.2

Карботолы

Показатели	Значение показателей для марки карботола	
	ГЛ-ЮВ	15Т
Селитра аммиачная	57,0±3,0	67,0±3,0
Карбамид	13,0±2,0	13,0±2,0
Тротил	10,0±2,0	15,0±2,0
Порошок алюминиевый	15,0±2,0	—
КМЦ	0,8±1,5	0,8±1,5
Вода	4,0±1,0	4,0±1,0
Теплота взрыва, кДж/кг	5684	3427
Скорость детонации, км/с	4,5—5,0	4,5—4,8
Плотность, г/см ³	1,5—1,6	1,4—1,6

Таблица 13.3

Ифзаниты

Компоненты и показатели	Ифзаниты		
	Т-20	Т-60	Т-80
<i>Технический состав, % по весу</i>			
Селитра аммиачная гранулированная	40	40	40
Тротил гранулированный или чешуйчатый (чешуированный)	20	20	20
Раствор аммиачной селитры	40	40	40
Концентрация раствора, %	64	80	86
Температура раствора, °С	20	60	80
Плотность раствора, г/см ³	1,3	1,368	1,372
<i>Химический состав, % по весу</i>			
Селитра аммиачная	66	72	74
Тротил	20	20	20
Вода	14	8	6
<i>Характеристики</i>			
Кислородный баланс, %	-1,6	-0,4	0
Плотность, г/см ³	1,34—1,38	1,48—1,52	1,52—1,56
Теплота взрыва, кДж/кг	3300	3800	3900

Окончание табл. 13.3

Компоненты и показатели	Ифзаниты		
	Т-20	Т-60	Т-80
Объемная энергия взрыва, кДж/л	3300	3800	3900
Полная идеальная работа взрыва, ккал/кг*	675	760	780
Объем газов, л/кг	937	920	913
Скорость детонации, км/с	4,5—5,0	4,5—5,0	4,5—5,0
Критический диаметр, мм	100—120	100—110	90—100
Минимальный инициирующий импульс, ТНТ	40—60	30—50	30—50

* Определена как произведение полной идеальной работы на плотность ВВ.

Таблица 13.4

Гранэмиты

Показатели	Гранэмит марки		
	И-30	И-50	И-70
1. Состав, % по массе:			
игданит (ТУ-ГП-02)	30	50	70
эмульсия	70	50	30
2. Теплота взрыва, кДж/кг (ккал/кг)	3350 (800)	3490 (835)	3630 (865)
3. Удельный объем газов, л/кг	938	950	962
4. Скорость детонации в стальных трубах диаметром 50 мм, км/с	3,8—4,5	4,5—5,0	4—4,5
5. Плотность заряжания, г/см ³	1,3—1,35	1,35	1,25
6. Объемная концентрация энергии, кДж/дм ³	4145	4630	4350
7. Кислородный баланс, %	-0,6	-0,4	-0,2
8. Водоустойчивость (за 24 часа), кг/м ²	0,8	1,25	3,5
9. Тротильный эквивалент по теплоте взрыва	0,8	0,83	0,86
10. Средства инициирования	2 шт. Т-400Г		

Эмульсионные ВВ

Характеристики	Порэмиты, Россия		Эмульсии, Швеция	Эмсит, Чехия	Кемит, Финляндия	Эмульсии, Испания	Иргель, США	
	62	59					62	77
1. Компонентный состав, %:								
аммиачная селитра	62	59	62	67	65	28-59	62	77
натриевая селитра (кальциевая селитра)	16 (16)	15 (15)	16	12	—	9,6-11,5	12	5
вода	15	14	—	—	14	4,9-3,9	—	—
масло	5	5	15	12	13	8,6-11,9	16	9
эмульгатор	2	2	5,8	2	7	6,2	6	7
алюминий	—	4	1,1	3	—	1,3-2,3	1	1
сенсibilизатор	0,5-1,5	—	до 4,5	—	8	до 4,9	—	—
2. Консистенция, упаковка	Пластичная льющаяся	Пластичная льющаяся	Пластичная льющаяся	Пластичная льющаяся	Пластичная льющаяся	Пластичная льющаяся	Пластичная льющаяся	Пластичная льющаяся
3. Плотность заряда, г/см ³	1,2-1,3	1,25-1,35	1,2-1,3	1,1-1,2	1,1-1,2	1,0-1,3	1,8-1,2	1,2
4. Теплота взрыва, ккал/кг	680	1040	692-1009	680	680	750-1000	720	705
5. Скорость детонации, км/с	4,4-4,2	4,6-5,3	4,7-5,0	4,5-5,0	4,5-5,0	4,0-5,0	4,35-4,4	—
6. Критический диаметр, мм	30-40	20-30	15-50	65	65	32-50	—	—
7. Производительность, т/год	10000	25000	25000	2000	2000	25000	20000	—
8. Масса эмульсии в СЗМ, т	8-10	7-8	7-8	Патроны	Патроны	9,0	—	—

Схема и технические данные отечественных транспортно-смесительно-зарядных машин для порэмитов и гранэмитов, проектированных и выпущенных в опытных образцах институтами КНИИМ и НИПИГормаш, приведены на рис. 13.24—13.28.

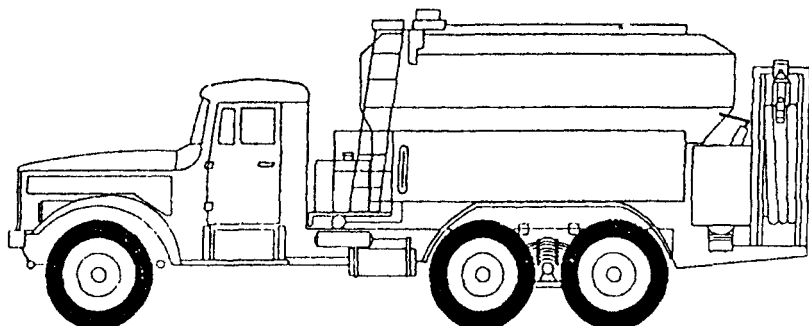


Рис. 13.24. Схема машины МЗВ-8 для приготовления и зарядки порэмита института НИПИГормаш

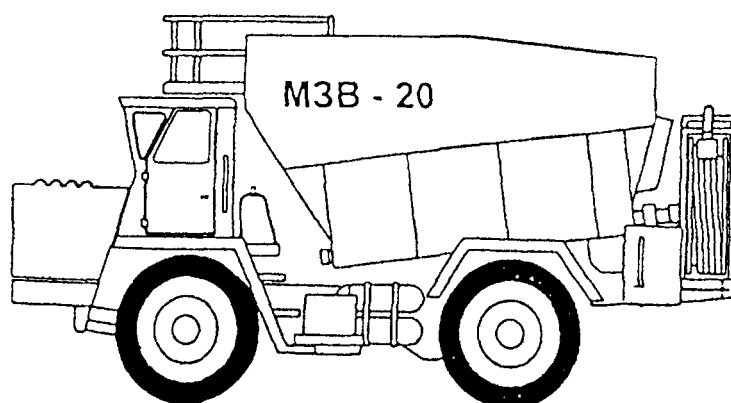


Рис. 13.25. Схема машины МЗВ-10 для приготовления и зарядки порэмита института НИПИГормаш

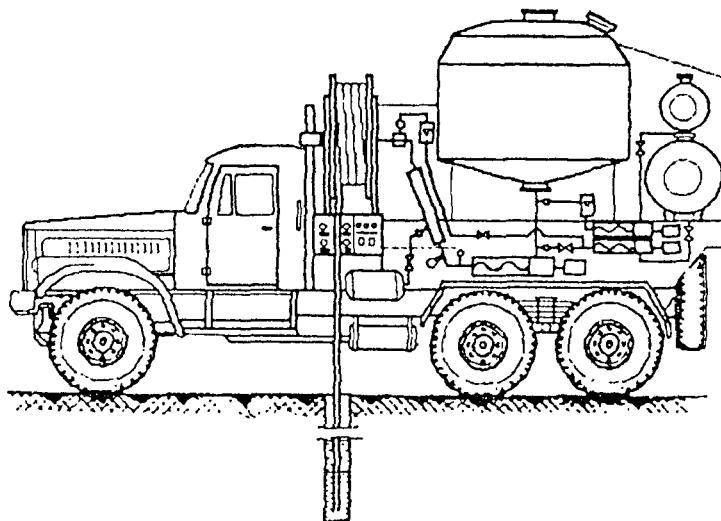


Рис. 13.26. Схема машины СЗМ-10 для приготовления и зарядки порэмита КНИИМ

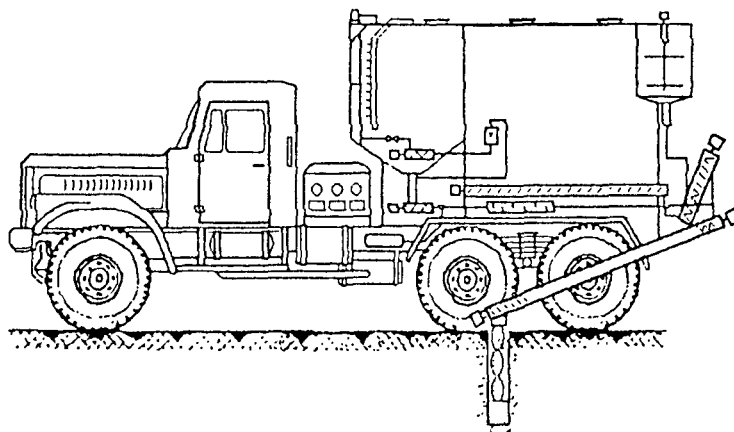


Рис. 13.27. Схема машины СЗМ-10Г для приготовления и зарядки порэмитов КНИИМ

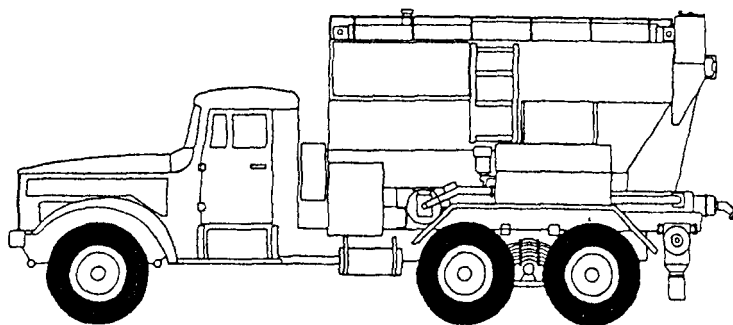


Рис. 13.28. Схема машины МЗГ-10 для приготовления и зарядки гранулов НИПИГормаш

13.8. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ АКВАТОЛА Т-20ГК

В России наибольшее распространение для загущения водосодержащих взрывчатых веществ получили синтетические полимеры: карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ), полиакриламид (ПАА).

Применение КМЦ и ПАА в качестве загустителей в составе водосодержащих ВВ, для приготовления которых используется горячий раствор аммиачной селитры, неэффективно. При температуре 95—105 °С эти загустители подвергаются деструкции и теряют свои загущающие свойства. Поэтому при зарядании водосодержащего ВВ в скважины вследствие различия в плотностях раствора аммиачной селитры и гранулолола и потери загустителем своих свойств, до кристаллизации заряда в скважине, происходит его расслоение, заряд ВВ теряет водостойчивость.

Это приводит к снижению в 1,5—2,0 раза энергетических характеристик ВВ и увеличению в 30—50 раз количества выделяющихся ядовитых газов.

В результате изучения поведения растворенного кремнезема, переходящего в раствор при кислотной обработке нефелинсодержащего сырья, впервые в мировой практике предложено для загущения водосодержащих ВВ использовать золь кремниевой кислоты, который при определенных условиях полимеризуется в гель с образованием прочных объемных структур за счет образования силоксановых связей Si-O-Si, которые придают гелю высокие водозащитные свойства.

Кремнегель, содержащий 4% SiO₂, превосходит по предельному напряжению сдвига гель полиакриламида с содержанием 4% ПАА в 3,3 раза.

Образцы, загущенные кремнегелем, практически в два раза более устойчивы к выщелачиванию по сравнению с образцами, загущенными гелем ПАА.

Температура начала разложения аммиачной селитры, загущенной ПАА, равняется 267 °С, а температура начала разложения аммиачной селитры с кремнегелем равняется 308 °С.

Таким образом, кремнегель по загущающей способности, водозащитному действию и термостабильности значительно превосходит неорганические загустители ПАА и КМЦ.

На основе неорганического загустителя — геля кремниевой кислоты разработано новое водосодержащее взрывчатое вещество — акватол Т-20ГК (табл. 13.6).

Кремнегель формирует заряд нормальной структуры с равномерно распределенным тротилом по всему объему загущен-

Таблица 13.6

Рецептура, основные взрывчатые характеристики акватола Т-20ГК

Показатели	Норма
<i>Состав</i>	
Аммиачная селитра	71,0 ± 3,0
Тротил	20,0 ± 3,0
Гель кремниевой кислоты	9,0 ± 1,0
<i>Расчетные</i>	
Теплота взрыва, МДж/кг (ккал/кг)	4,058 (970)
Объем газообразных продуктов взрыва, л/кг	950
Кислородный баланс, %	+0,5
Концентрация энергии, МДж/дм ³ (ккал/дм ³) при плотности 1,5 г/см ³	6,087(1455)
Количество ядовитых газов на условную окись углерода, л/кг	50
<i>Экспериментальные</i>	
Плотность, г/см ³	1,45—1,55
Скорость детонации заряда в стальных оболочках d = 100 мм при плотности 1,5 г/см ³ , км/с	5,0

ного раствора АС. В результате этого по всей колонке заряда ВВ наблюдается устойчивая детонация.

По результатам промышленных испытаний постановлением Госпроматомнадзора СССР № 05-1-40/281 от 10.07.91 акватола Т-20ГК допущен к постоянному применению.

На АО «Апатит» (Центральный рудник) спроектирован и построен стационарный пункт приготовления акватола Т-20ГК (рис. 13.29), который включает в себя: электропогрузчик ЭПВ-1,25, кантователи аммиачной селитры и гранулолола, растаривающую установку УРВ-2, аппараты для растворения аммиачной селитры (объем 12 м³).

Технологический процесс приготовления акватола Т-20ГК состоит из следующих операций: подготовки компонентов, при-

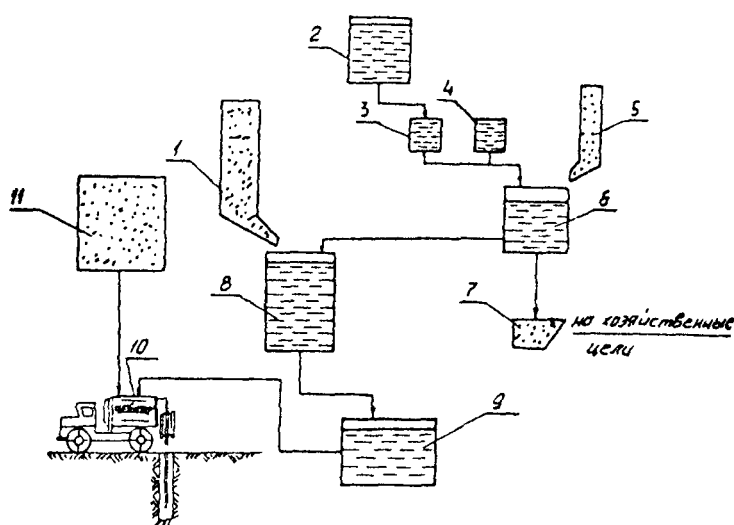


Рис. 13.29. Технологическая схема приготовления акватола Т-20ГК в условиях АО «Апатит»:

1 — бункер-накопитель аммиачной селитры; 2 — емкость для хранения кислоты; 3 — дозатор кислоты; 4 — дозатор воды; 5 — бункер-накопитель ИК (ХАФ); 6 — аппарат для приготовления кремниевого золя; 7 — бункер для складирования твердой фазы; 8 — аппарат для приготовления раствора окислителя; 9 — бак-накопитель; 10 — смешительно-зарядная машина «Акватола-IV» («Акватола-III»); 11 — бункер с гранулололом

готовления кремниевого геля, приготовления горячего раствора аммиачной селитры с загустителем, загрузки доставочно-зарядных машин и приготовления аквагола Т-20ГК.

На производство компоненты поступают в следующем виде:

- аммиачная селитра — в мешках (по 50 кг), мягких контейнерах (до 1000 кг), в ж/д вагонах;
- серная кислота в цистернах на автотранспорте;
- гранулол — в мешках (по 40 кг) в ж/д вагонах;
- нефелиновый концентрат или хвосты апатито-нефелиновой флотации в контейнерах на автотранспорте.

Подготовка компонентов (см. рис. 13.29) состоит в следующем: аммиачная селитра складывается в бункерах. Нефелиновый концентрат или хвосты апатито-нефелиновой флотации из контейнеров пересыпаются в стационарный бункер. Серная кислота из передвижных емкостей перекачивается в стационарную емкость хранения кислоты. Гранулированный тротил из ж/д вагонов перегружается в накопительную емкость 11.

Кремниевый гель (загуститель) изготавливается на обогатительной фабрике (АНОФ-2) и доставляется на пункт автомобильным транспортом в стандартных цистернах.

Приготовление раствора загустителя осуществляется в стационарном аппарате 6.

В аппарат через мерники 3, 4 заливаются расчетные количества воды и кислоты, включается перемешивающее устройство и засыпается расчетное количество нефелинсодержащего сырья 5.

Смешение реагентов осуществляют в течение 10—20 мин и отстаивают в течение 15 мин. Кремниевый золь насосом подают в аппарат растворения аммиачной селитры 8.

Нерастворимый осадок из бункера перекачивается в хвостохранилища.

Расход реагентов для получения одной тонны кремниевого золя приведен в табл. 13.7.

Приготовление горячего раствора аммиачной селитры с загустителем производят в обычных аппаратах растворения. В змеевики аппарата подается пар и включается мешалка, затем в аппарат порциями из бункера 8 подается аммиачная селитра. После загрузки каждых 1,5—2 т селитры температура раствора доводится до 80—95 °С. Полнота растворения аммиачной селитры контролируется визуально. Заданный объем готового окис-

Расход реагентов для получения 1 т кремниевого золя

Показатели	Норма, кг
Вода	753,8
Нефелиновый концентрат	128,4
Серная кислота	117,8

лителя определяется по уровню раствора в аппарате при помощи мерной линейки. Плотность раствора замеряется денсиметром при температуре 95 °С. Общее время приготовления раствора окислителя до 1 ч. Готовый раствор окислителя перекачивается в бак-накопитель 9. Допустимое время хранения готового раствора окислителя 48 ч при температуре 80—90 °С.

Загрузка емкости 10 транспортно-смесительно-зарядных машин на пункте производится раствором окислителя из бака-накопителя, затем в машину из бункера загружается тротил и машина следует на взрываемый блок, где производится зарядка скважин. Производительность пункта — 80 т/смену. Пункт обслуживают пять человек.

В период с 1989 по 1996 гг. для отбойки обводненных руд и пород на ОАО «Олкон» приготовлено более 70 тыс. т аквазола Т-20ГК с применением кремниевого золя на основе нефелинсодержащего сырья.

Опыт отбойки сульфидных руд (серно-колчеданная, медная сульфидная, медно-цинковая сульфидная) показал, что при определенных условиях в скважинах возникает самопроизвольная химическая реакция между аммиачной селитрой, входящей в состав простейших и водосодержащих ВВ, и рудами с выделением тепла. Это может послужить причиной преждевременной детонации зарядов и привести к тяжелым несчастным случаям.

Безопасность применения водосодержащих ВВ в железных рудах может быть повышена путем введения в состав взрывчатых смесей соды, мела, карбоната кальция, карбамида и других ингибиторов. Наиболее эффективным ингибитором реакции взаимодействия раствора аммиачной селитры с пиритом является карбамид. Однако введение в раствор аммиачной селитры карбамида приводит к ухудшению взрывчатых характеристик аквазолов:

- карбамид образует с аммиачной селитрой низкоплавкие комплексы, в результате чего резко снижается вязкость раствора окислителя и температура его кристаллизации. Поэтому при зарядании акватола с добавкой карбамида вследствие различия в плотностях гранулоатола и раствора окислителя, а также понижения его вязкости и температуры кристаллизации до кристаллизации заряда в скважине происходит его расслоение;
- повышается опасность обращения с раствором окислителя, так как аммиачная селитра с карбамидом представляет собой взрывчатую смесь.

Для отбойки железных руд, содержащих примеси сульфидов, разработана модификация акватола Т-20ГК, в котором в качестве загустителя применяется кремниевый золь, получаемый из жидкого стекла. Применение жидкого стекла позволяет регулировать значение водородного показателя раствора окислителя и исключить реакцию взаимодействия пирита и аммиачной селитры.

Анализ результатов массовых взрывов на ОАО «Олкон» с применением модифицированного акватола Т-20ГК в сульфидосодержащих рудах показал, что в скважинах не наблюдается реакций взаимодействия между пиритовым шламом и раствором аммиачной селитры.

На ОАО «Олкон» спроектирован и построен стационарный пункт изготовления акватола Т-20ГК для отбойки железных руд и пород, содержащих примеси сульфидов. Пункт включает следующее оборудование: бункер-дозатор аммиачной селитры (8,6 т), емкость для жидкого стекла (объем 5 м³), емкость для серной кислоты (объем 4 м³), аппарат для растворения аммиачной селитры (объем 12 м³).

Аммиачная селитра транспортируется из ж/д вагонов автотранспортом на пункт приготовления акватола и складировается в бункерах (см. рис.13.29).

Жидкое стекло из ж/д цистерн перекачивается в контейнеры и транспортируется на пункт приготовления акватола, где перекачивается в накопительную емкость 2.

Серная кислота из цистерн перекачивается в накопительную емкость 5.

Гранулированный тротил на складе ВВ перегружается в зарядную машину МЗ-3 или подобную.

Приготовление раствора загустителя осуществляется в аппарате растворения селитры 8. Сначала в аппарат через мерник 4 заливается необходимое количество воды, а затем в аппарат растворения селитры через мерник 6 заливается серная кислота.

После этого через мерник 3 при непрерывном перемешивании воды и кислоты в течение 5—10 мин заливается жидкое стекло. Расходные нормы реагентов для получения одной тонны кремниевого золя приведены в табл. 13.8.

Таблица 13.8

Расход реагентов для получения 1 т кремниевого золя

Показатели	Норма, кг
Вода	781,05
Жидкое стекло	193,05
Серная кислота	25,9

После завершения приготовления золя в теплообменник аппарата растворения подается пар для нагревания раствора золя до температуры 75—80 °С, а затем из бункера 1 порциями 1,5—2,0 т подается аммиачная селитра. Следующая порция селитры подается при достижении температуры раствора 80—95 °С. После растворения всей аммиачной селитры с помощью жидкого стекла производится корректировка рН раствора до величины $5,2 \pm 0,4$. Общее время приготовления раствора окислителя 1 ч 20 мин. Горячий раствор аммиачной селитры перекачивается в бак-накопитель 9. Время хранения готового раствора окислителя 48 ч при температуре 80—90 °С.

Загрузка емкости 10 зарядной машины производится из аппарата растворения 8 или из бака-накопителя 9 центробежными насосами. После загрузки окислителя машина «Акватол» следует к месту загрузки гранулолола. Из зарядной машины гранулолол подается в машину «Акватол». Одновременно с подачей гранулолола включается перемешивающее устройство. Общее время перемешивания составляет 30 мин. После приготовления аква-тола Т-20ГК он с помощью насоса заряжается в скважины.

Производительность стационарного пункта — 80 т/смену. Пункт обслуживает 4 человека.

В период с 1989 по 1996 гг. для отбойки железных руд с примесями сульфидов приготовлено более 70 тыс. т аквагола Т-20ГК с применением кремниевого золя на основе жидкого стекла.

Технико-экономические показатели применения аквагола Т-20ГК приведены в табл. 13.9.

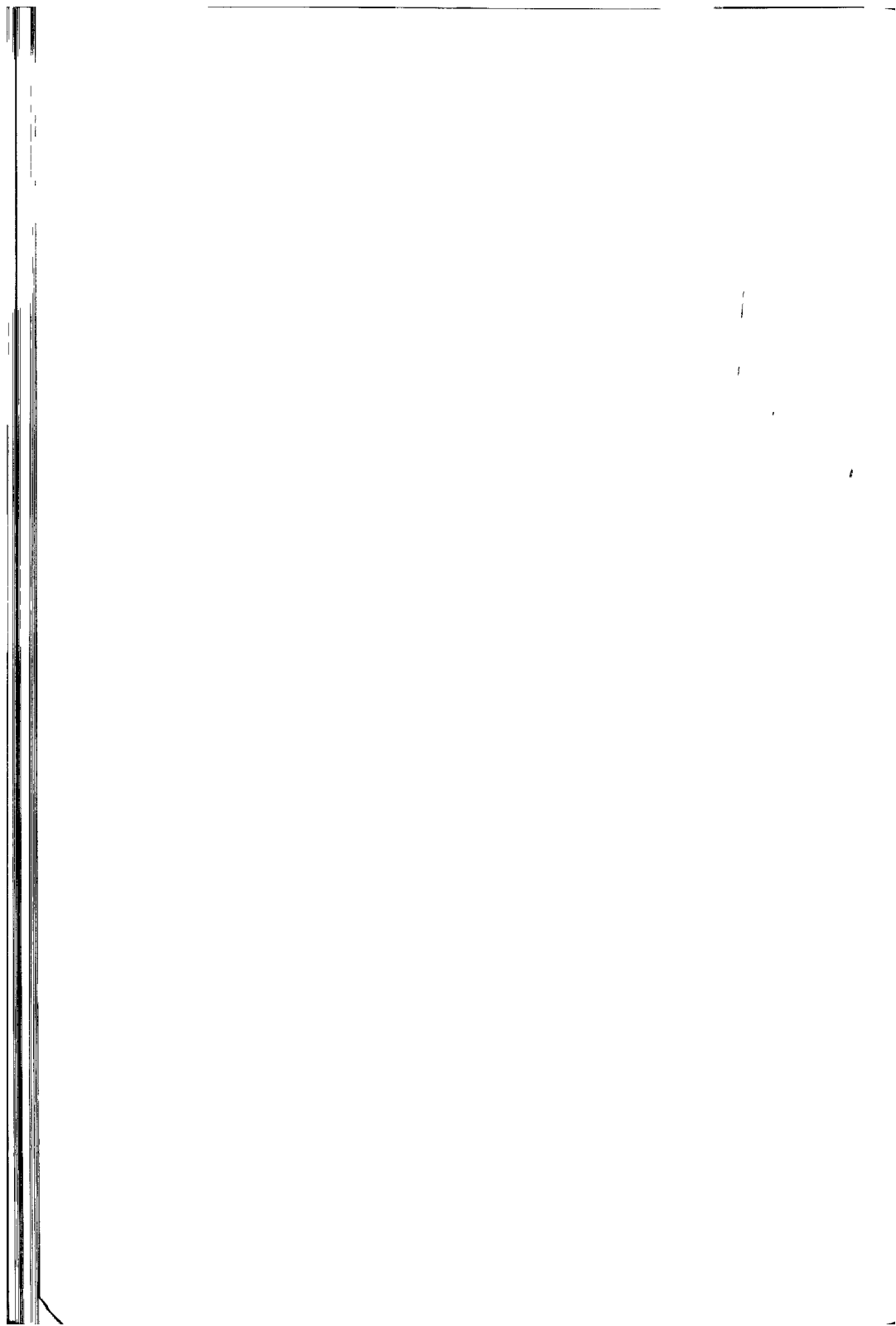
Таблица 13.9

Технико-экономические показатели применения аквагола Т-20ГК
(в ценах 2002 г.)

Показатели	Тип взрывчатого вещества	
	тротил	аквагол Т-20ГК
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,86	1,21
Затраты на бурение, тыс. руб/м ³	1,85	1,55
Затраты на взрывание, тыс. руб/м ³	5,66	2,50
Суммарные затраты, тыс. руб/м ³	7,51	4,05
Экономия, тыс. руб/м ³	—	3,46

МЕТОДЫ
МЕХАНИЗИРОВАННОГО
ЗАРЯЖАНИЯ ШПУРОВ
И СКВАЖИН
В ПОДЗЕМНЫХ
УСЛОВИЯХ

ГЛАВА 14 —



14.1. КЛАССИФИКАЦИЯ ЗАРЯДНЫХ УСТРОЙСТВ

В соответствии с требованиями стандартов на зарядные машины и практикой использования зарядных устройств по показателям назначения можно выделить четыре основные группы средств, механизмирующих процессы заряжания и доставки ВВ в подземных условиях, а также подгруппу самоходных зарядных машин:

I группа — зарядчики для шпуров диаметром 32—46 мм, длиной до 2 м и расходом ВВ на взрыв до 50 кг в выработках с высотой забоя 2 м при максимальной вместимости шпура 5 кг.

II группа — зарядчики для шпуров и скважин диаметром 32—65 мм, длиной 5 м, расходом ВВ на один взрыв до 80 кг и максимальной вместимостью шпура или скважины не более 40 кг.

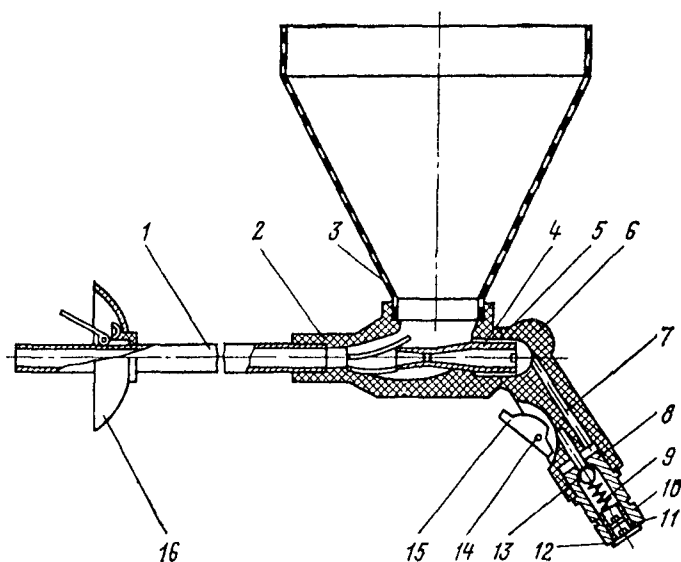


Рис. 14.1. Зарядчик «Курама»

III группа — зарядные устройства и машины для скважин диаметром 56—125 мм, глубиной до 50 м и со сменной производительностью до 4000 кг при максимальной вместимости скважин до 120—150 кг.

IV группа — зарядные устройства и машины для скважин диаметром до 200 мм, для массовых взрывов со сменной производительностью более 4000 кг при максимальной вместимости скважин до 400 кг.

Зарядно-доставочные самоходные машины предназначены для доставки ВВ в забой и заряжения шпуров в выработках площадью сечения более 16 м² при высоте забоя 35 м и более и объеме заряжения шпуров до 1000—1200 кг/смену, а также скважин любого направления диаметром 56—200 мм.

Этим показателям назначения соответствует типоразмерный ряд зарядных машин, разработанных ВНИИцветметом, в который входят: эжекторные зарядчики типа «Курама» (рис. 14.1), ЗЭП-Г и ЗЭП-В, которые относятся к I группе и выпускаются опытным заводом ВНИИцветмет.

14.2. ЗАРЯДЧИКИ ДЛЯ ШПУРОВ И СКВАЖИН ГРАНУЛИРОВАННЫМИ ВВ

Нагнетательно-эжекторный зарядчик для шпуров и скважин малого диаметра «Катунь» показан на рис. 14.2 (зарядчик II группы).

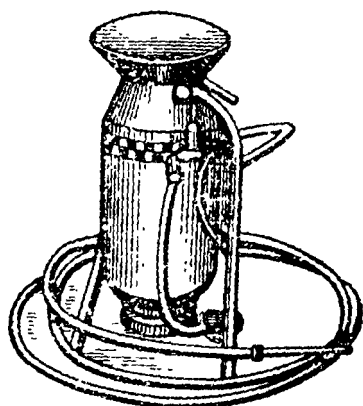


Рис. 14.2. Нагнетательно-эжекторный зарядчик «Катунь»

Зарядная машина «Ульба-100» (зарядчик III группы) предназначена для заряжения скважин (рис. 14.3).

Зарядная машина «Ульба-400» (рис. 14.4) — машина IV группы и ее самоходный вариант «Ульба-400С». Все машины серийно выпускаются Востокмашзаводом (г. Усть-Каменогорск). Технические характеристики типоразмерного ряда зарядных устройств «Катунь» и «Ульба» приведены в табл. 14.1.

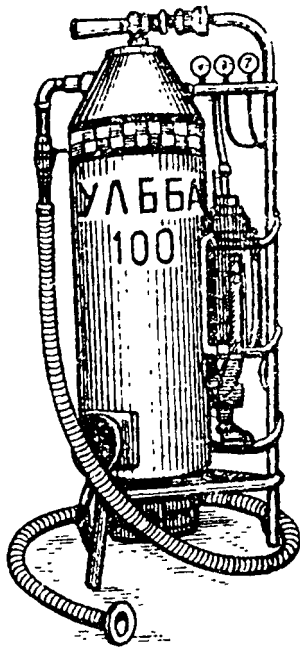


Рис. 14.3. Зарядная машина «Ульба-100»

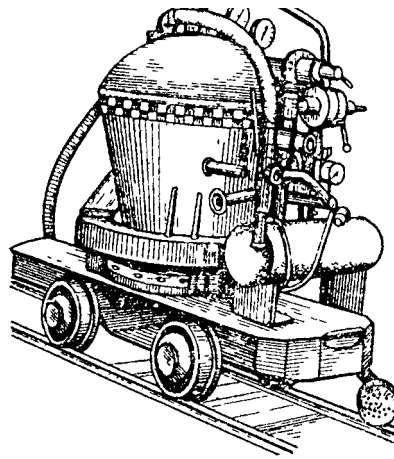


Рис. 14.4. Зарядная машина «Ульба-400»

Таблица 14.1

Техническая характеристика зарядных устройств «Катунь» и «Ульба»

Тип зарядчика	«Катунь»	«Ульба-100»	«Ульба-400», «Ульба-400С»
Техническая производительность, кг/с	0,17—0,42	0,17—1,7	0,17—2,00
Диаметр заряжаемых шпуров, скважин, мм	36—70	56—125	70—250
Угол наклона заряжаемых шпуров, скважин, градус	0—360	0—360	0—360
Длина пневмодоставки ВВ, м	60	≤300	≤300
Внутренний диаметр зарядного трубопровода, мм	20; 25	25; 32; 40	25; 32; 40
Расход сжатого воздуха, л/с	≤50	≤130	≤170
Расход воды, л/с	0,025	≤0,1	≤0,7
Вместимость нагнетательной камеры, л	50	150	400

Тип зарядчика	«Катунь»	«Ульба-100»	«Ульба-400», «Ульба-400С»
Вместимость бака для воды, л	2	4,7	25
Рабочее давление в нагнетательной камере, МПа	≤0,8	≤0,8	0,2—0,7
Производительность загрузки, кг/с	—	—	2,0
Масса, кг, не более	26	65	710
Основные размеры, мм:			
длина	580	800	2000
ширина	440	660	1100
высота	960	1400	1700

Вариант машины «Ульба-400С» отличается тем, что собственно зарядное устройство «Ульба-400» установлено на самоходное шасси. На шасси также установлены гидрофицированная площадка и резервный бункер для ВВ вместимостью 0,9 т.

Стабилизация расхода в этих машинах обеспечивается с помощью регулятора расхода воздуха прямого действия.

Расход жидкой добавки стабилизируется за счет параллельного включения питателя для жидкости с нагнетателем для ВВ.

Функция защиты от закупорки зарядного трубопровода решена за счет применения автоматической блокировки, которая при выходе на критический режим работы системы зарядания ограничивает подачу ВВ и жидкости в трубопровод.

Контроль состояния системы зарядания осуществляется с помощью манометров, установленных на входе машины и на нагнетательной камере. Показания этих манометров характеризуют сопротивление транспортной магистрали и соответственно возможности машины по производительности.

Пневмовакуумная загрузка осуществляется с помощью эжектора, установленного на верхней части нагнетательной камеры, крана и рукава с наконечником, который стыкуется с любыми доставочными емкостями. Все машины комплектуются специальными насадками «Факел» трех типоразмеров (36, 60 и 100 мм).

Машины создают возможности для автоматизации процесса формирования заряда в скважине посредством использования насадки-автомата.

Зарядчик «Курама» (см. рис. 14.1) предназначен для заряжания горизонтальных и наклонных шпуров диаметром 36—46 мм, глубиной до 5 м. Заряжание производится гранулированными ВВ (АС-8, АС-4, С-2М, игданитом) в проходческих и очистных выработках подземных рудников, не опасных по газу и пыли.

Зарядчик представляет собой пневматический аппарат эжекторного действия. Он состоит из зарядной трубки 1, корпуса эжектора 2 с эжекторной камерой, снабженной винтовыми направляющими и диффузором, бункера 3 для ВВ, сопла 4 эжектора, стопорной шайбы 5, рукоятки 6, иглы 7, штуцера с клапаном 8, который представляет собой шарик 13 с пружиной 9, и рычага управления клапана 15, закрепленного в рукоятке на оси 14, с помощью которого осуществляется подача воздуха и его отключение.

Для регулировки натяжения пружины 9 клапана предназначена специальная гайка 10. Сетчатый фильтр 11, предохраняющий воздушные каналы от засорения, закрепляется в штуцере гайкой 12. При нажатии на рычаг 15 игла 7 отводит шарик 13 и сжатый воздух из магистральной сети поступает через сетчатый фильтр 11 по трем параллельным каналам в сопло 4, из которого с большой скоростью истекает в зарядную трубку 1, создавая при этом большое разрежение в диффузорной камере. За счет создаваемого разрежения ВВ поступает из бункера 3 в диффузорную камеру, где подхватывается струей воздуха, истекающего из сопла, и с большой скоростью подается в шпур.

Для уменьшения пылевыведения в устье шпура устанавливается отражатель-улавливатель пыли 16, состоящий из пружины, кольца и экрана. Пылеподавление может также выполняться путем введения в эжектируемый поток специальных смачивающих добавок или воды через специальное устройство, которое помимо этого обеспечивает водонаполнение рассыпных ВВ в процессе их заряжания.

Зарядчик «Курама» прост по конструкции, надежен в работе, обеспечивает безотказные условия детонации зарядов металлизированных гранулитов в шпурах диаметром 36—40 мм. Зарядчик, оборудованный гибкой зарядной трубкой, становится по существу универсальным и позволяет заряжать шпуры любого направления (однако не исключается пыление при работе), обеспечивает плотность заряжания 1,12—1,18 г/см³.

Эжекторные зарядчики целесообразно применять при небольшом числе шпуров в подготовительных забоях. Зарядчик обслуживает один взрывник. Масса зарядчика в снаряженном виде составляет 10,5 кг. Учитывая увеличение объема применения глубоких шпуров, применение этих зарядчиков уменьшается.

Зарядчик ЗНП-5 («Вахш-5») изготовлен опытным заводом ВНИИцветмета и предназначен для заряжания гранулированных ВВ в шпуров и скважины диаметром до 105 мм, глубиной до 30 м и углом наклона 50° в выработках, не опасных по газу и пыли.

Зарядчик (рис. 14.5) состоит из емкости 4, воронки 6 с конусным затвором 7, вентиля нагнетателя 3, вентиля эжектора 1, воздушного сопла 8, регулятора давления 9, пускового крана 2, крана для сброса давления 5, патрубка 10 для подачи ВВ в зарядный шланг 11.

Гранулированное ВВ засыпается в емкость 4, зарядный шланг 11 устанавливается в скважину, открываются краны 3 и 1, и под действием потока воздуха начинается заряжание ВВ.

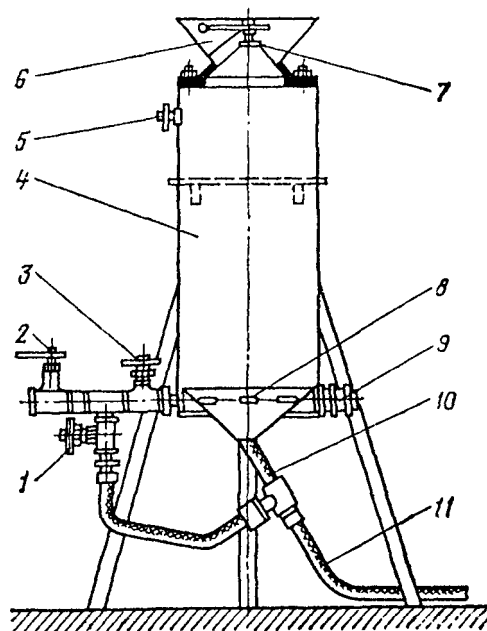


Рис. 14.5. Зарядчик нагнетательный ЗНП-5 («Вахш-5»)

Таблица 14.2

Некоторые технические данные зарядчиков

Тип	ЗП-2	ЗП-5	ЗП-12	ЗП-25
Вместимость, л:				
приемной воронки	40	40	40	40
дозировочной камеры	2	5	12	25
дозатора жидких компонентов	0,2	0,34	0,34	1,25
Степень уплотнения ВВ при зарядании, %	125	133	133	133
Высота зарядчика, мм	850	900	1250	1250

Открыванием крана 1 обеспечивается дополнительный подвод сжатого воздуха в нагнетательную трубу для эжекции и тем самым увеличивается производительность зарядания и дальность транспортирования ВВ.

Зарядчики этого типа обслуживают два взрывника. Зарядчики имеют малую эффективность регулирования подачи сжатого воздуха и ВВ, что обуславливает образование пробок, неравномерность плотности зарядания по длине заряда, а также значительное пыление.

Для зарядания шпуров и скважин любого направления гранулированными ВВ в различных горно-технических условиях могут быть использованы порционные, нагнетательные зарядчики, с питателем камерного типа. Широко применяются четыре модели порционных зарядчиков в полиэтиленовом исполнении ЗП-2, ЗП-5, ЗП-12 и ЗП-25 (табл. 14.2).

Для снижения просыпей из скважины, пылеобразования, а также для приготовления игданита и увлажнения ВВ в процессе зарядания зарядчики снабжены дозатором жидких компонентов, который позволяет регулировать количество подаваемой жидкости от 2 до 6%.

Зарядчик ЗП-2 (рис. 14.6) состоит из пневмоцилиндра 8, стойки 5, приемного бункера 10 с предохранительной сеткой 11, поршня 9, штока 6 и пружины 12, запорного конуса 4, гайки-разделителя 3, регулировочного цилиндра 2, дозирующей камеры 1, контргайки 20, загрузочного окна 17, золотниковых отверстий 7, гайки 15, трубопровода 21, регулировочного цилиндра с конусным переходом 19, треноги 22, воздушного шланга 14, кра-

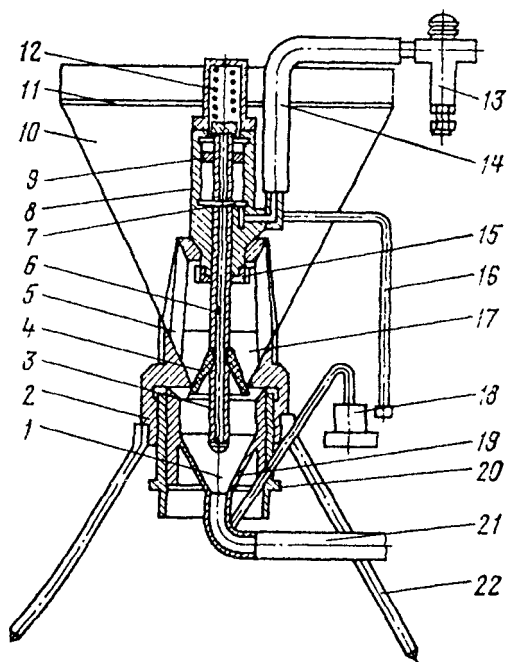


Рис. 14.6. Зарядчик ЗП-2

на управления *13*, дозатора жидких компонентов *18*, шланга *16* и форсунки для жидкого компонента.

ВВ загружается в бункер и через загрузочное окно заполняет дозирующую камеру *1*. Сжатый воздух, поступая в пневмоцилиндр *8*, действует на поршень *9*, который, перемещаясь вверх со штоком *6*, сжимает пружину *12*. Когда поршень занимает верхнее положение, запорный конус *4* перекрывает загрузочное окно *17*, а сжатый воздух через полый шток *6* поступает в дозирующую камеру *1* и транспортирует ВВ по трубопроводу *21* в скважину.

После включения крана управления *13* сжатый воздух одновременно поступает по шлангу *16* в камеру дозатора жидких компонентов *18*, и порция жидкости впрыскивается через форсунку в зарядный трубопровод с ВВ. Вместимость дозирующей камеры может изменяться от 0,7 до 2 кг путем передвижения регулировочного поддона.

Порционные зарядчики ЗП-5 (рис. 14.7), ЗП-12 и ЗП-25 аналогичны и различаются между собой вместимостью дозирующей

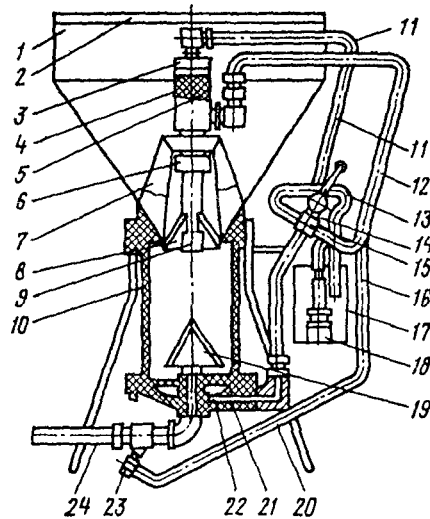


Рис. 14.7. Зарядчик ЗП-5:

1 — бункер; 2 — сетка предохранительная; 3 — пневмоцилиндр; 4 — поршень; 5 — шток; 6, 9 — гайки; 7 — стойка; 8 — клапан запорный; 10 — камера дозирующая; 11, 12, 13, 20, 16 — шланги; 14 — кран; 15 — переходник; 17 — емкость; 18 — дозатор жидких компонентов; 19 — конус предохранительно-дозировочный; 21 — пластина аэрационная; 22 — патрубок; 23 — форсунка; 24 — шланг зарядный

камеры. Зарядчики состоят из приемного бункера с предохранительной сеткой, пневмоцилиндра с поршнем и штоком, запорного клапана, дозирующей камеры, поддона с патрубком, аэрационной пластины, конуса предохранительного дозирующего, конуса-рассекателя, дозатора жидких компонентов, подставки и трубопроводов.

ВВ загружается в бункер и при открытом клапане через загрузочное окно заполняет дозирующую камеру. Сжатый воздух после включения крана запорным клапаном перекрывает загрузочное окно и герметизирует камеру.

Гранулированные ВВ из дозирующей камеры проходят через щель, образованную стенками камеры и нижними кромками конуса, на аэрационную пластину, аэрируются и затем поступают в патрубок и далее по трубопроводу — в скважину.

Равномерная подача ВВ в транспортный трубопровод при зарядании зарядчиками ЗП-5, ЗП-12, ЗП-25 достигается благо-

даря конусу над аэрационной пластиной. Производительность зарядчика при различном составе ВВ, его влажности и размерах гранул регулируется величиной зазоров.

Характер транспортирования потока (смесь воздуха и гранулированного материала) определяется расходом сжатого воздуха, поступающего в подаэрационную полость, и регулируется положением дроссельной иглы относительно входного отверстия переходника.

Перед началом заряжания необходимо установить требуемую дозу жидкости, подаваемую дозатором жидких компонентов.

Перед выдачей оператору зарядного механизма выполняют наружный осмотр. При отсутствии механических повреждений зарядчик подключают к сети сжатого воздуха и проверяют исправность узлов работой вхолостую.

Для заряжания шпуров и скважин зарядчик ЗП устанавливается в забое на ровной площадке и обслуживается одним-двумя рабочими. Заряжание производится в следующей последовательности. Сначала регулируют подачу воздуха и жидкости, затем зарядчик подключают к воздушной магистрали и проверяют его работу без ВВ, заливают жидкость в емкость для жидких компонентов и загружают ВВ в бункер.

Для заряжания скважин зарядный трубопровод с центрирующей насадкой вводят в скважину до упора в ее дно, а затем отводят его на 0,6—0,8 м. При заряжании шпуров зарядный трубопровод вводят в шпур до упора и отводят его на 0,3—0,4 м. После этого поворачивают рукоятку крана для подачи воздуха в нижнюю, штоковую полость пневмоцилиндра и по мере заполнения скважины взрывчатым веществом отводят центрирующую насадку, сохраняя расстояние 0,6—0,8 м между ее концом и заряженной частью скважины, что определяется минимальным выносом ВВ. После того как из центрирующей насадки пойдет чистый воздух без ВВ, поворачивают рукоятку крана в нейтральное положение и дают выдержку в течение нескольких секунд (3—5 с для ЗП-12 и ЗП-25; 5 с для ЗП-2 и ЗП-5).

После окончания работ зарядчик продувается сжатым воздухом и промывается водой. Оставшуюся воду или раствор аммиачной селитры выливают, а дизельное топливо сливают в специальную емкость.

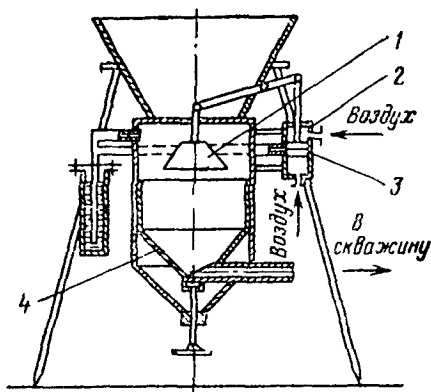


Рис. 14.8. Пневмозарядчик ЗМК-1

Порционные зарядчики типа ЗП широко применяются на Ачисайском, Иртышском и Джекказганском горно-металлургическом комбинатах, рудниках Кривбасса и других предприятиях страны. Применение этих зарядчиков облегчает труд работающих с ВВ, в 2—4 раза повышает производительность труда взрывников, позволяет увеличить сетку шпуров и скважин за счет увеличения плотности заряжения, а также в 1,5 раза снизить затраты на производство взрывов. Для отвода запыленного воздуха, истекающего из устья заряжаемой скважины, и очистки его в пылесосах применяется специальное устройство.

При зарядании отработанный воздух вместе с пылью и просыпью ВВ по пылеотводящему патрубку и рукаву направляется в пылеотделитель, где происходит его очистка.

В зарядчике ЗМК-1 (рис. 14.8) клапан 1 связан с поршнем 3, расположенным в пневмоцилиндре 2; после заполнения дозирующей камеры 4 происходит аэрирование ВВ, и оно по шлангу подается в скважину.

Для обеспечения безотказной детонации гранулированных ВВ в шпуровых зарядах необходимо соблюдение ряда условий при их формировании зарядными устройствами.

Для нормального протекания процесса укладки гранулированного ВВ в шпуре конец зарядной трубки должен находиться от движущегося «забоя» на одном и том же оптимальном расстоянии. При этом оси шпура и зарядной трубки должны совпадать. Для соблюдения этого условия заряжающий, установив в

Таблица 14.3

Техническая характеристика зарядчиков для шпуров

Тип зарядчика	ЗЭП-Г типа «Курама»	ЗП-2	ЗМК-1
Техническая производительность, кг/с	0,2	0,6	0,5
Диаметр шпуров, мм	36—46	36—46	36—46
Глубина шпуров (скважин), м	<3	<5	<50
Плотность заряжания, кг/дм ³	<1,1	<1,1	<1,1
Вместимость, кг	7	40	35
Масса без шлангов, кг	2,2	15	35

начальный момент конец зарядной трубки от боевика или забоя на оптимальном расстоянии, по мере подвигания «забоя» заряда должен отодвигать и трубку с зарядчиком до завершения цикла заряжания за один прием. Для шпуров диаметром 40 мм это условие соблюдается при технической производительности зарядчика не более 0,2 кг/с (12—15 кг/мин).

При большей производительности заряжания (табл. 14.3), например, нагнетательных порционных зарядчиков (ЗП-2, ЗМК-1 и др.) шпуры заряжают практически при неподвижной зарядной трубке. При этом расстояние от ее конца до заряда по мере заряжания меняется от максимального до минимально допустимого по выносу частиц ВВ из шпура. Естественно, в этом случае плотность ВВ в заряде непостоянна и уменьшается от устья шпура к забою. Этим обстоятельством, а также большими потерями скорости частиц ВВ в трубопроводе вследствие высокой весовой концентрации смеси, достигающей у порционных зарядчиков в момент подачи порции в шпур до 30—40 кг/мин, объясняются относительно низкие (1,03—1,07 г/см³) средние показатели по плотности заряжания и ее изменения в каждой порции ВВ, доставленной в забой, от насыпной плотности до 1,2 г/см³.

В связи с изложенным получившие широкое распространение при шпуровой отбойке порционные зарядчики ЗП-2 и ЗМК-1 серийного производства будут заменены на более совершенные.

В соответствии с принятыми решениями Межведомственного совета по взрывному делу в качестве основы при создании перспективного типажа зарядных машин для подземных рудни-

ков признано целесообразным иметь ряд зарядных машин и устройств, предусматривающий пять типоразмеров: ЗШ-10, ЗШ-40, ЗШ-120, ЗШ-400, ЗШ-1200. Признаком, определяющим, к какому типоразмеру отнести ту или иную зарядную машину для подземных работ, является масса максимального заряда ВВ, формирование которого в шпуре или скважине она обеспечивает при непрерывном процессе заряжания. Зарядные машины и устройства должны обеспечивать:

- формирование заряда ВВ в шпуре или скважине за один прием;
- регулирование и поддержание в заданных пределах концентрации смеси воздух — ВВ и скорости ее движения, а следовательно, и технической производительности;
- зарядание скважин диаметром 70—250 мм любого направления при длине зарядного шланга до 300 м;
- контроль за качеством укладки в скважине и количеством заряжаемого ВВ;
- дозированный ввод заданного количества жидких добавок в ВВ в процессе заряжания;
- равномерную укладку ВВ в шпуре с заданной плотностью по всей его длине;
- измельчение гранул до такой степени, чтобы обеспечить в заряде из грубодисперсных гранулированных ВВ постоянство механической смеси заданной дисперсности.

14.3. ЗАРЯДНО-ДОСТАВОЧНАЯ УСТАНОВКА ЗДУ-50

Зарядно-доставочная установка ЗДУ-50 (рис. 14.9) нагнетательного типа предназначена для пневматического транспортирования гранулированных ВВ по трубопроводам с откаточных выработок на подэтажные при заряжании камер и (полного веера) скважин в шахтах, не опасных по газу и пыли. Плотность заряжания скважин составляет 1,1—1,15 г/см³. Установка прошла промышленные испытания на Джезказганском горно-металлургическом комбинате и допущена к постоянному применению.

Установка ЗДУ-50 состоит из шасси рудничной вагонетки 14, бункера 4, загрузочной воронки 7, аэрационной перегородки 15 и системы трубопроводов. Бункер зарядной установки изготовлен из нержавеющей стали. В верхней части бункер соединен

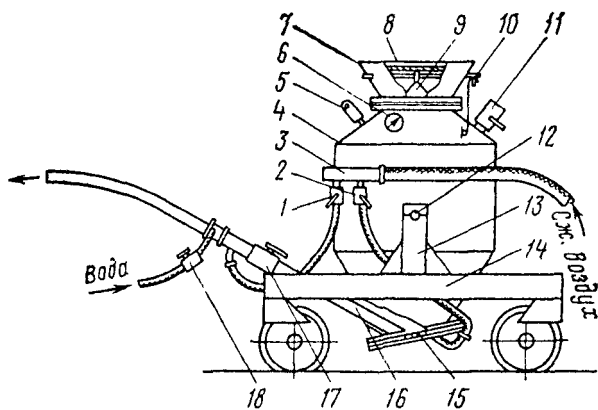


Рис. 14.9. Зарядно-доставочная установка ЗДУ-50

с загрузочной воронкой 7, оборудованной предохранительной сеткой 8. Герметизация бункера обеспечивается запорным конусом 9 с помощью рычага 10. В нижней части бункера размещается перегородка 15, нагнетательный патрубок 16 и кран-отсекатель 17.

На бункере смонтированы коллектор 3 с краном 2 питания бункера и краном продувки 1, клапан предельного давления 11, манометр 6 и кран предельного давления 5. Бункер устанавливается на шасси вагонетки на стойке 13 с помощью цапф 12.

Для увлажнения ВВ в процессе заряжания установка оборудована приспособлением для подачи воды 18.

Принцип работы установки ЗДУ-50 следующий. В бункер зарядной машины сжатый воздух поступает по шлангу, коллектору и аэрационной перегородке. При прохождении воздуха через перегородку над ней создается направленный «кипящий» слой, который обеспечивает равномерное смешивание гранул ВВ с воздухом. Образовавшаяся смесь поступает через нагнетательную трубу 16 и кран 17 в скважину. Контроль за давлением в бункере выполняется по манометру 6, при повышении давления свыше 0,6 МПа сброс воздуха осуществляется клапаном предельного давления 11.

Для включения подготовленной к работе установки открывают кран продувки 1 и кран 2 питания бункера. В это время зарядный трубопровод продувается сжатым воздухом, а в бункере устанавливается рабочее давление. Затем открывают кран пода-

чи смеси 17, кран подачи воды 18 и краном 1 регулируют концентрацию режима давления в смеси. Смачивание потока ВВ обеспечивает пылеподавление и способствует повышению плотности заряжания.

При выключении установки закрывают кран подачи смеси 17 и кран 2, а кран продувки 1 открывают полностью. После продувки трубопровода закрывают кран продувки 1 и открывают кран 11 для сброса воздуха из бункера.

Установка обслуживается двумя рабочими — заряжающим и оператором. Связь между ними поддерживается по телефону.

14.4. САМОХОДНАЯ МАШИНА ПМЗШ-2 ДЛЯ ЗАРЯЖАНИЯ ШПУРОВ

Машина предназначена для транспортирования средств взрывания и механизированного заряжания шпуров и скважин рыхлыми гранулированными взрывчатыми веществами в шахтах, не опасных по газу и пыли (рис. 14.10).

Навесное оборудование смонтировано на базе автомобиля МАЗ-500 и состоит из подъемно-поворотного механизма 1 с рабочей люлькой оператора 2, бункера 3 для ВВ, блока газоочистки, домкратов устойчивости и порционного зарядчика нагнетательного типа с бункером вместимостью 150 л и величиной порции 1,5—2 кг.

Управление подъемно-поворотным механизмом, домкратами устойчивости и бункером ВВ гидравлическое.

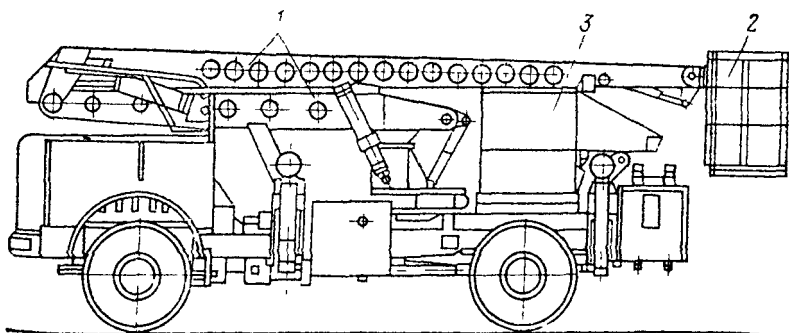


Рис. 14.10. Самоходная машина ПМЗШ-2

Техническая характеристика машины ПМЗШ-2

Рабочее давление в гидросистеме, МПа	10
Высота подъема люльки, м	10
Радиус поворота люльки, м	5
Грузоподъемность люльки оператора, кг	До 300
Угол поворота стрелы в горизонтальной плоскости, градус	± 85
Вместимость бункера для гранулита, м ³	0,8
Скорость передвижения машины, км/ч:	
с полной нагрузкой	20
без нагрузки	40
Основные размеры машины в транспортном положении, мм	8000 × 2850 × 2800
Масса машины с грузом, т	13,194

14.5. СОСТАВЫ ДЛЯ ДОСТАВКИ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Электровозными составами ВМ доставляют на горные участки для последующей перегрузки в участковые камеры. Растаренные ВВ перевозят в вагонах закрытого типа, а распакованные из ящиков средства взрывания (СВ) — в вагонах закрытого типа с секциями, обитыми изнутри войлоком, резиной или пенопластом. С откаточного горизонта на подэтажные выработки ВВ доставляют с помощью средств пневмодоставки или с использованием подъемных лебедок.

Составы формируют в соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах». В составе за контактным электровозом находится вагон для тары, затем вагон с упакованным ВВ (рис. 14.11, а). Если в составе нет вагона для тары, то между электровозом и вагонами с ВВ размещается специальная вставка длиной 3 м (рис. 14.11, б). При доставке СИ их размещают в специальные вагоны, обитые войлоком. Вагон со средствами взрывания должен находиться в конце состава.

Вагонетка (рис. 14.12) конструкции КазПТИ предназначена для транспортирования гранулированных ВВ по горным выработкам и механизированной выгрузки их из вагона в емкость зарядного устройства. Вагон ВДВ-1 работает совместно с зарядчиками, оборудованными эжекторными устройствами. При включении

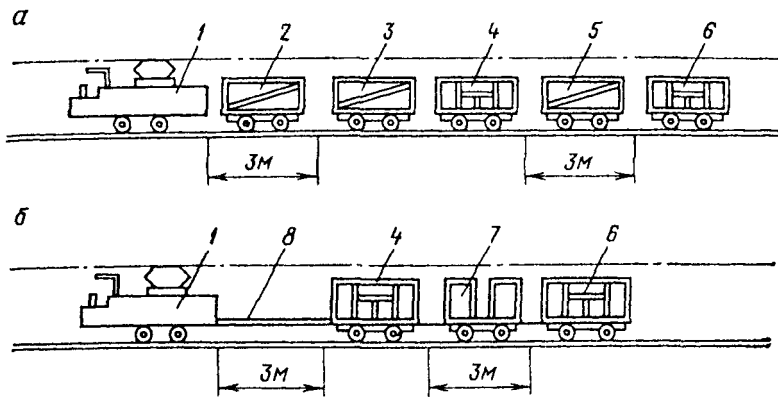


Рис. 14.11. Схемы составов для доставки ВМ с расходных складов на участка:

1 — контактный электровоз; 2 — специальный вагон для тары; 3 — специальный вагон для ВВ в заводской таре; 4 — специальный вагон для расгаренных ВВ; 5 — вагон для взрывного провода, взрывных машинок и контрольных приборов; 6 — специальный вагон для тары и сопровождающих лиц; 7 — специальный вагон для зарядного шланга; 8 — вставка длиной 3 м

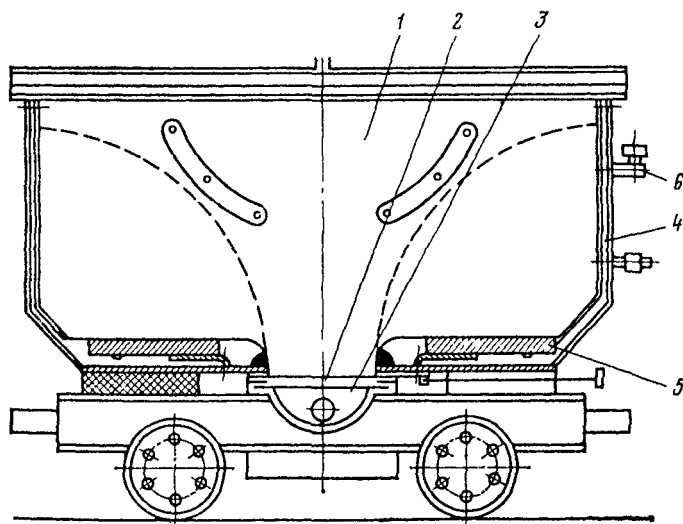


Рис. 14.12. Вагонетка ВДВ-1

эжектора, создающего разрежение в камере зарядчика, ВВ из вагона 1 через открытый шибер 2 поступает в вакуумно-эжекторный питатель 3, а из него по всасывающему шлангу — в полость зарядчика. ВВ к разгрузочному отверстию подается при открытом шибере с помощью диафрагмы 4 с закрепленными к ней разгрузочными плитами 5. Для этого через клапан 6 в полость, заключенную между стенками кузова и диафрагмой, подается сжатый воздух.

Техническая характеристика вагонетки

Производительность перегрузки ВВ, кг/мин	100
Вместимость кузова, м ³	1,8
Шасси	ВГ-2,2
Ширина колеи, мм	750
Давление воздуха под диафрагмой, МПа	0,01—0,02
Основные размеры, мм	2320 × 1200 × 1500
Стоимость вагона, тыс. руб.	1,023

Вагон разработан КазПТИ и Лениногорским полиметаллическим комбинатом. На этом же комбинате он изготовлен и допущен к эксплуатационным испытаниям.

Во ВНИИБТГ бывшем МЧМ СССР разработаны шахтные вагонетки типа ВДВ, применяемые на рудниках Украины.

Вагонетки ВДВ-1 и ВДВ-4 (рис. 14.13) предназначены для доставки на проходческие и добычные участки ВВ и СВ. Металлический кузов 1 вагонетки имеет отсеки 2 и 3 для ящиков с патронированными и мешков с гранулированными ВВ. Крышка вагонеток металлическая, двухскатная, футерована негорючим (асботкань) или диэлектрическим (резина) материалом. Отсек 2 для ящиков со средствами взрывания внутри футерован войло-

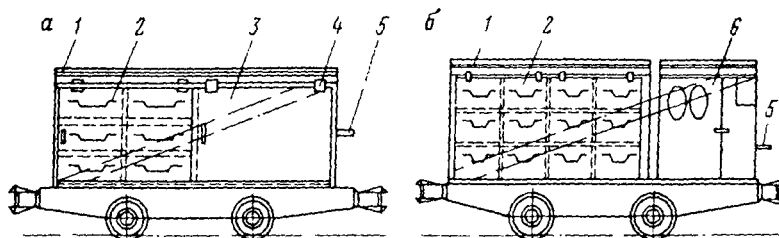


Рис. 14.13. Вагонетки конструкции ВНИИБТГ

ком. Вагонетки снабжены роликами для крепления огнетушителей.

Вагонетки шахтные ВДВ-2 и ВДВ-5 (см. рис. 14.13) предназначены для доставки средств и принадлежностей взрывания и оборудованы металлической крышкой 1, покрытой асботканью или конвейерной лентой. В вагоне имеется отсек 2 для ящиков с СВ и кабиной 6 для сопровождающего лица. На вагонетке имеется крепление 5 для огнетушителя.

Вагонетки ВДВ и ВДВ-3 с колесей 750 мм открытые с откидными на всю высоту бортами позволяют механизировать погрузочно-разгрузочные работы при доставке ВМ с поверхности в расходные склады и при подготовке массовых взрывов. Борты вагонетки открываются с обеих сторон. Для предупреждения попадания искр и расплавленного металла вагонетка сверху покрывается защитным несгораемым материалом. Характеристика вагонеток дана в табл. 14.4.

Таблица 14.4

Техническая характеристика вагонеток конструкции ВНИИБТГ

Показатели	ВДВ	ВДВ-1	ВДВ-2	ВДВ-3	ВДВ-4	ВДВ-5
Грузоподъемность, т	2,5	2,0	1,2	1,2	1,0	0,6
Число ящиков	—	12	24	—	6	12
Вместимость кузова, м ³	2,5	—	—	1,2	—	—
База, мм	1250	1250	1250	1000	1000	1000
Основные размеры, мм	4100 × 1320 × 1470	4100 × 1320 × 1600	4100 × 1320 × 1600	2950 × 1320 × 1470	2950 × 1320 × 1600	2950 × 1320 × 1600
Масса вагонетки, т	2,4	2,9	3,5	1,8	2,2	2,8

14.6. ЗАРУБЕЖНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ БЕСТРОТИЛОВЫХ ГРАНУЛИРОВАННЫХ И КРИСТАЛЛИЧЕСКИХ ВВ

Особенностью зарядного оборудования для механизированного заряжания шпуров и скважин в подземных условиях является использование бестротилового гранулированного и кристаллического ВВ.

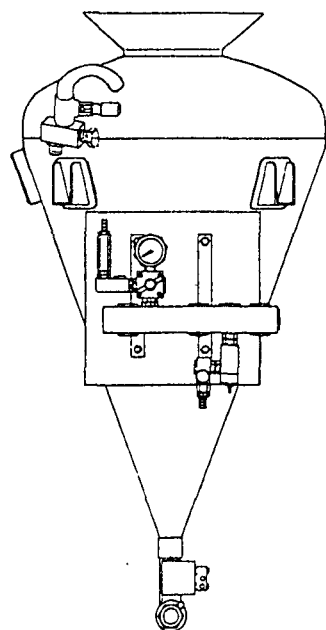


Рис. 14.14. Общий вид зарядного оборудования Джет-Анол и Анол

При этом зарядное оборудование устанавливают на самоходном четырехколесном шасси с дизельным приводом и выдвижной стрелой-манипулятором, с кабиной для взрывника, что позволяет ему достичь любой точки забоя по высоте и ширине. Зарядчики разных зарубежных стран по конструктивному исполнению близки между собой, а потому в учебнике приведены наиболее известные зарядчики шведской фирмы «Нитро-Нобель» (табл. 14.5).

Зарядное оборудование Джет-Анол и Анол (рис. 14.14) вместимостью от 100 до 750 л с потреблением воздуха 1,8—2,0 м³/мин, плотностью заряжения от 0,9 до 1,2 г/см³ предназначено для шпуров с диаметром от 32 до 75 мм и от 25 до 150 мм во всех направлениях (в восходящих шпурах диаметром до 51 мм с 50/50 кристаллического и гранулированного ВВ). Плотность заряда между 0,9 и 1,1 г/см³, производительность — до 35 кг/мин. Дистанционное управление. Все жизненно важные части Джет-Анол сделаны из нержавеющей стали согласно шведским требованиям по изготовлению таких устройств. Одобрено шведской Национальной комиссией по безопасности и здравоохранению.

Таблица 14.5

Техническая характеристика зарядчиков Джет-Анол

Загрузка ANFO	Гранулированная АС, кг	Кристаллическая АС, кг
Джет-Анол 100	80	100
Джет-Анол 150	125	150
Джет-Анол 300	250	300
Джет-Анол 500	400	500
Джет-Анол 750	600 кг	750 кг

Размеры	Диаметр, мм	Высота, мм	Масса, кг
Джет-Анол 100	600	1400	80
Джет-Анол 150	600	1600	90
Джет-Анол 300	900	2000	130
Джет-Анол 500	900	2300	200
Джет-Анол 750	1100	2300	250

Зарядное устройство Анол-СС (рис. 14.15) вместимостью 300, 500 и 1000 л, с потреблением воздуха 1,2—2,5 м³/мин предназначено для шпуров диаметром от 25 до 150 мм. Зарядка осуществляется во всех направлениях восходящих скважин диаметром до 115 мм с напорной струей. Плотность заряда — между 0,9 и 1,1 г/см³; производительность — до 130 кг/мин. Дистанционное управление. Все жизненноважные части Анол-СС сделаны из нержавеющей стали согласно шведским требованиям по изготовлению таких устройств. Одобрено шведской Национальной комиссией по безопасности и здравоохранению. Характеристики Анол-СС приведены в табл. 14.6.

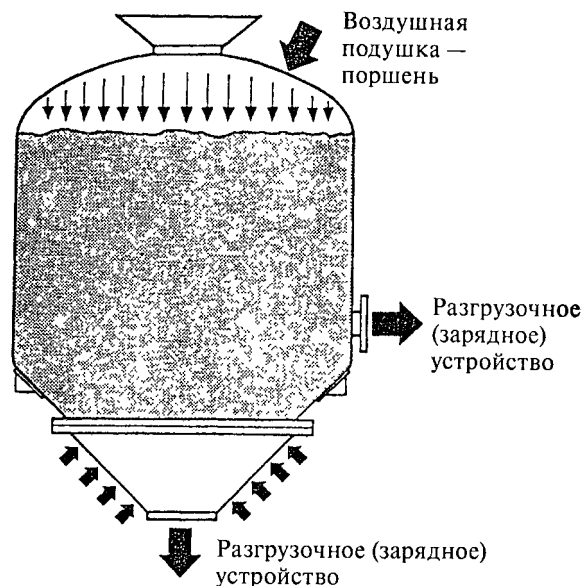


Рис. 14.15. Общий вид зарядного оборудования Анол-СС

Технические характеристики Анол-СС

Загрузка ANFO	Гранулированная АС, кг	Кристаллическая АС, кг
Анол-СС 300	240	300
Анол-СС 500	400	500
Анол-СС 1000	800	1000

Размеры	Диаметр, мм	Высота, мм	Масса, кг
Анол-СС 300	900	1110	200
Анол-СС 500	900	1430	215
Анол-СС 1000	1100	1730	315

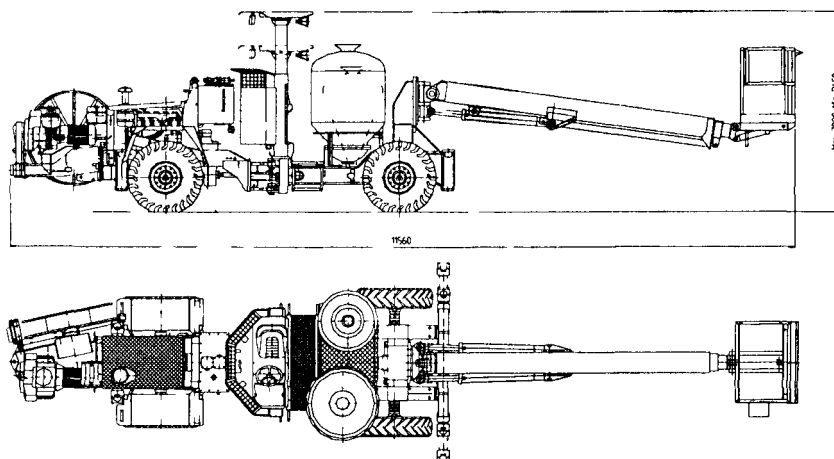


Рис 14 16 Самоходное шасси со стрелой для работы с зарядным оборудованием

На рис. 14.16 приведено самоходное шасси на пневмоколесном ходу со стрелой-манипулятором и кабиной для взрывника.

14.7. ЗАРУБЕЖНОЕ ЗАРЯДНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВВ

В последнее десятилетие рядом зарубежных фирм (США, Австралия, Швеция и др.) собрано оборудование для выпуска патронированных эмульсионных ВВ для шпуров с использованием для их активации полых стеклянных микросфер и ГД с твердеющими составами.

Однако наиболее интересным следует признать разработки фирмы «Орика» по созданию транспортно-зарядных машин для зарядания эмульсионными ВВ нисходящих и особенно восстающих скважин диаметром 60—80 мм и глубиной до 40 м. Общий вид такой машины показан на рас. 14.17, а с зарядным шлангом на бобине — на рис 14 18

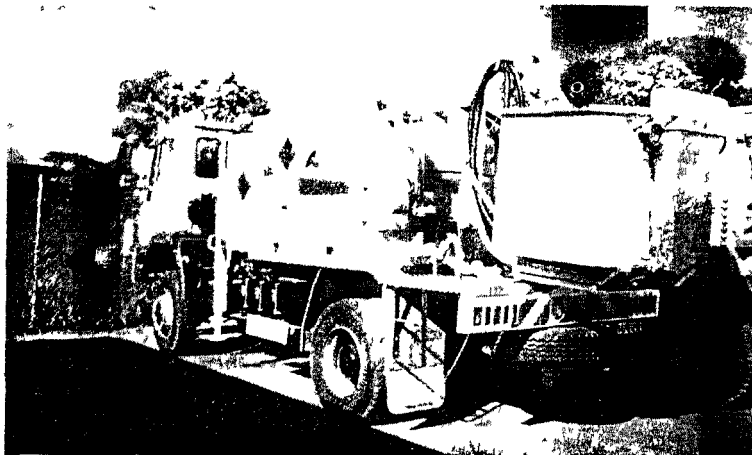


Рис 14 17 Транспортно-зарядная машин для подземных работ фирмы «Орика»

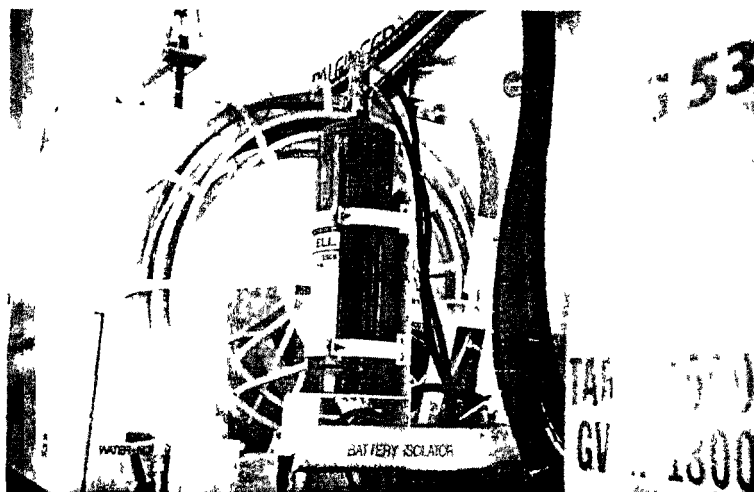


Рис 14 18 Вид зарядного шланга зарядной машины для подземных работ фирмы «Орика»

Данное направление использования эмульсионных ВВ не обеспечивает безусловных преимуществ по сравнению с приведенными выше отечественными и зарубежными по применению гранулированных бестротилового ВВ с их пневмозаряданием. Возникают при использовании ЭВВ проблемы их надежного удержания в восстающих скважинах, безотказного инициирования по длине заряда. Поэтому работы по заряданию восстающих скважин при подземной разработке руд с использованием эмульсионных ВВ требуют серьезной технической и экономической проработки.

На рис. 14.19 показана автомашина для зарядания зарядчиками Анол на земной поверхности, а на рис. 14.20 — зарядчик Анол в проходческом забое на пневмомашинном ходу.

Для снижения доли ручного труда, повышения производительности на всех операциях переработки ВВ, сокращения числа рабочих, привлекаемых с других участков, и ограничения круга лиц, допущенных к обращению с ВВ, была разработана программа механизации всего комплекса переработки ВВ от вагона до забоя. На основе опыта доставки ВВ в шахту по трубопроводу на Лениногорском комбинате по технологии, разработанной отраслевой лабораторией КазПТИ, программой предусматри-

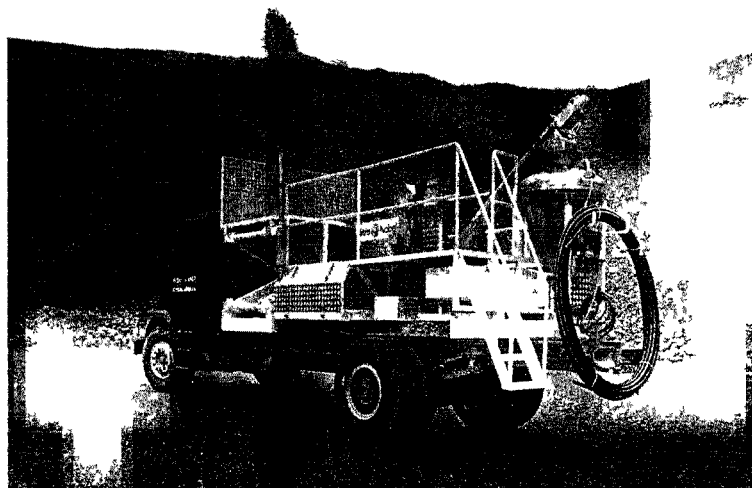


Рис 14.19 Автомашина с зарядчиком Анол для зарядания на земной поверхности

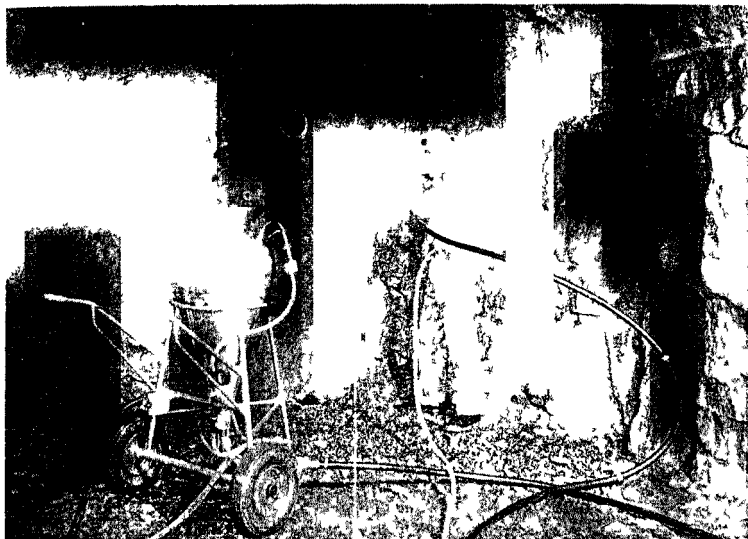


Рис. 14.20 Зарядчик Анол на пневмомашинном ходу в проходческом забое

валось создание новых образцов оборудования и строительство комплексов перепуска ВВ по трубопроводу на рудниках Горной Шории и Хакасии.

Для механизации разгрузки ВВ из вагонов и погрузочно-разгрузочных работ на складах ВМ были применены аккумуляторные погрузчики ЭПВ-1 и переоборудованные дизельные автопогрузчики «Балканкар», которые значительно сократили долю ручного труда. Производительность разгрузки вагонов увеличилась в 3,5 раза и составила 6,5 т/чел.-смену. Число рабочих при этом сокращается до 4, которые заняты укладкой мешков ВВ на поддоны. Сократилось и время простоя вагонов под разгрузкой. Погрузочно-разгрузочные работы на складах ВМ при использовании погрузчиков полностью механизированы.

Комплекс перепуска по трубопроводу (рис. 14.21) включает поверхностный приемный бункер, расположенный в здании приемки ВВ на поверхности, транспортный трубопровод, подземный приемный бункер на рабочем горизонте, размещенный в специальной подземной выработке.

Работа комплекса осуществляется по следующей схеме. Гранулированное ВВ растаривается на пункте подготовки и загруз-

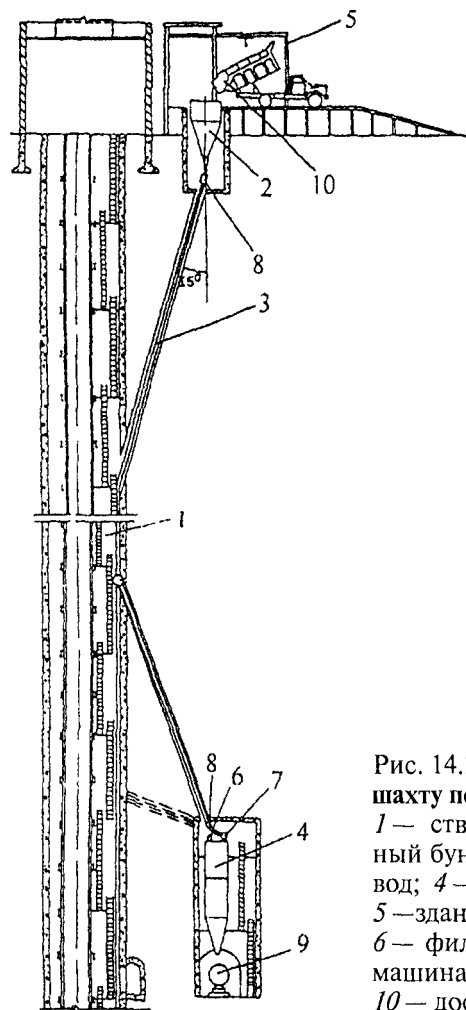


Рис. 14.21. Комплекс перепуска ВВ в шахту по трубопроводу:

1 — ствол; 2 — поверхностный приемный бункер; 3 — перепускной трубопровод; 4 — подземный приемный бункер; 5 — здание приемки ВВ на поверхности; 6 — фильтр; 7 — циклон; 8 — кран; 9 — машина транспортно-зарядная МТЗ-3; 10 — доставочная машина

жается в транспортную машину или в контейнер КВ-10, доставляется к комплексу перепуска и разгружается в приемный бункер на поверхности. После этого открываются верхний и нижний краны, и осуществляется перепуск ВВ под собственным весом в режиме свободного падения гранул в подземный приемный бункер. Из подземного приемного бункера ВВ загружается в транспортно-зарядные машины МТЗ-3 или доставочные вагоны ВД-2,4, которые формируют в составы и транспортируют на заряжаемый блок.

Основной проблемой эксплуатации комплексов перепуска при доставке гранулированных ВВ по трубопроводу является разрушение гранул ВВ и увеличение выхода мелких фракций.

Исследованиями гранулометрического состава доставленного ВВ по трубопроводу в режиме свободного падения установлено, что повышается степень разрушения гранул с увеличением глубины перепуска. Глубина перепуска на Таштагольском руднике составляла 640 м, на Абаканском — 240 м, Шерегешском — 350 м и Казском — 530 м. Поэтому степень деградации гранул на Абаканском руднике была в 1,5—2 раза меньше.

Для снижения деградации гранул ВВ и устранения проблем при пневмозарядании был разработан способ перепуска с предварительным заполнением трубопровода и выпуска в режиме регулируемого пневмотранспортирования. При этом способе исключается свободное падение гранул ВВ в трубопроводе, а транспортирование происходит за счет стационарного перемещения гранул ВВ в трубопроводе. Для осуществления способа комплекс перепуска оснащается системой регулируемого пневмотранспортирования, которая включает арматуру управления, подвода сжатого воздуха и приборов контроля подачи сжатого воздуха. Испытания перепуска ВВ в шахту по трубопроводу с регулируемым пневмотранспортированием проводились на Казском руднике.

Способ перепуска осуществляется по следующей схеме. Первоначально трубопровод заполняется на всю высоту с одновременной подачей сжатого воздуха в его нижнюю часть. Это создает встречный поток воздуха движению гранул, и скорость падения гранул снижается. Средняя скорость движения гранул ВВ в трубопроводе при свободном падении составляет 100 м/с, с противотоком сжатого воздуха скорость падения гранул уменьшается до 25 м/с. После заполнения трубопровода открывают нижний кран транспортного трубопровода и производят выпуск ВВ. Производительность выпуска ВВ из трубопровода определяется величиной открытия нижнего крана. Средняя скорость движения гранул в этом режиме может составлять 0—5 м/с.

Для ликвидации пробки в нижнюю часть трубопровода подается сжатый воздух, давление доводится до установленной величины и производится сброс давления в нижней части трубопровода. За счет избыточного давления сжатого воздуха в меж-

гранульном пространстве происходит выброс уплотненной сыпучей среды потоком воздуха, что приводит к перемещению ВВ по трубопроводу.

Эксплуатацией перепуска ВВ по разработанному способу получено снижение деградации гранул в 2 раза, уменьшилось в 2,5—3 раза содержание фракции менее 1 мм. Применение системы регулируемого пневмотранспортирования обеспечивало надежное устранение возникающих пробок ВВ в трубопроводе. Полученные результаты позволяют эксплуатировать комплекс перепуска по трубопроводу на глубоких горизонтах шахты.

Список литературы

1. Пучков Л.А. О структуре горных наук // Горный журнал. — 1995. — № 7.
2. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. — М.: Недра, 1988.
3. Протасов Ю.И. Разрушение горных пород. — М.: Изд-во МГГУ, 1995.
4. Юткин Л.В. Электрогидравлический эффект. — Машгиз, 1959.
5. Эпштейн Е.Ф., Арш Э.И., Виторт Г.К. Новые методы разрушения пород. — М.: Гостоптехиздат, 1960.
6. Щеголевский М.А. Взрывогенераторы — новая отрасль техники // На стройках России. — 1972. — № 9.
7. Шухман В.Л. Исследование основных закономерностей и разработка метода образования скважин патронированными зарядами ВВ: Докторская диссертация. — М., 1971.
8. Дмитриев А.П., Гончаров С.А. Термическое и комбинированное разрушение горных пород. — М.: Недра, 1978.
9. Нифонтов Б.И., Протопопов Д.Д., Ситников И.Е., Куликов В.В. Подземные ядерные взрывы. — М.: Атомиздат, 1965.
10. Киреев В.В., Ершов Н., Протопопов Д.Д. Промышленные ядерные взрывы. — М.: Атомиздат, 1971.
11. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом (взрывные технологии в промышленности). — М.: МГГУ, 1994.
12. Просктирование взрывных работ в промышленности: Колл. авт./ Под редакцией Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1983.
13. Взрывные работы в опасных условиях угольных шахт: Колл. авт./ Под редакцией Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1979.
14. Справочник взрывника: Колл. авт./ Под редакцией Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1988.
15. Викторов С.Д., Галченко Ю.П., Закалинский В.М., Рубцов С.К. Разрушение горных пород сближенными зарядами. — М: РАН ИПКОН, 2006.
16. Черниговский А.А. Метод плоских систем зарядов в горном деле и строительстве. — М.: Недра, 1971.
17. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Блейман И.Л. Производство массовых взрывов. — М.: Недра, 1977.
18. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. — М.: Недра, 1982.

19. *Покровский Г.И., Федоров И.С.* Действие удара и взрыва в деформируемых средах. — М.: Гос. изд. лит. по стройматериалам, 1957.
20. Единые правила безопасности при взрывных работах. ГУП «НТЦ по безопасности и промышленности Госгортехнадзора России». — М, 2001.
21. *Именитов В.Р.* Высокопроизводительные системы разработки руд. — М.: Гос. научно-техническое изд-во по горному делу, 1961.
22. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. — М.: Недра, 1972.
23. Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве. — М.: ОАО «Гидроспецпроект», АФ «Гидроспецстрой», 1997.
24. *Викторов С.Д., Еременко А.А., Закалинский В.М., Машуков И.В.* Технология крупномасштабной взрывной отбойки на удароопасных рудных месторождениях Сибири. — Новосибирск.: Наука, 2005.
25. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли. — М.: Академия горных наук, 1997.
26. *Эткин М.Б., Азаркович А.Е.* Взрывные работы в энергетическом и промышленном строительстве. — М.: МГГУ, 2004.
27. Правила устройства зарядного, доставочного и смесительного оборудования, предназначенного для механизации взрывных работ. — М.: Госгортехнадзор, 1995.
28. *Иоффе В.Б., Шученко Е.И.* Обеспечение промышленной безопасности при производстве и применении эмульсионных ВВ на горных предприятиях. — М.: ННЦГП ИГД им. А.А. Скочинского, 2002.
29. *Кутузов Б.Н., Нишпал Г.А.* Технология и безопасность изготовления и применения ВВ на горных предприятиях. — М.: МГГУ, 2004.
30. *Демидюк Г.П., Бугайский А.Н.* Средства механизации и технология взрывных работ с применением гранулированных ВВ. — М.: Недра, 1975.
31. *Друкованный М.Ф., Ефремов Э.И., Бондаренко Н.М. и др.* Механизация взрывных работ. — М.: Недра, 1984.
32. *Козловский Е.А.* Геология как жертва экономических реформ // Промышленные ведомости. — № 1—2, январь 2004.
33. *Козловский Е.А.* Геология. Уроки великой войны. — М.: Московский государственный геологоразведочный университет, ВНИИгеосистем, 2005.

МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ОПЫТНЫХ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Обширный экспериментальный материал по исследованию и совершенствованию параметров взрывания с целью достижения требуемой интенсивности дробления пород на карьерах часто трудно использовать, так как отсутствуют необходимые данные об экспериментах для объективного сравнения результатов взрывов, полученных в различных условиях.

Различная оценка взрываемых массивов приводит к тому, что иногда породы, одинаковые по трудности разрушения, рассматриваются в одних условиях как трудновзрываемые, а в других — как средне- и даже легко взрываемые. Существующие на карьерах местные классификации пород по взрываемости построены на различных исходных принципах.

Различными способами оценивается результат взрыва: по выходу негабарита, среднему размеру куска взорванной массы, выходу какой-то фракции, производительности экскаватора, дробилки и т. д. Различный размер кондиционного куска, различная мощность применяемого оборудования и производительность карьера — все это в значительной мере затрудняет получение сопоставимой оценки результатов массовых взрывов, проводимых на карьерах по добыче черных и цветных металлов, строительных и химических материалов и в других отраслях промышленности.

Поэтому по заданию Междуведомственной комиссии по взрывному делу МГИ была разработана и широко обсуждена с горной научно-технической общественностью методика проведения опытных взрывов, основные положения которой изложены ниже.

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Опытный взрыв проводится с целью выявления влияния интересующих факторов (удельного расхода ВВ, диаметра скважин, конструкции зарядов и т. д.) на результат взрыва. Проведение серии взрывов на одном или нескольких карьерах при фиксированных параметрах и известных породах позволит использовать полученные результаты для прогнозирования результатов взрывания на других карьерах.

Во всех случаях сравнение должно производиться не с отчетными данными предприятий, а с проводимыми в сравнимых (одинаковых) породах взрывами по применяемым и экспериментальным параметрам с фиксацией результатов по настоящей методике.

Эффективность новых параметров оценивается сравнением качества дробления, проработки подошвы уступа, развала взорванной породы и производительности экскаватора.

Опытный взрыв, как и обычный массовый, производится взрывным участком предприятий в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах» и «Временной инструкцией по организации и ведению массовых взрывов скважинных зарядов на открытых горных работах».

Сотрудники научно-исследовательских институтов и лабораторий, при участии которых проводится опытный массовый взрыв, перед обуриванием блока составляют техническое задание на проведение опытного взрыва, где указываются цель опытного взрыва и требуемые параметры взрывания. Техническое задание на проведение опытного взрыва согласовывается с начальником взрывных работ, утверждается главным инженером предприятия и передается к исполнению. Копия технического задания включается в технический паспорт или проект взрыва. Сотрудники исследовательских организаций контролируют правильности определения категории взрываемости и степени однородности пород, составления проекта на обуривание и расчета массового взрыва. Перед массовым взрывом они совместно с маркшейдером осуществляют контроль за правильностью выполнения проекта на обуривание блока, за заряданием скважин, а также монтажом взрывной сети. Все вопросы по корректировке расчетов и схем решаются только с начальником взрывных работ и маркшейдером. Работники институтов и лабораторий, осуществляю-

щие контроль за проведением опытного взрыва, могут, по разрешению главного инженера предприятия, находиться на блоке до окончания монтажа взрывной сети зарядов. После этого они должны удалиться за пределы опасной зоны.

Пункты киносъёмки взрыва, установка замерных станций и посты наблюдений до взрыва согласуются с начальником взрывных работ и утверждаются главным инженером предприятия.

После сигнала отбоя вместе с мастером или начальником взрывных работ сотрудники институтов или лабораторий могут прибыть на место проведения взрыва для предварительной визуальной его оценки. К замерам результатов взрыва можно приступать только после осмотра места взрыва взрывниками и соответствующего разрешения горного мастера или вышестоящего должностного лица.

1. СВЕДЕНИЯ О СВОЙСТВАХ ВЗРЫВАЕМЫХ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД

Все взрываемые массивы на карьерах, как правило, разделены трещинами на отдельности различных размеров.

Степень дробления массива при массовых взрывах в наибольшей степени зависит от трещиноватости массива и прочности отдельностей. Для опытного взрыва необходимо выбрать участок массива, одинаковый по степени трещиноватости и прочности пород. Если это сделать невозможно, то на плане и на разрезах по опытному блоку необходимо указать участки пород с различной трещиноватостью и прочностью отдельностей, приведя названия пород. Оценку результатов взрыва необходимо проводить с учетом различной степени трещиноватости и прочности отдельностей, слагающих массив, на различных участках опытного блока.

1.1. Определение прочностных характеристик отдельностей, слагающих массив

Для оценки прочности отдельностей рекомендуется применять коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова. В полевых условиях коэффициент крепости пород следует определять методом толчения (разд. 5, ч. I), плотность (объемный вес) взрываемых пород определяется взвешиванием (разд. 6, ч. I). При углублении знаний о свойствах пород целе-

сообразно будет пользоваться критерием трудности разрушения академика В.В. Ржевского.

1.2. Определение трещиноватости взрывааемых пород

Оценка трещиноватости (определение категории трещиноватости) взрывааемых массивов производится по «Временной методике определения трещиноватости горных пород в массиве» фотопланиметрическим или планиметрическим методами по откосу уступов (разд. 7, ч. I). Поскольку нижняя часть уступа, как правило, закрыта осыпавшейся породой, более удобен и объективен метод фотографирования уступа с применением масштабной сетки, которая монтируется на фотоаппарате, что исключает необходимость применения масштабных лент, реек и пр. (разд.8). Для получения предварительных результатов по степени трещиноватости относительно однородных пород достаточно одной фотографии с размером в натуре 10×10 м на каждом участке по длине уступа 40 м. В случае применения взрывания в зажиме можно использовать метод определения трещиноватости по кернам и сейсмоакустический метод измерений (разд. 7.3 и 7.5, ч. I).

Породы I и II категорий по трещиноватости рекомендуется объединять в одну категорию (см. табл. 1.1, ч. I учебника).

В настоящее время Институтом физики и механики горных пород АН Кыргызстана совместно с Северокавказским филиалом Всесоюзного научно-исследовательского и конструкторского института «Цветметавтоматика» разработан метод определения крепости и трещиноватости пород по энергоемкости шарошечного бурения с помощью аппаратуры «Прогноз-2». В Московском горном институте разработан метод определения свойств массива по уровню и спектру вибраций при шарошечном бурении. После широкой проверки эти методы целесообразно использовать для оценки свойств взрываемости массивов.

До взрыва определяется и наносится на план и поперечные профили блока направление господствующей системы трещин (сомкнутые, шириной до 1 см, до 10 см, зияющие или заполненные цементом, породой). На основе данных геолого-маркшейдерской службы уточняется представительность откоса уступа опытного блока для оценки свойств взрывааемого массива в глу-

бину. Целесообразно кроме оценки категории трещиноватости пород определить средний размер отдельностей (d_0) и построить графики распределения отдельностей, слагающих массив по крупности на основе обработки фотопланограмм по откосу уступа. Размеры фракций принимать в соответствии с табл. 1.1, ч. I учебника.

2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ПРОВЕДЕНИЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ

По каждому опытному взрыву составляется его проект в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах» и «Временной инструкцией по организации и ведению массовых взрывов скважинных зарядов на открытых горных работах».

На плане блока устанавливается сетка скважин, заколы от предыдущего взрыва, отметки нижней и верхней бровок уступа, линия сопротивления по подошве для первого ряда скважин. На плане также приводятся 3—5 поперечных разрезов, отражающих характерные участки взрываемого блока. К плану прилагается таблица (табл. П1) с фактическими параметрами сетки скважин, величинами и конструкцией зарядов ВВ.

Таблица П1

Дата _____
 Горизонт _____
 Серия взрыва _____
 Наименование ВВ: для сухих скважин _____
 для обводненных скважин _____

1	Наименование и краткое описание пород	По группам скважин
2	Категория пород по трещиноватости	
3	Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова	
4	Категория взрываемости пород (по местной шкале)	
5	Номер скважины	
6	Высота уступа по скважине, м	
7	Глубина скважины, м	
8	Перебур, м	

9	Высота столба воды в скважине, м
10	Сопротивление по подошве (для 1 ряда), м
11	Расстояние между скважинами, м (a)
12	Коэффициент сближения (a/b)
13	Применяемые ВВ
14	Величина заряда в скважине, в т.ч. водоустойчивого ВВ
15	Высота заряда, в т.ч. водоустойчивого ВВ, м
16	Величина и характер рассредоточения, м
17	Длина забойки, м
18	Угол между направлением отбойки и господствующей системой трещин
19	Расстояние между рядами, м (b)

До взрыва на блоке выставляют два ряда вешек на расстоянии 20—30 м от последнего ряда скважин для определения действия взрыва в глубь массива и выброса породы на верхнюю бровку. Вешки или другие отличительные знаки выставляют также для оценки действия крайних скважин и определения ширины развала.

При взрывании с подпорной стенкой («в зажиме») фиксируются ее параметры (ширина, высота, коэффициент разрыхления).

На плане расположения скважин приводится схема взрывной сети с указанием интервалов замедлений, конструкции заряда в каждой скважине, применяемое ВВ, величины промежутков между частями зарядов, расположение и количество боевиков. На плане дается оценка нарушенности массива предыдущими взрывами, указывается господствующая система (системы) трещин.

Количество опытных взрывов для исследования влияния различных факторов на степень дробления горной массы определяется в зависимости от коэффициента вариации определяемого признака, допустимой ошибки и заданной надежности по формуле

$$n = \frac{t^2 \sigma_x^2}{\varepsilon_x^2},$$

где t — коэффициент, принимаемый при исследовательских работах равным 2,0 при надежности 95%;

σ_x — среднеквадратичное отклонение;

ε_x — заданная ошибка.

Среднеквадратичное отклонение k допускается из расчета, чтобы коэффициент вариации, определяемый по формуле

$$k = \frac{\sigma_x}{X} 100,$$

был в пределах 15—20%, заданная ошибка 5—10%. X — средняя величина.

В однородных по трещиноватости и петрографическому составу породах на крупных карьерах для получения надежных результатов с учетом усреднения влияния различных случайных факторов достаточно проведения 3—4 взрывов объемом 20—30 тыс. м³ при использовании скважин диаметром 243 мм. Количество рядов скважин 3—4. Изменение диаметра долот требует изменения объема опытных взрывов пропорционально отношению квадратов диаметров. Изменение объема взрыва при постоянном диаметре требует изменения числа опытов пропорционально квадратному корню из отношения объемов.

При проведении опытных взрывов следует исходить из значимости различных факторов, влияющих на степень дробления пород. В табл. П2 приведены различные факторы и степень их влияния на регулирование дробления взрываеваемой массы.

Таблица П2

Группа	Параметры	Примерные пределы регулирования выхода негабарита
I	Расчетный удельный расход ВВ, диаметр зарядов, размер сетки	(1,0—0,10) $v_{ом}$
II	Применяемое ВВ, конструкция зарядов, число зарядов, число рядов, высота уступа, схема и интервал замедления, забойка, величина	(0,1—0,01) $v_{ом}$

$v_{ом}$ — содержание (%) крупных отдельностей в массиве.

При проведении опытных взрывов следует придерживаться следующих максимально допустимых отклонений основных параметров взрывных работ и свойств пород, чтобы получаемые

результаты по сравниваемым участкам были представительны для последующего анализа.

Показатели	Максимальное отклонение по сравниваемым участкам
Трещиноватость (средний размер)	±10% от размера отдельности
Коэффициент крепости f	±2% (две единицы)
Расчетный расход ВВ, кг/м ³	±5%
Высота уступа	±1,0 м
Перебур	±0,5 м
Длина забойки	±0,5 м
Величина СПП по первому ряду, расстояние между скважинами и рядами	±0,5 м
Уровень воды в скважинах (обводненных)	±1,0 м

Прежде чем оценивать эффективность факторов, которые изучаются проведением опытных взрывов, необходимо оценить применяемые на предприятии параметры взрывания, поскольку последние могут отличаться от оптимальных для конкретных горно-геологических условий.

Фактические параметры должны отличаться от расчетных не больше указанных величин. Ориентировочно определение расчетного расхода ВВ рекомендуется производить по шкале взрываемости пород, разработанной МГИ на основе многолетних исследований на карьерах по добыче руд черных и цветных металлов. Шкала разработана для диаметра долот 243 мм и кондиционного куска 1200 мм, высоты уступа 10—15 м (табл. 1.5, ч. I учебника).

Для ориентировочного определения расчетного расхода ВВ (q) в зависимости от свойств пород (трещиноватости и крепости) и при изменении диаметра скважин рекомендуется пользоваться следующей формулой:

$$q = 0,13\rho^4\sqrt{f}\left(0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_3 d_0\right)\left(\frac{0,5}{d_k}\right)^{\frac{2}{5}} k_{ВВ},$$

где d_0 — средний размер отдельностей, м;
 d_k — размер кондиционного куска, м;
 ρ — плотность пород, т/м³;
 d_3 — диаметр заряда (скважины), мм.

Остальные параметры рекомендуется определять по следующим формулам:

- величина СПП при высоте уступа 10—15 м (формула треста «Союзвзрывпром»):

$$W = \sqrt{\frac{0,56p^2 + 4mqpHl_{\text{скв}} - 0,75}{2mqH}},$$

где p — вместимость 1 м скважины, кг;

H — высота уступа, м;

$l_{\text{скв}}$ — глубина скважины, м;

m — относительное расстояние между скважинами;

- величина забойки

$$l_{\text{заб}} = 0,7W, \text{ м};$$

- величина перебура

$$l_{\text{пер}} = 0,5qW;$$

- сетка скважин определяется соотношениями:

расстояние между скважинами

$$a = mW, \text{ м};$$

расстояние между рядами скважин

$$b = \frac{1}{m}W, \text{ м},$$

где $m = 0,8-1,4$.

(В легко- и средневзрываемых породах необходимо применять рассредоточение зарядов воздушными промежутками, согласно рекомендациям Н.В. Мельникова и Л.Н. Марченко);

- интервал замедления:

$$\tau = AW, \text{ м},$$

где $A=6$ — коэффициент при крепких крупноблочных породах.

В случае значительного расхождения расчетных и применяемых параметров необходимо оценить их эффективность проведением опытных взрывов и по сравнительным взрывам выбрать лучший вариант для оценки исследуемого фактора.

Рекомендуемые расчетные параметры должны давать результаты по дроблению, близкие к указанным в табл. 1.5, ч. I учебника.

3. ФИКСАЦИЯ РЕЗУЛЬТАТОВ ВЗРЫВА

После взрыва измеряются и наносятся на план блока параметры развала: общая конфигурация развала в плане, его характерные профили, выброс на верхнюю бровку, заколы и т. д.

Степень дробления массива характеризуется:

- полным фракционным составом и средним диаметром куска;
- выходом крупной (негабаритной) фракции и мелочи, идущей в отходы.

Для измерения гранулометрического состава можно пользоваться различными методами.

При линейном способе измерений линии замеров в зависимости от однородности кусковатости взорванной массы прокладываются на расстоянии 5—10 м одна от другой. Измерениями охватывают всю поверхность развала. **При планиметрическом способе** площадь развала разбивают на несколько «лент» шириной не менее 2 м по всей ширине развала. Количество лент определяется однородностью развала, расстояние между ними изменяется в пределах 20—30 м. Предпочтительным методом является метод непосредственных измерений или фотографирование развала с масштабной рамкой, при возможности фиксировать гранулометрический состав горной массы по мере уборки породы, т. е. по различным заходкам экскаватора. При этом фотографировать необходимо те же участки и с тем же интервалом, как и до взрыва.

Крупные куски рекомендуется измерять поштучно в процессе работы экскаватора. На поверхности развала определенной площади можно произвести подсчет всех кусков требуемой крупности и определить их число на 1 м породы по формуле

$$N = \frac{n\sqrt{n}}{S\sqrt{S}},$$

где n — число зафиксированных крупных кусков на площади S , м.

Переход к относительному объему фракции производится по формуле

$$V = NV_{\text{ср}},$$

где $V_{\text{ср}}$ — средний объем кусков данной фракции, м³.

Площадь замера должна быть 500—1000 м².

Результаты замеров гранулометрического состава взорванной породы заносятся в табл. П3. Шаг разделения фракций может быть укрупнен, но должен иметь отмеченные граничные интервалы.

Таблица П3

0—20	21—30	31—40	41—50	51—60	61—80	81—120	121—150	> 150	Выход кусков > 500 мм, %	Выход кусков > 1000 мм, %	Размер среднего куска, см	Размер кондиционного куска, см	Выход негабарита, %

Если взрыв проведен в разных породах, фиксация результатов для каждой категории по трещиноватости или взрываемости делается отдельно. Производится отдельный учет по рядам скважин или заходкам экскаватора. Средний размер куска взорванной массы определяется по формуле

$$d_{\text{ср}} = \frac{d_i \gamma_i}{100}, \text{ см,}$$

где d_i — середина интервала соответствующей фракции, см;
 γ_i — выход кусков этой фракции, %.

В качестве критериев оценки гранулометрического состава взорванной горной массы следует использовать средний размер куска $d_{\text{ср}}$, выход фракций 500 и 1000 мм, выход негабарита и его размер, выход некондиционной мелочи.

4. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ ВЗРЫВА

Для оценки результатов массовых взрывов определяют по маркшейдерским данным фактический объем взорванной массы, общий метраж бурения, расход ВВ и средств взрывания.

Данные по сравниваемым производственному и опытному взрывам фиксируются в виде таблицы (табл. П4).

Для более детального анализа при погрузке взорванной породы необходимо указывать тип экскаватора, вместимость ковша и продолжительность погрузки по I, II, III и т. д. заходкам:

- продолжительность цикла черпания t_q ;
- продолжительность погрузки данного сосуда t_c вместимостью, m^3 ;
- время откладывания негабарита t_n ;
- общее время на подготовку забоя к погрузке $t_{\text{общ}}$;
- время разборки подошвы уступа $t_{\text{пу}}$;
- время оборки откоса уступа $t_{\text{оу}}$

Таблица П4

Дата _____
 Горизонт _____
 Номер блока _____

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПО ВЗРЫВУ

Показатели	Различные участки опытного блока			
	Категории пород по взрываемости			
	I	II	III	IV
Объем взорванной горной массы, м				
Общий объем бурения, м				
Выход горной массы с I м, m^3				
Общая величина зарядов, кг				
Удельный расход ВВ, кг/ m^3 :				
а) расчетный				
б) фактический				
Ширина развала, м				
Завышение подошвы, м				
Средний размер куска, м				
Выход фракции +500 мм, %				
Выход фракции +1000 мм, %				
Выход негабарита, %, и его размеры				
Выход мелочи, %				
Величина зарядов на вторичное дробление, кг				
Вместимость ковша экскаватора, m^3 *				
Сменная производительность экскаватора, $m^3/ч$ *				
Использование экскаватора в смене, %				

Окончание табл. П4

Показатели	Различные участки опытного блока			
	Категории пород по взрываемости			
	I	II	III	IV
Транспорт				
Объем транспортного сосуда, м ³				
Время загрузки одного сосуда				
* Для достоверной фиксации работы экскаватора необходим хронометраж.				

Полученные данные после усреднения результатов заносятся в табл. П5 сравнения производственного и опытного взрывов.

Таблица П5

ПОКАЗАТЕЛИ ПОГРУЗКИ ВЗОРВАННОЙ ПОРОДЫ

Показатели	Экскаваторные заходки			
	I	II	III	IV
Категория пород по трещиноватости				
Выход негабарита, %				
Средний размер куска, м				
Средняя высота развала, м				
Время, затраченное на операции: черпание t_c откладывание негабарита, разборку подошвы $t_{пз}$ оборку откоса уступа $t_{оу}$ подготовку забоя t_n загрузку транспортного сосуда вместимостью, м ³ , t_z				

По полученным в табл. П3, П4, П5 данным известными методами вычисляют:

- стоимость первичного бурения и взрывания,
- стоимость вторичного дробления,
- стоимость погрузки породы,
- стоимость транспорта,
- убытки от выхода некондиционной мелочи.

Технологическое совершенство производственного (П) и опытного (О) взрывов оценивается следующими основными показателями (табл. П6):

Таблица П6

Сравнение производственного и опытного взрывов

Показатели	П	О	±
Время подготовки ВВ к заряданию блока, ч			
Трудоемкость подготовки ВВ, чел.-смен			
Время зарядания 1 скважины, мин			
Трудоемкость зарядания 1 скважины, чел.-смен			
Время монтажа сети для (условных) 100 скважин, мин			
Трудоемкость монтажа сети для (условных) 100 скважин, мин			
Процент механизации работ по заряданию			
Время остановки работ в карьере на взрыв, ч			
Чистое время подготовки блока к взрыву, ч/1000 м			

Технико-экономическая эффективность опытного взрыва по сравнению с производственным оценивается по следующим основным показателям:

Таблица П7

Показатели	П	О	±
Выход породы с 1 м скважины, м			
Удельный расход ВВ, кг/м			
Выход негабарита, %			
Выход мелочи (отходов), %			
Наличие порогов (% по площади или по числу полных и неполных циклов экскаваторов)			
Стоимость обуривания 1 м горной массы, руб/м ³			
Стоимость первичного взрывания, руб/м ³			
Стоимость вторичного дробления, руб/м ³			
Производительность зарядания, т/ч, в том числе: <ul style="list-style-type: none"> • по ВВ • по монтажу сети 			

Окончание табл. П7

Показатели	П	О	±
Производительность погрузки, м ³ /ч			
Стоимость погрузки, руб/м ³			
Стоимость транспорта, руб/м ³			
Стоимость первичного механического дробления, руб/м ³			
ИТОГО: затраты на 1 м ³ , руб.			

При необходимости в результатах взрыва фиксируются и другие не указанные в методике специфические особенности, характерные для данного карьера.

При более подробной оценке результатов взрыва необходимо учитывать производительность, расход электроэнергии, затраты на получение концентрата руд и его выход при промышленных и опытных взрывах. Однако эти работы весьма трудоемки и сложны по выполнению, а потому их применяют только при специально поставленных работах, чтобы учесть факторы влияния параметров опытного взрыва на дробление, а также на последующую переработку и извлечение полезных компонентов в концентрат руды и процент его выхода на 1 т переработанной массы.

**КОМПЛЕКС КОМПЬЮТЕРНЫХ ПРОГРАММ
«УСТУП 10» ДЛЯ ОПЕРАТИВНОГО
ПРОЕКТИРОВАНИЯ БВР НА КРУПНЫХ КАРЬЕРАХ**

Эффективность работы горных предприятий в значительной степени зависит от техники, технологии и организации буровзрывных работ. В последние десятилетия буровзрывные работы на карьерах получили существенное развитие. На многих крупных горных предприятиях стали изготавливать и использовать дешевые и безопасные взрывчатые вещества собственного приготовления. Почти полностью механизированы трудоемкие и опасные работы по приготовлению ВВ и заряданию скважин. Существенно возросли масштабы массовых взрывов. Обеспечивается, как правило, качественное дробление отбитой горной массы.

Эти достижения стали возможными благодаря глубоким и систематическим научным исследованиям физической природы разрушения горных пород взрывом, физических превращений при взрыве промышленных зарядов ВВ и их взаимодействия с массивом горных пород, научным исследованиям по определению рациональных параметров буровзрывных работ в различных горно-геологических условиях, исследованиям по совершенствованию методов проектирования взрывов и методов организации работ. В научных исследованиях принимали участие многие научные коллективы, среди которых особое место занимает Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук. Становление и развитие буровзрывных работ на карьерах в их современном виде неразрывно связаны с именами академиков Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, К.Н. Трубецкого, профессора Г.П. Демидюка и их учеников.

В настоящее время буровзрывной комплекс горных предприятий вступает в принципиально новый этап использования

компьютерных технологий в проектировании массовых взрывов, в организации буровых и взрывных работ, в сборе, обобщении и анализе физической, технологической и экономической информации о промышленных взрывах.

В мире существует большой рынок программных средств для горной промышленности. Разработчиками этих средств являются: Mine Planning Software, Mineral Industries Computing Limited, Gem COM Services, Exploration Computer Services и др. Импортные программные средства имеют высокую цену, сложны в эксплуатации и трудно адаптируемы к стандартам отечественных горных предприятий.

Из числа российских следует отметить разработки Горного института КНЦ РАН, Института горного дела УрО РАН, Московского государственного горного университета.

Расчет рациональных параметров БВР на карьерах является только частью оперативного проектирования массовых взрывов. Оперативное проектирование буровзрывных работ на карьерах является длительным многостадийным процессом и осуществляется практически ежедневно. Одновременно в разных стадиях проектирования находятся 10—15 блоков.

Обеспечением и осуществлением проектирования БВР занимается большая группа инженерно-технических работников маркшейдерского, геологического отделов и взрывных цехов. Каждый блок находится в разных стадиях проектирования до месяца.

Проект массового взрыва содержит большое количество проектных документов, основными из которых для каждого блока являются: схема расположения скважин для бурения, таблица параметров буровых работ, план фактического положения скважин под взрыв, таблица параметров взрывных работ, технический расчет, схема конструкции скважинных зарядов, схема коммутации взрывной сети.

Наиболее трудоемкими работами при подготовке и составлении проектов являются: маркшейдерская съемка, построение графической документации вручную, корректировка графической документации, вынос проектного положения скважин на уступ. Ручная корректировка графической документации сопровождается практически полной заменой ранее подготовленной проектной документации.

Наиболее часто встречающимися и трудно исправляемыми ошибками и отклонениями при составлении и исполнении проектов БВР являются: ошибки при ручном построении графических материалов, ошибки при выносе проектного положения скважин на уступ, отклонения при наезде бурового станка на будущую скважину, ошибки при маркшейдерской съемке фактического положения обуренных скважин, ошибки при ручном занесении положения обуренных скважин на план.

Подготовка проектной документации часто отстает во времени от работ, выполняемых на блоке фактически без проекта, по опыту исполнителей. Проект на массовый взрыв часто утверждается перед самым проведением взрыва, когда не только буровые работы на блоках завершены, но и работы по заряданию скважин находятся в стадии завершения. Проектная документация лишь приблизительно отражает фактическое положение выполненных работ, а не является руководством для исполнения работ. Такое положение может быть преодолено только при широком использовании компьютерных методов проектирования и при использовании спутниковых методов маркшейдерской съемки GPS.

Коллективом сотрудников ИПКОН РАН, под руководством профессора С.Д. Викторова, разработана компьютерная программа «Ustup10» для оперативного проектирования массовых взрывов на карьерах. Фактически это скомпонованный в единую программу комплекс программ.

Компьютерное проектирование базируется на использовании объемных цифровых топографических моделей, занесенных в память компьютера. Программой предусмотрена возможность формирования таких моделей по блоку, уступу и по всему карьерному полю. В программе используются: декартовы, полярные, общие и локальные системы координат и переход от одной системы координат к другой в процессе проектирования. Предусмотрены различные варианты ввода топографической и иной оперативной информации в память компьютера. Можно вводить цифровой материал маркшейдерской съемки. Можно сканировать имеющийся на карьерах топографический материал, вводить его в память компьютера и оцифровывать.

В объемную цифровую модель карьера или его участка вводится цифровая информация о структуре массива. Под струк-

турой горного массива понимается расположение в трехмерном пространстве положения и контуров различных рудных тел. В память компьютера заносятся любые свойства рудных тел, представляющие интерес для технологов, часть из которых обязательны при проектировании БВР.

Вся занесенная в память компьютера информация может длительное время храниться в памяти, многократно использоваться, легко и оперативно корректироваться, с оставлением не откорректированных копий по желанию проектировщика.

Любой участок хранящейся в памяти компьютера объемной цифровой модели карьерного уступа может быть показан на мониторе компьютера и отпечатан принтером на бумаге. На рис. П1 показан участок смежных уступов, хранящихся в цифровом виде в памяти компьютера, выведенный на экран монитора и отпечатанный на бумаге. На выделенном участке изображены три рудных тела, сложенных кварцитом, лимонитом и богатой маритовой рудой.

Внесением соответствующих координат и перемещением поисковой точки можно выбрать и показать любой участок карьера, занесенный в память компьютера. Программа предусмат-

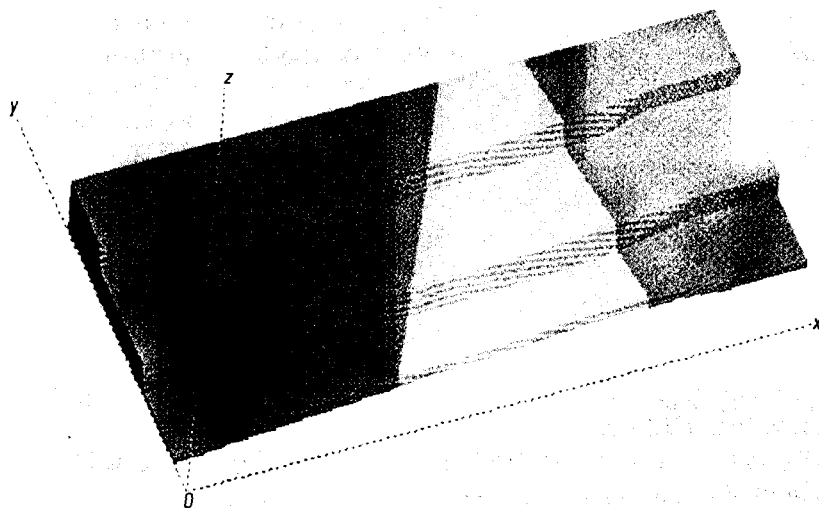


Рис. П1. Выведенный из памяти компьютера участок трех смежных уступов, сложенных тремя рудными телами

ривает возможность изменения масштаба изображения в очень широких пределах.

Любой участок объемного изображения можно вывести на экран, построить и отпечатать продольные и поперечные сечения.

Проектировщик вводит в компьютер ориентировочное положение и размер обуриваемой площади, диаметр заряда и тип взрывчатого вещества. В автоматическом режиме за две — три минуты выполняется расчет параметров буровых работ, формируется схема положения скважин для бурения и таблица параметров буровых работ. Схема и таблица могут быть выведены на экран и отпечатаны на бумаге. На рис. П2 представлена схема положения скважин для бурения в масштабе 1:2000, без номеров скважин. Масштаб ее без особого труда может быть изменен, может быть вызвана из памяти компьютера нумерация скважин.

На экране монитора она будет иметь фрагментарный вид, но на бумажном листе размером А3 она будет отпечатана в полном объеме в соответствии с принятыми на карьерах стандартами. На рис. П3 представлен фрагмент этой схемы в масштабе 1:500 с номерами скважин. На рисунке видно, что в менее крепких породах (лимонитах) проектная сетка скважин реже, чем в более крепких кварцитах.

Схема положения скважин для бурения и таблица параметров буровых работ в сумме представляют собой проект на обури-

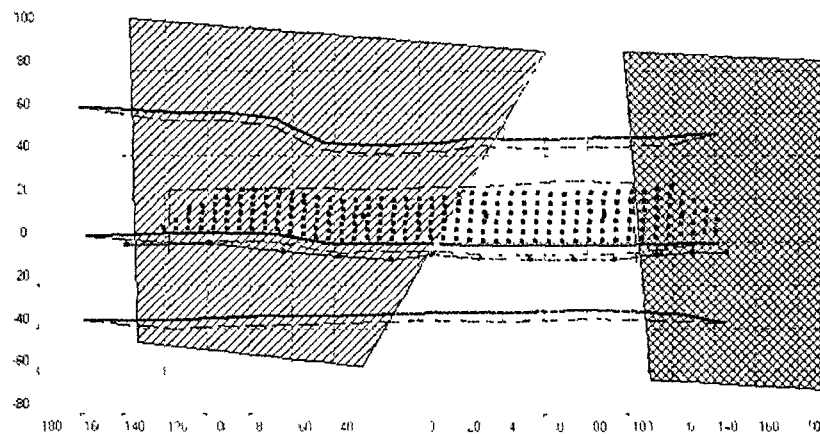


Рис П2. Схема расположения скважин для бурения в масштабе 1:2000

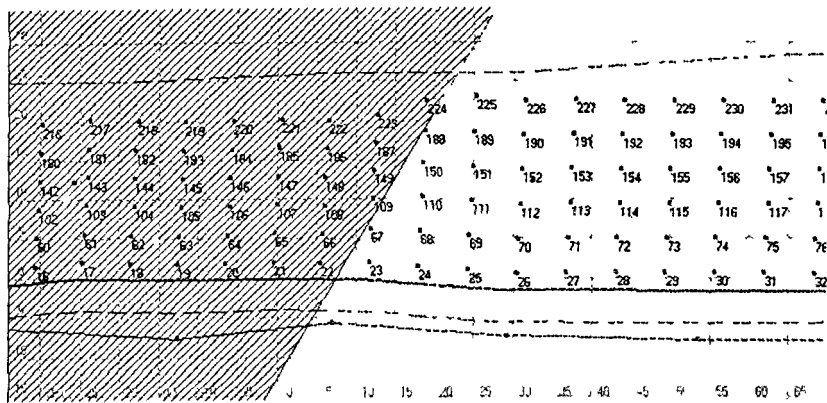


Рис ПЗ Фрагмент схемы расположения скважин для бурения в масштабе 1 : 500

вание блока. Они подписываются, согласовываются, утверждаются, приобретают статус проектной документации, размножаются и передаются исполнителям.

Хотя таблица параметров взрывных работ не входит в проект на бурение, за одну — две минуты она может быть сформирована и отпечатана по проектному (не фактическому) положению скважин. Она может представлять определенный интерес на ранних стадиях подготовки к взрывным работам.

Если проектируемый блок не попадает в зону сформированной объемной цифровой модели массива, то можно сформировать локальную цифровую объемную модель для блока и его ближайших окрестностей. Выполняется это следующим образом.

Приготовленный маркшейдерским и геологическим отделами план блока, подлежащего обуриванию, передается в проектную группу взрывного цеха. План сканируется, вводится в память компьютера, привязывается к системе координат. Все элементы плана и их объемное продолжение оцифровываются. На этой основе создается локальная объемная цифровая модель участка. На выполнение этой работы один инженер-компьютерщик, при наличии некоторого навыка, затрачивает минут тридцать — сорок.

Дальнейшее проектирование ничем не отличается от описанного выше. Особо необходимо подчеркнуть, что во всех случаях проектирования положение скважин на план выносятся

автоматически в строгом соответствии с координатами каждой скважины.

Фактическое положение обуренных на блоке скважин не точно совпадает с их проектным положением. Поэтому предусматривается обязательная маркшейдерская съемка фактического положения обуренных скважин. Результаты маркшейдерской съемки, сделанные, как правило, в полярной системе координат, заносятся в память компьютера.

Можно заносить (изменять) положение только тех скважин, которые отклонились от проектного положения.

На рис. П4 показано рабочее положение экрана монитора, в котором осуществляется занесение в компьютер результатов маркшейдерской съемки. Поясняющий рисунок окружают четыре таблицы. В левую нижнюю таблицу заносят точки стояния теодолита и директивное направление. В среднюю нижнюю таблицу занесены декартовы координаты каждой скважины и их высотные отметки. На экране видны только три скважины. Но с помощью линеек вертикальной и горизонтальной прокрутки можно просмотреть и исправить координаты всех 240 скважин нашего примера. В правой нижней таблице осуществляется вызов в работу нужного варианта. В верхнюю таблицу справа заносятся полярные координаты каждой скважины (результаты маркшейдер-

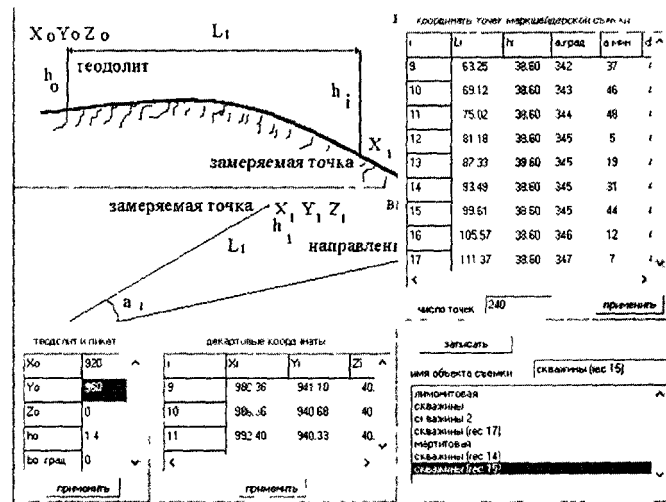


Рис. П4. Экран монитора для ввода результатов маркшейдерской съемки

ской съемки). И здесь с помощью линеек прокрутки можно просмотреть все 240 скважин и внести их полярные координаты.

Полярные и декартовы координаты находятся в жесткой связи между собой. Если введены координаты любых точек в одной системе, то нажатием кнопки «применить», автоматически рассчитываются координаты точек в другой системе.

После введения результатов маркшейдерской съемки, диаметра скважин и типа взрывчатого вещества за одну — две минуты выполняются все расчеты, формируются все проектные документы на взрывные работы: план фактического положения скважин, таблица параметров взрывных работ, технический расчет, схема конструкции зарядов, схема коммутации взрывной сети. Их можно просмотреть на экране монитора и отпечатать на бумаге.

Программа предусматривает возможность расчета нескольких вариантов с изменением численных значений некоторых параметров. Расчет вариантов осуществляется за несколько минут. Количество их не ограничено.

Программа максимально приближена к традиционным стандартам оперативного проектирования массовых взрывов на крупных карьерах. Возможна ее адаптация к специфическим условиям любого карьера.

В основу программы «Ustup10» заложена принципиально новая идеология автоматизированного проектирования, предусматривающая не только определение рациональных параметров БВР, но и формирование всего набора проектных документов, соответствующих стандартам оперативного проектирования массовых взрывов. В программу заложен новый расчетный метод, позволяющий индивидуально около каждой скважины учитывать геологическую структуру любой сложности, учитывать любую конфигурацию карьерного уступа.

Суть метода состоит в следующем. Объем, который будет отбиваться скважинным зарядом, условно разделяется на тысячи ячеек. Размер ячеек ΔV задается перед началом расчета.

Для каждой ячейки, в зависимости от типа породы, в которую она попала, рассчитывается удельный расход ВВ по формуле

$$q = K_d e q_e,$$

где q_e — эталонный расход ВВ для руды, слагающей этот объемный элемент;

e — коэффициент, учитывающий энергию применяемого ВВ;

K_d — коэффициент, учитывающий размер кондиционного куска.

Эталонный расход ВВ выбирается по таблице в зависимости от трещиноватости и крепости породы. Коэффициент, учитывающий энергию применяемого ВВ, и коэффициент, учитывающий размер кондиционного куска, выбираются по таблицам.

На первом шаге один раз для всех скважин определяется ориентировочная величина линии наименьшего сопротивления W .

Энергия дробления объема ячейки

$$\Delta E = q \Delta V.$$

В программе рассчитывается требуемая энергия дробления всего объема отбиваемого скважинным зарядом.

$$E_i = \iiint_V q dV.$$

Оптимальное расположение скважины соответствует такому значению линии наименьшего сопротивления W , при котором требуемая энергия E_i равна заданной энергии заряда E_z .

Таким образом определение расположения зарядов сводится к численному решению уравнения

$$E_z - E_i(W) = 0.$$

Программа в полной мере учитывает особенности многостадийного оперативного проектирования массовых взрывов. Она позволяет легко, перетаскиванием точек мышкой компьютера, корректировать проектные документы по уточняемой информации об объекте, получаемой в ходе выполнения работ.

В ближайшие годы технология компьютерного оперативного проектирования буровзрывных работ из-за ее значительно более высокой оперативности и объективности может полностью вытеснить традиционные громоздкие методы проектирования массовых взрывов на карьерах.

Однако наиболее интересным следует признать разработки фирмы «Орика» по созданию транспортно-зарядных машин для зарядания эмульсионными ВВ нисходящих и особенно восстающих скважин диаметром 60—80 мм и глубиной до 40 м. Общий вид такой машины показан на рас. 14.17, а с зарядным шлангом на бобине — на рис. 14.18.

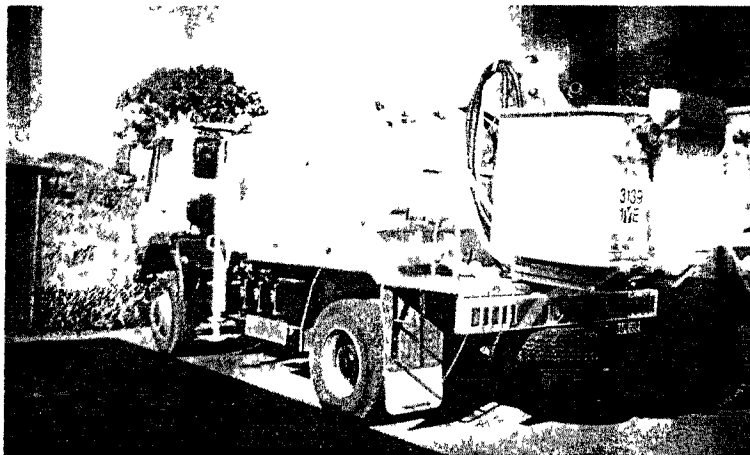


Рис. 14.17. Транспортно-зарядная машин для подземных работ фирмы «Орика»

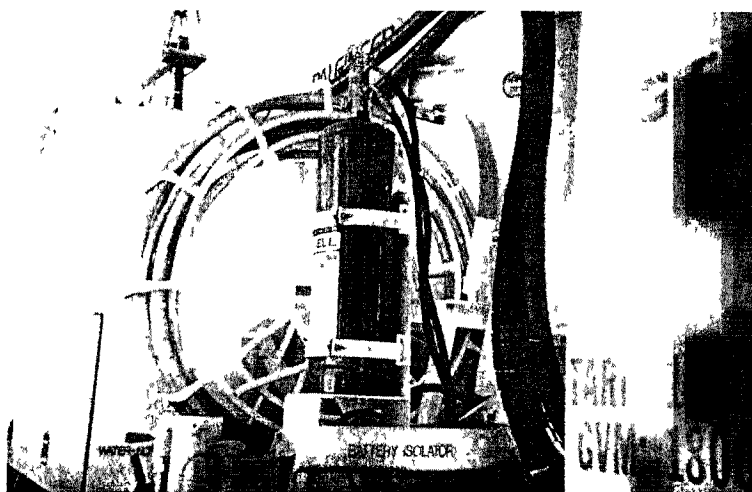


Рис. 14.18. Вид зарядного шланга зарядной машины для подземных работ фирмы «Орика»

Данное направление использования эмульсионных ВВ не обеспечивает безусловных преимуществ по сравнению с приведенными выше отечественными и зарубежными по применению гранулированных бестротиловых ВВ с их пневмозаряданием. Возникают при использовании ЭВВ проблемы их надежного удержания в восстающих скважинах, безотказного инициирования по длине заряда. Поэтому работы по заряданию восстающих скважин при подземной разработке руд с использованием эмульсионных ВВ требуют серьезной технической и экономической проработки.

На рис. 14.19 показана автомашина для зарядания зарядчиками Анол на земной поверхности, а на рис. 14.20 — зарядчик Анол в проходческом забое на пневмомашинном ходу.

Для снижения доли ручного труда, повышения производительности на всех операциях переработки ВВ, сокращения числа рабочих, привлекаемых с других участков, и ограничения круга лиц, допущенных к обращению с ВВ, была разработана программа механизации всего комплекса переработки ВВ от вагона до забоя. На основе опыта доставки ВВ в шахту по трубопроводу на Лениногорском комбинате по технологии, разработанной отраслевой лабораторией КазПТИ, программой предусматри-

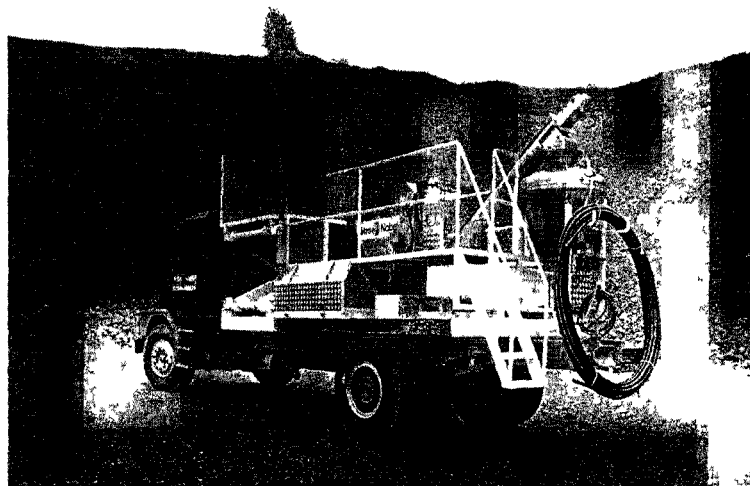


Рис 14.19. Автомашина с зарядчиком Анол для зарядания на земной поверхности



Рис 14.20. Зарядчик Анол на пневмомашинном ходу в проходческом забое

валось создание новых образцов оборудования и строительство комплексов перепуска ВВ по трубопроводу на рудниках Горной Шории и Хакасии.

Для механизации разгрузки ВВ из вагонов и погрузочно-разгрузочных работ на складах ВМ были применены аккумуляторные погрузчики ЭПВ-1 и переоборудованные дизельные автопогрузчики «Балканкар», которые значительно сократили долю ручного труда. Производительность разгрузки вагонов увеличилась в 3,5 раза и составила 6,5 т/чел.-смену. Число рабочих при этом сокращается до 4, которые заняты укладкой мешков ВВ на поддоны. Сократилось и время простоя вагонов под разгрузкой. Погрузочно-разгрузочные работы на складах ВМ при использовании погрузчиков полностью механизированы.

Комплекс перепуска по трубопроводу (рис. 14.21) включает поверхностный приемный бункер, расположенный в здании приемки ВВ на поверхности, транспортный трубопровод, подземный приемный бункер на рабочем горизонте, размещенный в специальной подземной выработке.

Работа комплекса осуществляется по следующей схеме. Гранулированное ВВ растаривается на пункте подготовки и загруз-

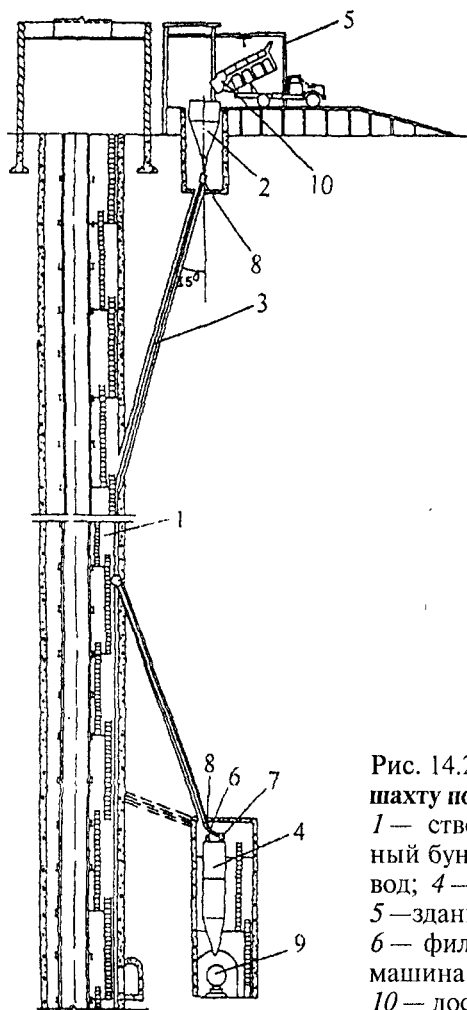


Рис. 14.21. Комплекс перепуска ВВ в шахту по трубопроводу:

1 — ствол; 2 — поверхностный приемный бункер; 3 — перепускной трубопровод; 4 — подземный приемный бункер; 5 — здание приемки ВВ на поверхности; 6 — фильтр; 7 — циклон; 8 — кран; 9 — машина транспортно-зарядная МТЗ-3; 10 — доставочная машина

жается в транспортную машину или в контейнер КВ-10, доставляется к комплексу перепуска и разгружается в приемный бункер на поверхности. После этого открываются верхний и нижний краны, и осуществляется перепуск ВВ под собственным весом в режиме свободного падения гранул в подземный приемный бункер. Из подземного приемного бункера ВВ загружается в транспортно-зарядные машины МТЗ-3 или доставочные вагоны ВД-2,4, которые формируют в составы и транспортируют на заряжаемый блок.

Основной проблемой эксплуатации комплексов перепуска при доставке гранулированных ВВ по трубопроводу является разрушение гранул ВВ и увеличение выхода мелких фракций.

Исследованиями гранулометрического состава доставленного ВВ по трубопроводу в режиме свободного падения установлено, что повышается степень разрушения гранул с увеличением глубины перепуска. Глубина перепуска на Таштагольском руднике составляла 640 м, на Абаканском — 240 м, Шерегешском — 350 м и Казском — 530 м. Поэтому степень деградации гранул на Абаканском руднике была в 1,5—2 раза меньше.

Для снижения деградации гранул ВВ и устранения проблем при пневмозарядании был разработан способ перепуска с предварительным заполнением трубопровода и выпуска в режиме регулируемого пневмотранспортирования. При этом способе исключается свободное падение гранул ВВ в трубопроводе, а транспортирование происходит за счет стационарного перемещения гранул ВВ в трубопроводе. Для осуществления способа комплекс перепуска оснащается системой регулируемого пневмотранспортирования, которая включает арматуру управления, подвода сжатого воздуха и приборов контроля подачи сжатого воздуха. Испытания перепуска ВВ в шахту по трубопроводу с регулируемым пневмотранспортированием проводились на Казском руднике.

Способ перепуска осуществляется по следующей схеме. Первоначально трубопровод заполняется на всю высоту с одновременной подачей сжатого воздуха в его нижнюю часть. Это создает встречный поток воздуха движению гранул, и скорость падения гранул снижается. Средняя скорость движения гранул ВВ в трубопроводе при свободном падении составляет 100 м/с, с противотоком сжатого воздуха скорость падения гранул уменьшается до 25 м/с. После заполнения трубопровода открывают нижний кран транспортного трубопровода и производят выпуск ВВ. Производительность выпуска ВВ из трубопровода определяется величиной открытия нижнего крана. Средняя скорость движения гранул в этом режиме может составлять 0—5 м/с.

Для ликвидации пробки в нижнюю часть трубопровода подается сжатый воздух, давление доводится до установленной величины и производится сброс давления в нижней части трубопровода. За счет избыточного давления сжатого воздуха в меж-

гранульном пространстве происходит выброс уплотненной сыпучей среды потоком воздуха, что приводит к перемещению ВВ по трубопроводу.

Эксплуатацией перепуска ВВ по разработанному способу получено снижение деградации гранул в 2 раза, уменьшилось в 2,5—3 раза содержание фракции менее 1 мм. Применение системы регулируемого пневмотранспортирования обеспечивало надежное устранение возникающих пробок ВВ в трубопроводе. Полученные результаты позволяют эксплуатировать комплекс перепуска по трубопроводу на глубоких горизонтах шахты.

Список литературы

1. Пучков Л.А. О структуре горных наук // Горный журнал. — 1995. — № 7.
2. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. — М.: Недра, 1988.
3. Протасов Ю.И. Разрушение горных пород. — М.: Изд-во МГГУ, 1995.
4. Юткин Л.В. Электрогидравлический эффект. — Машгиз, 1959.
5. Эпштейн Е.Ф., Ариш Э.И., Виторт Г.К. Новые методы разрушения пород. — М.: Гостоптехиздат, 1960.
6. Щеголевский М.А. Взрывогенераторы — новая отрасль техники // На стройках России. — 1972. — № 9.
7. Шухман В.Л. Исследование основных закономерностей и разработка метода образования скважин патронированными зарядами ВВ: Докторская диссертация. — М., 1971.
8. Дмитриев А.П., Гончаров С.А. Термическое и комбинированное разрушение горных пород. — М.: Недра, 1978.
9. Нифонтов Б.И., Протопопов Д.Д., Ситников И.Е., Куликов В.В. Подземные ядерные взрывы. — М.: Атомиздат, 1965.
10. Киреев В.В., Еришов Н., Протопопов Д.Д. Промышленные ядерные взрывы. — М.: Атомиздат, 1971.
11. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом (взрывные технологии в промышленности). — М.: МГГУ, 1994.
12. Проектирование взрывных работ в промышленности: Колл. авт./ Под редакцией Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1983.
13. Взрывные работы в опасных условиях угольных шахт: Колл. авт./ Под редакцией Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1979.
14. Справочник взрывника: Колл. авт./ Под редакцией Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1988.
15. Викторов С.Д., Галченко Ю.П., Закалинский В.М., Рубцов С.К. Разрушение горных пород сближенными зарядами. — М: РАН ИПКОН, 2006.
16. Черниговский А.А. Метод плоских систем зарядов в горном деле и строительстве. — М.: Недра, 1971.
17. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Блейман И.Л. Производство массовых взрывов. — М.: Недра, 1977.
18. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. — М.: Недра, 1982.

19. *Покровский Г.И., Федоров И.С.* Действие удара и взрыва в деформируемых средах. — М.: Гос. изд. лит. по стройматериалам, 1957.
20. Единые правила безопасности при взрывных работах. ГУП «НТЦ по безопасности и промышленности Госгортехнадзора России». — М, 2001.
21. *Именитов В.Р.* Высокопроизводительные системы разработки руд. — М.: Гос. научно-техническое изд-во по горному делу, 1961.
22. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. — М.: Недра, 1972.
23. Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве. — М.: ОАО «ГидроСПЕЦПРОЕКТ», АФ «ГидроСПЕЦСТРОЙ», 1997.
24. *Викторов С.Д., Еременко А.А., Закалинский В.М., Машуков И.В.* Технология крупномасштабной взрывной отбойки на удароопасных рудных месторождениях Сибири. — Новосибирск.: Наука, 2005.
25. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли. — М.: Академия горных наук, 1997.
26. *Эткин М.Б., Азаркович А.Е.* Взрывные работы в энергетическом и промышленном строительстве. — М.: МГГУ, 2004.
27. Правила устройства зарядного, доставочного и смесительного оборудования, предназначенного для механизации взрывных работ. — М.: Госгортехнадзор, 1995.
28. *Иоффе В.Б., Шученко Е.И.* Обеспечение промышленной безопасности при производстве и применении эмульсионных ВВ на горных предприятиях. — М.: ННЦГП ИГД им. А.А. Скочинского, 2002.
29. *Кутузов Б.Н., Нишпал Г.А.* Технология и безопасность изготовления и применения ВВ на горных предприятиях. — М.: МГГУ, 2004.
30. *Демидюк Г.П., Бугайский А.Н.* Средства механизации и технология взрывных работ с применением гранулированных ВВ. — М.: Недра, 1975.
31. *Друкованный М.Ф., Ефремов Э.И., Бондаренко Н.М. и др.* Механизация взрывных работ. — М.: Недра, 1984.
32. *Козловский Е.А.* Геология как жертва экономических реформ // Промышленные ведомости. — № 1—2, январь 2004.
33. *Козловский Е.А.* Геология. Уроки великой войны. — М.: Московский государственный геологоразведочный университет, ВНИИГеосистем, 2005.

МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ОПЫТНЫХ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Обширный экспериментальный материал по исследованию и совершенствованию параметров взрывания с целью достижения требуемой интенсивности дробления пород на карьерах часто трудно использовать, так как отсутствуют необходимые данные об экспериментах для объективного сравнения результатов взрывов, полученных в различных условиях.

Различная оценка взрывааемых массивов приводит к тому, что иногда породы, одинаковые по трудности разрушения, рассматриваются в одних условиях как трудновзрываемые, а в других — как средне- и даже легковзрываемые. Существующие на карьерах местные классификации пород по взрываемости построены на различных исходных принципах.

Различными способами оценивается результат взрыва: по выходу негабарита, среднему размеру куска взорванной массы, выходу какой-то фракции, производительности экскаватора, дробилки и т. д. Различный размер кондиционного куска, различная мощность применяемого оборудования и производительность карьера — все это в значительной мере затрудняет получение сопоставимой оценки результатов массовых взрывов, проводимых на карьерах по добыче черных и цветных металлов, строительных и химических материалов и в других отраслях промышленности.

Поэтому по заданию Междуведомственной комиссии по взрывному делу МГИ была разработана и широко обсуждена с горной научно-технической общественностью методика проведения опытных взрывов, основные положения которой изложены ниже.

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Опытный взрыв проводится с целью выявления влияния интересующих факторов (удельного расхода ВВ, диаметра скважин, конструкции зарядов и т. д.) на результат взрыва. Проведение серии взрывов на одном или нескольких карьерах при фиксированных параметрах и известных породах позволит использовать полученные результаты для прогнозирования результатов взрывания на других карьерах.

Во всех случаях сравнение должно производиться не с отчетными данными предприятий, а с проводимыми в сравнимых (одинаковых) породах взрывами по применяемым и экспериментальным параметрам с фиксацией результатов по настоящей методике.

Эффективность новых параметров оценивается сравнением качества дробления, проработки подошвы уступа, развала взорванной породы и производительности экскаватора.

Опытный взрыв, как и обычный массовый, производится взрывным участком предприятий в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах» и «Временной инструкцией по организации и ведению массовых взрывов скважинных зарядов на открытых горных работах».

Сотрудники научно-исследовательских институтов и лабораторий, при участии которых проводится опытный массовый взрыв, перед обуриванием блока составляют техническое задание на проведение опытного взрыва, где указываются цель опытного взрыва и требуемые параметры взрывания. Техническое задание на проведение опытного взрыва согласовывается с начальником взрывных работ, утверждается главным инженером предприятия и передается к исполнению. Копия технического задания включается в технический паспорт или проект взрыва. Сотрудники исследовательских организаций контролируют правильности определения категории взрываемости и степени однородности пород, составления проекта на обуривание и расчета массового взрыва. Перед массовым взрывом они совместно с маркшейдером осуществляют контроль за правильностью выполнения проекта на обуривание блока, за заряданием скважин, а также монтажом взрывной сети. Все вопросы по корректировке расчетов и схем решаются только с начальником взрывных работ и маркшейдером. Работники институтов и лабораторий, осуществляю-

щие контроль за проведением опытного взрыва, могут, по разрешению главного инженера предприятия, находиться на блоке до окончания монтажа взрывной сети зарядов. После этого они должны удалиться за пределы опасной зоны.

Пункты киносъемки взрыва, установка замерных станций и посты наблюдений до взрыва согласуются с начальником взрывных работ и утверждаются главным инженером предприятия.

После сигнала отбоя вместе с мастером или начальником взрывных работ сотрудники институтов или лабораторий могут прибыть на место проведения взрыва для предварительной визуальной его оценки. К замерам результатов взрыва можно приступать только после осмотра места взрыва взрывниками и соответствующего разрешения горного мастера или вышестоящего должностного лица.

1. СВЕДЕНИЯ О СВОЙСТВАХ ВЗРЫВАЕМЫХ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД

Все взрываемые массивы на карьерах, как правило, разделены трещинами на отдельности различных размеров.

Степень дробления массива при массовых взрывах в наибольшей степени зависит от трещиноватости массива и прочности отдельностей. Для опытного взрыва необходимо выбрать участок массива, одинаковый по степени трещиноватости и прочности пород. Если это сделать невозможно, то на плане и на разрезах по опытному блоку необходимо указать участки пород с различной трещиноватостью и прочностью отдельностей, приведя названия пород. Оценку результатов взрыва необходимо проводить с учетом различной степени трещиноватости и прочности отдельностей, слагающих массив, на различных участках опытного блока.

1.1. Определение прочностных характеристик отдельностей, слагающих массив

Для оценки прочности отдельностей рекомендуется применять коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова. В полевых условиях коэффициент крепости пород следует определять методом толчения (разд. 5, ч. I), плотность (объемный вес) взрываемых пород определяется взвешиванием (разд. 6, ч. I). При углублении знаний о свойствах пород целе-

сообразно будет пользоваться критерием трудности разрушения академика В.В. Ржевского.

1.2. Определение трещиноватости взрывааемых пород

Оценка трещиноватости (определение категории трещиноватости) взрывааемых массивов производится по «Временной методике определения трещиноватости горных пород в массиве» фотопланиметрическим или планиметрическим методами по откосу уступов (разд. 7, ч. I). Поскольку нижняя часть уступа, как правило, закрыта осыпавшейся породой, более удобен и объективен метод фотографирования уступа с применением масштабной сетки, которая монтируется на фотоаппарате, что исключает необходимость применения масштабных лент, реек и пр. (разд.8). Для получения предварительных результатов по степени трещиноватости относительно однородных пород достаточно одной фотографии с размером в натуре 10×10 м на каждом участке по длине уступа 40 м. В случае применения взрывания в зажиме можно использовать метод определения трещиноватости по кернам и сейсмоакустический метод измерений (разд. 7.3 и 7.5, ч. I).

Породы I и II категорий по трещиноватости рекомендуется объединять в одну категорию (см. табл. 1.1, ч. I учебника).

В настоящее время Институтом физики и механики горных пород АН Кыргызстана совместно с Северокавказским филиалом Всесоюзного научно-исследовательского и конструкторского института «Цветметавтоматика» разработан метод определения крепости и трещиноватости пород по энергоемкости шарошечного бурения с помощью аппаратуры «Прогноз-2». В Московском горном институте разработан метод определения свойств массива по уровню и спектру вибраций при шарошечном бурении. После широкой проверки эти методы целесообразно использовать для оценки свойств взрываемости массивов.

До взрыва определяется и наносится на план и поперечные профили блока направление господствующей системы трещин (сомкнутые, шириной до 1 см, до 10 см, зияющие или заполненные цементом, породой). На основе данных геолого-маркшейдерской службы уточняется представительность откоса уступа опытного блока для оценки свойств взрываемого массива в глу-

бину. Целесообразно кроме оценки категории трещиноватости пород определить средний размер отдельностей (d_0) и построить графики распределения отдельностей, слагающих массив по крупности на основе обработки фотопланогамм по откосу уступа. Размеры фракций принимать в соответствии с табл. 1.1, ч. I учебника.

2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ПРОВЕДЕНИЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ

По каждому опытному взрыву составляется его проект в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах» и «Временной инструкцией по организации и ведению массовых взрывов скважинных зарядов на открытых горных работах».

На плане блока устанавливается сетка скважин, заколы от предыдущего взрыва, отметки нижней и верхней бровок уступа, линия сопротивления по подошве для первого ряда скважин. На плане также приводятся 3—5 поперечных разрезов, отражающих характерные участки взрываемого блока. К плану прилагается таблица (табл. П1) с фактическими параметрами сетки скважин, величинами и конструкцией зарядов ВВ.

Таблица П1

Дата _____
 Горизонт _____
 Серия взрыва _____
 Наименование ВВ: для сухих скважин _____
 для обводненных скважин _____

1	Наименование и краткое описание пород	По группам скважин
2	Категория пород по трещиноватости	
3	Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова	
4	Категория взрываемости пород (по местной шкале)	
5	Номер скважины	
6	Высота уступа по скважине, м	
7	Глубина скважины, м	
8	Перебур, м	

9	Высота столба воды в скважине, м
10	Сопrotивление по подошве (для 1 ряда), м
11	Расстояние между скважинами, м (<i>a</i>)
12	Коэффициент сближения (<i>a/b</i>)
13	Применяемые ВВ
14	Величина заряда в скважине, в т.ч. водоустойчивого ВВ
15	Высота заряда, в т.ч. водоустойчивого ВВ, м
16	Величина и характер рассредоточения, м
17	Длина забойки, м
18	Угол между направлением отбойки и господствующей системой трещин
19	Расстояние между рядами, м (<i>b</i>)

До взрыва на блоке выставляют два ряда вешек на расстоянии 20—30 м от последнего ряда скважин для определения действия взрыва в глубь массива и выброса породы на верхнюю бровку. Вешки или другие отличительные знаки выставляют также для оценки действия крайних скважин и определения ширины развала.

При взрывании с подпорной стенкой («в зажиме») фиксируются ее параметры (ширина, высота, коэффициент разрыхления).

На плане расположения скважин приводится схема взрывной сети с указанием интервалов замедлений, конструкции заряда в каждой скважине, применяемое ВВ, величины промежутков между частями зарядов, расположение и количество боевиков. На плане дается оценка нарушенности массива предыдущими взрывами, указывается господствующая система (системы) трещин.

Количество опытных взрывов для исследования влияния различных факторов на степень дробления горной массы определяется в зависимости от коэффициента вариации определяемого признака, допустимой ошибки и заданной надежности по формуле

$$n = \frac{t^2 \sigma_x^2}{\varepsilon_x^2},$$

где *t* — коэффициент, принимаемый при исследовательских работах равным 2,0 при надежности 95%;

σ_x — среднеквадратичное отклонение;

ε_x — заданная ошибка.

Среднеквадратичное отклонение k допускается из расчета, чтобы коэффициент вариации, определяемый по формуле

$$k = \frac{\sigma_x}{X} 100,$$

был в пределах 15—20%, заданная ошибка 5—10%. X — средняя величина.

В однородных по трещиноватости и петрографическому составу породах на крупных карьерах для получения надежных результатов с учетом усреднения влияния различных случайных факторов достаточно проведения 3—4 взрывов объемом 20—30 тыс. м³ при использовании скважин диаметром 243 мм. Количество рядов скважин 3—4. Изменение диаметра долот требует изменения объема опытных взрывов пропорционально отношению квадратов диаметров. Изменение объема взрыва при постоянном диаметре требует изменения числа опытов пропорционально квадратному корню из отношения объемов.

При проведении опытных взрывов следует исходить из значимости различных факторов, влияющих на степень дробления пород. В табл. П2 приведены различные факторы и степень их влияния на регулирование дробления взрываеваемой массы.

Таблица П2

Группа	Параметры	Примерные пределы регулирования выхода негабарита
I	Расчетный удельный расход ВВ, диаметр зарядов, размер сетки	(1,0—0,10) $v_{ом}$
II	Применяемое ВВ, конструкция зарядов, число зарядов, число рядов, высота уступа, схема и интервал замедления, забойка, величина	(0,1—0,01) $v_{ом}$

$v_{ом}$ — содержание (%) крупных отдельностей в массиве.

При проведении опытных взрывов следует придерживаться следующих максимально допустимых отклонений основных параметров взрывных работ и свойств пород, чтобы получаемые

результаты по сравниваемым участкам были представительны для последующего анализа.

Показатели	Максимальное отклонение по сравниваемым участкам
Трещиноватость (средний размер)	±10% от размера отдельности
Коэффициент крепости f	±2% (две единицы)
Расчетный расход ВВ, кг/м ³	±5%
Высота уступа	±1,0 м
Перебур	±0,5 м
Длина забойки	±0,5 м
Величина СПП по первому ряду, расстояние между скважинами и рядами	±0,5 м
Уровень воды в скважинах (обводненных)	±1,0 м

Прежде чем оценивать эффективность факторов, которые изучаются проведением опытных взрывов, необходимо оценить применяемые на предприятии параметры взрывания, поскольку последние могут отличаться от оптимальных для конкретных горно-геологических условий.

Фактические параметры должны отличаться от расчетных не больше указанных величин. Ориентировочно определение расчетного расхода ВВ рекомендуется производить по шкале взрываемости пород, разработанной МГИ на основе многолетних исследований на карьерах по добыче руд черных и цветных металлов. Шкала разработана для диаметра долот 243 мм и кондиционного куска 1200 мм, высоты уступа 10—15 м (табл. 1.5, ч. I учебника).

Для ориентировочного определения расчетного расхода ВВ (q) в зависимости от свойств пород (трещиноватости и крепости) и при изменении диаметра скважин рекомендуется пользоваться следующей формулой:

$$q = 0,13\rho^4\sqrt{f}\left(0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_3 d_0\right) \left(\frac{0,5}{d_k}\right)^{\frac{2}{5}} k_{ВВ},$$

где d_0 — средний размер отдельностей, м;

d_k — размер кондиционного куска, м;

ρ — плотность пород, т/м³;

d_3 — диаметр заряда (скважины), мм.

Список литературы

1. *Викторов С.Д., Казаков Н.Н., Кочанов А.Н.* Автоматизированное проектирование массовых взрывов на карьерах // Физические проблемы разрушения горных пород. — Новосибирск: Наука, 2003. — С. 39—42.
2. *Викторов С.Д., Казаков Н.Н.* Особенности автоматизированного проектирования БВР на карьерах // Физические проблемы разрушения горных пород. — М.: ИПКОН РАН, 2005. — С. 81—85.
3. *Викторов С.Д., Казаков Н.Н.* Оперативное компьютерное проектирование БВР // Горный журнал. — 2005. — № 8. — С. 75—79.

СИСТЕМА АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

МЕТОДИКА И ПРИКЛАДНАЯ ПРОГРАММА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВАНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВВ НА КАРЬЕРАХ «РЕЗУЛЬТАТ»* (Версия 2007 г.)

Методика проектирования и прикладная программа «Результат» предназначены для технологических расчетов параметров взрывания скважинных зарядов ВВ на карьерах. Программное обеспечение позволяет оператору-проектировщику в активном диалоговом режиме просчитывать на ПК многовариантные комбинации параметров взрывных работ, производить их экспертную оценку путем сопоставления и выбора наиболее рационального варианта, максимально удовлетворяющего различным технологическим критериям и требованиям производства. Программа позволяет осуществлять ввод исходных данных с терминала, выдачу результатов расчета и справочного материала на экране дисплея, а для документирования результатов — на печатающее устройство (принтер).

В методике проектирования используются принципы системного подхода, позволяющие осуществлять последовательно детальные технологические расчеты скважинных зарядов ВВ для условий уступной отбойки пород на карьерах по следующим группам показателей:

- гранулометрический состав отдельностей разрушаемого массива пород и кусков взорванной горной массы;
- параметры взрывчатых веществ для эффективной отбойки горных пород;

* Программа и методика проектирования разработаны Научно-технической фирмой «Взрывтехнология», автор В.Х. Кантор.

- геометрические параметры пространственного расположения и взрывания скважинных зарядов ВВ с учетом требований по интенсивности взрывного дробления и разрыхления горной массы;
- элементы развала горной массы при взрывании на подобраный забой и в зажатой среде (на буфер неубранной породы);
- параметры промышленной и экологической безопасности массовых взрывов;
- производственно-технические показатели эффективности взрывных работ.

МЕТОДИКА ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВАНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

А. Исходные технологические требования для проектирования

1. Группа грунтов по СНиП — F и коэффициент крепости по М.М.Протодьяконову f .
2. Высота уступа H , м.
3. Угол откоса уступа к горизонту α_r , градус.
4. Вместимость ковша экскаватора E_3 , м³.
5. Размер куска, принятый за негабарит X_n , м.
6. Минимальный размер кондиционного куска X_k , м.
7. Выход негабарита при взрыве $V_{нд}$, %.
8. Годовой объем горной массы V_r , м.

Б. Гранулометрический состав массива горных пород и взорванной горной массы

1. Гранулометрический состав взорванной горной массы и естественных отдельностей массива горных пород характеризуется средними размерами и процентным содержанием кусков различных технологических фракций. В зависимости от технологических особенностей разработки горных пород и от максимального размера куска (отдельности) X_{max} , размера куска, принятого за негабарит, X_n и минимального размера кондиционного куска X_k выделяют фракции с размерами кусков (отдельностей) X_i : негабаритную ($X_n < X_i \leq X_{max}$), габаритную ($X_i \leq X_n$), кондиционную ($X_k \leq X_i \leq X_n$) и некондиционную мелочь ($X_i \leq X_k$).

2. Уравнение распределения по крупности линейных размеров естественных отдельных трещиноватых массивов горных пород и кусков взорванной горной массы в технологических расчетах принимается в виде интегральной (кумулятивной) функции степенного вида :

$$Y_i = 100 \left(\frac{X_i}{X_{\max.i}} \right)^{K_i},$$

где Y_i — суммарный выход кусков (отдельностей) с размерами менее интересующей крупности X_i , %;
 $X_{\max.i}$ — максимальный размер куска (отдельности), соответствующий 100%-ному выходу фракций по кумулятивной кривой;

K_i — показатель распределения по крупности гранулометрического состава кусков горной массы (отдельностей массива).

Индекс $i = м$ относится к показателям, характеризующим параметры гранулометрического состава трещиноватого массива, а индекс $i = д$ — к показателям гранулометрического состава кусков взорванной горной массы.

3. Показатель распределения отдельностей трещиноватого (блочного) массива горных пород по крупности принимается в зависимости от группы грунтов по СНиП — F :

F	4	5	6	7	8	9	10	11
K_d	0,25	0,40	0,55	0,75	1,00	1,30	1,55	1,90

4. Показатель распределения кусков взорванной горной массы по крупности принимается из условия эффективной работы экскаватора:

$$K_d = 0,7 \left(1 - \frac{E_3}{10,6} \right) \text{ при } E_3 \leq 6 \text{ м}^3;$$

$$K_d = 0,30 \text{ при } E_3 > 6 \text{ м}^3,$$

где E_3 — вместимость ковша экскаватора, м^3 .

5. Максимальный размер отдельности в породном массиве и куска взорванной горной массы

$$X_{\max.м} = 1 + K_m, \text{ м};$$

$$X_{\text{max.д}} = \frac{X_{\text{н}}}{\left(1 - \frac{V_{\text{нд}}}{100}\right)^{1/K_{\text{д}}}}, \text{ м.}$$

6. Средний (средневзвешенный) диаметр куска взорванной горной массы и отдельности массива

$$X_{\text{ср.и}} = \frac{X_{\text{max.и}}}{1 + 1/K_i}$$

7. Параметры крупности кусков и отдельных технологических фракций:

Технологическая фракция	Средневзвешенный диаметр куска (отдельности) фракции	Содержание по объему кусков (отдельностей) фракции, %
Негабаритная	$X_{\text{н.и}} = X_{\text{ср.и}} \left[\frac{1 - (X_{\text{н}}/X_{\text{max.и}})^{1+K_i}}{1 - (X_{\text{н}}/X_{\text{max.и}})^{K_i}} \right]$	$V_{\text{н.и}} = 100[1 - (X_{\text{н}}/X_{\text{max.и}})^{K_i}]$
Габаритная	$X_{\text{г.и}} = \frac{X_{\text{н}}}{1 + 1/K_i}$	$V_{\text{г.и}} = 100(X_{\text{н}}/X_{\text{max.и}})^{K_i}$
Кондиционная	$X_{\text{к.и}} = X_{\text{г.и}} \left[\frac{1 - (X_{\text{к}}/X_{\text{н}})^{1+K_i}}{1 - (X_{\text{к}}/X_{\text{н}})^{K_i}} \right]$	$V_{\text{к.и}} = 100[(X_{\text{н}} - X_{\text{к}})/X_{\text{max.и}}]^{K_i}$
Некондиционная мелочь	$X_{\text{п.и}} = \frac{X_{\text{к}}}{1 + 1/K_i}$	$V_{\text{п.и}} = 100(X_{\text{к}}/X_{\text{max.и}})^{K_i}$

8. Число негабаритных кусков (отдельностей) в единице объема взорванной горной массы (массива)

$$N_{\text{н.и}} = \frac{K_i}{(3 - K_i)X_{\text{max.и}}^3} \left[\left(\frac{X_{\text{max.и}}}{X_{\text{н}}} \right)^{3-K_i} - 1 \right]$$

В. Интенсивность дробления и разрыхления горной массы

1. Степень дробления горной массы

$$i = \frac{X_{\text{ср.м}}}{X_{\text{ср.д}}} = j \frac{(1 + 1/K_{\text{д}})}{(1 + 1/K_{\text{м}})},$$

где j — степень дробления отдельности максимального размера:

$$j = \frac{X_{\text{max.м}}}{X_{\text{max.д}}} = \frac{(1 - V_{\text{нд}}/100)^{1/K_{\text{д}}}}{(1 - V_{\text{н.м}}/100)^{1/K_{\text{м}}}}$$

Коэффициент разрыхления горной массы

$$K_p = 1 + (\sqrt[4]{i} - 1) \frac{N + 1}{2N},$$

где N — количество взрывааемых рядов скважинных зарядов для эффективной отбойки пород.

Г. Параметры для выбора применяемых промышленных взрывчатых веществ

1. Коэффициент взрывной эффективности $K_{ВВ}$ для расчета эквивалентных масс (удельных расходов) сосредоточенных зарядов ВВ, обеспечивающих одинаковую интенсивность дробления (разрыхления) горных пород,

$$K_{ВВ} = \frac{q}{q_3} = K_U \frac{U_{ВВ_3}}{U_{ВВ}} + K_D \frac{D_{ВВ_3}}{D_{ВВ}} + K_V \frac{V_{ВВ_3}}{V_{ВВ}},$$

где q, q_3 — удельный расход сосредоточенного заряда для применяемого и эталонного ВВ, кг/м³;

$U_{ВВ_3}, U_{ВВ}$ — удельная энергия (по идеальной работе взрыва) для эталонного и применяемого ВВ, ккал/кг;

$D_{ВВ_3}, D_{ВВ}$ — идеальная скорость детонации для эталонного и применяемого ВВ, км/с;

$V_{ВВ_3}, V_{ВВ}$ — удельный объем газовыделения для эталонного и применяемого ВВ, л/кг;

K_U, K_D, K_V — коэффициенты пропорциональности, учитывающие влияние свойств горных пород на уровень взрывной эффективности ВВ.

Численные значения коэффициентов K_U, K_D, K_V принимаются в зависимости от величины группы горных пород по СНиП — F :

F	4	5	6	7	8	9	10	11
K_U	0,45	0,40	0,35	0,30	0,25	0,20	0,15	0,10
K_D	0,10	0,20	0,30	0,40	0,50	0,60	0,70	0,80
K_V	0,45	0,40	0,35	0,30	0,25	0,20	0,15	0,10

2. Оптимальная величина удельной объемной энергии (концентрации энергии) ВВ в скважине, соответствующая максимальной полезной работе газов взрыва против сил прочностного сопротивления твердой среды при взрыве зарядов ВВ, в зависи-

мости от величины коэффициента крепости f по М.М. Протодьяконову

$$U_V = 45f + 400, \text{ ккал/дм}^3.$$

3. Скорость детонации ВВ в скважине из условия соответствия её скорости распространения звука в трещиноватом массиве горной породы

$$D_{ВВ} = \sqrt{\rho_r f A}, \text{ км/с},$$

где ρ_r — плотность породы в образце, г/см³;

A — акустический показатель трещиноватости массива в зависимости от группы грунтов по СНиП — F :

F	4	5	6	7	8	9	10	11
A	0,15	0,20	0,25	0,30	0,40	0,50	0,60	0,80

4. Критический диаметр детонации ВВ в открытом заряде d_k , согласованный с диаметром скважин d , применяемых для отбойки горных пород, для обеспечения условия распространения взрывного процесса по колонне скважинного заряда в стационарном режиме

$$d_k \leq 0,25d \frac{\rho_r}{\rho_{ВВ}}.$$

5. Коэффициент сравнительной технико-экономической эффективности для выбора конкретного типа применяемого ВВ

$$K_3 = K_{ВВ} K_n \sqrt{\frac{\rho_{ВВ3} C_{ВВ}}{\rho_{ВВ} C_{ВВ3}}},$$

где $C_{ВВ3}$, $C_{ВВ}$ — стоимость соответственного эталонного и применяемого ВВ с учетом транспортно-складских расходов, руб/кг;

$K_n = d/d_n$ — коэффициент, учитывающий плотность заряжения для патронированного ВВ;

d , d_n — диаметр соответственно скважины и патрона ВВ, м.

Для сравниваемых типов ВВ предпочтение отдается ВВ, имеющему наименьшее значение K_3 .

Д. Параметры расположения и взрывания скважин

1. Принимается угол наклона скважин α_n , градус.
2. Рациональный диаметр скважинного заряда при $H > 5$ м принимается из условия:

а) обеспечения необходимого разрыхления массива и проработки подошвы уступа:

$$d = 10^{-3}(9H + 35,5K_p + 33,5F - 195), \text{ м};$$

б) соответствия производительности экскаватора и бурового станка:

$$d = 0,1\sqrt{E_3}, \text{ м}.$$

Принимается ближайший стандартный диаметр скважины исходя из имеющегося в наличии бурового инструмента;

в) при высоте $H \leq 5$ м диаметр скважин не должен превышать значения

$$d = \frac{H}{14 + H}, \text{ м}.$$

3. Длина забойки:

а) $l_{\text{заб}} = (10 + 3H)d$, м, при $H \leq 5$ м;

б) $l_{\text{заб}} = (24d - 2,3K_p + 3)/\sin \alpha_n$ при $H > 5$ м.

4. Длина заряда над подошвой уступа

$$l_{\text{в}} = \frac{H}{\sin \alpha_n} - l_{\text{заб}} - l_{\text{пер}}, \text{ м}.$$

5. Степень дробления массива при безнегабаритной отбойке ($V_{\text{нд}} = 0$)

$$i_0 = \frac{X_{\text{ср.м}}}{X_n} \left(1 + \frac{1}{K_d} \right).$$

6. Степень дробления массива в зоне действия взрыва при безнегабаритной отбойке ($V_{\text{нд}} = 0$)

$$i_{0\text{д}} = \frac{i_0 - \frac{l_{\text{заб}}}{H \sin \alpha_n}}{1 - \frac{l_{\text{заб}}}{H \sin \alpha_n}}.$$

7. Расчетный удельный расход ВВ сосредоточенного заряда в зоне действия взрыва при безнегабаритной отбойке пород

$$q_{од} = q_k i_{од}, \text{ кг/м}^3,$$

где q_k — расчетный удельный расход ВВ сосредоточенного заряда наибольшего камуфлета, кг/м³.

Удельный расход ВВ сосредоточенного заряда наибольшего камуфлета определяется физико-техническими характеристиками горных пород и условиями взрывания зарядов:

$$q_k = q_n K_{ВВ} K_c \epsilon_n \sigma_p / \sigma_{сж}, \text{ кг/м}^3,$$

где q_n — удельный расход ВВ на формирование камуфлетной полости, кг/м³;

$K_{ВВ}$ — коэффициент взрывной эффективности ВВ;

K_c — коэффициент, учитывающий последовательность короткозамедленного взрывания зарядов;

ϵ_n — относительная объемная трещинная пустотность массива;

$\sigma_p, \sigma_{сж}$ — предел прочности отдельностей массива на растяжение и сжатие, МПа.

Физико-технические характеристики для проектирования параметров взрывной отбойки горных пород:

Характеристика массива	Группа грунтов F							
	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
Объемная трещинная пустотность взрываемого массива $\epsilon_n, \%$	6	4	3	2	1,5	1,2	1	0,85
Коэффициент хрупкости пород $\sigma_{сж}/\sigma_p$	15	17	18,5	20	21	22,5	24	25
Удельный расход ВВ для образования камуфлетной полости $q_n, \text{ кг/м}^3$	27	65	125	215	340	510	730	1000

Коэффициент K_c принимается в зависимости от схемы КЗВ и F .

Индекс схемы КЗВ	Последовательность взрыва- ния четырех соседних зарядов, образующих сетку скважин	F			
		4—5	6—7	8—9	10—11
А	Все заряды одновременно	1	1,05	1,1	1,15
Б	По два заряда одновременно в любой комбинации	1	1	1	1
В	Два заряда одновременно и два заряда одновременно в любой комбинации	1	0,95	0,9	0,85
Г	Все заряды одновременно и в любой комбинации	1	0,9	0,85	0,80

8. Линейная плотность скважинного заряда P при плотности заряжения $ВВ$ $\rho_{ВВ}$ [кг/м³]

$$P = 0,785 \rho_{ВВ} d^2, \text{ кг/м.}$$

9. Радиус зоны дробления скважинного заряда в массиве горной породы при безнегабаритной отбойке

$$W_0 = \sqrt{\frac{P}{q_{од}}}, \text{ м.}$$

10. Расчетная линия сопротивления по подошве уступа для зарядов наибольшего камуфлета

$$W_k = \sqrt{\frac{P}{q_k}}, \text{ м.}$$

11. Выход негабаритной фракции при взрыве скважинных зарядов первого ряда

$$V_{ндл} = \frac{V_{ндл} N}{1 + \frac{2}{\sqrt{F}} (N - 1)}, \text{ \%}$$

12. Величина сопротивления по подошве уступа для зарядов первого ряда

$$W = \frac{W_k}{1 + (1 - \frac{V_{нд1}}{V_{нм}})(\frac{W_k}{W_0} - 1)}, \text{ м.}$$

13. Минимально допустимая по условиям безопасности бурения скважин в первом ряду линия сопротивления по подошве уступа

$$W_6 = b_6 + H(\text{ctg } \alpha_y - \text{ctg } \alpha_n), \text{ м,}$$

где b_6 — допустимое безопасное расстояние от верхней бровки уступа до бурового станка, м.

При отбойке на подобранный забой

$$b_6 = 3 \text{ при } H > 3 \text{ м;}$$

$$b_6 = H \text{ при } H \leq 3 \text{ м.}$$

14. Проверка условия безопасности бурения первого ряда скважин:

$$W \geq W_6.$$

При $W < W_6$ необходимо увеличить количество рядов скважин N , перейти на увеличенный диаметр скважин d , уменьшить угол наклона α_n или перейти на взрывание парносближенных (кустов) скважин с количеством скважин в кусте N_k .

Эквивалентный диаметр кустового скважинного заряда

$$d_3 = d \sqrt{N_k}.$$

15. Выход негабаритной фракции из массива отбиваемым вторым и последующим рядами скважинных зарядов

$$V_{нд2} = \frac{2}{\sqrt{F}} V_{нд1}, \%$$

16. Расстояние между рядами скважин

$$b = \frac{W_k}{1 + (1 - \frac{V_{нд2}}{V_{нм}})(\frac{W_k}{W_0} - 1)}, \text{ м.}$$

17. Степень дробления массива при взрыве зарядов первого ряда скважин

$$i_1 = (i_0 - 1) \left(1 - \frac{V_{\text{ндр}}}{V_{\text{нм}}}\right)^{1/K_x}.$$

18. Степень дробления массива в зоне действия взрыва зарядов первого ряда скважин

$$i_{\text{д1}} = \frac{i_1 - \frac{l_{\text{заб}}}{H \sin \alpha_{\text{н}}}}{1 - \frac{l_{\text{заб}}}{H \sin \alpha_{\text{н}}}}.$$

19. Степень дробления массива при взрыве зарядов второго и последующих рядов скважин

$$i_2 = 1 + (i_0 - 1) \left(1 - \frac{V_{\text{ндр}}}{V_{\text{нм}}}\right)^{1/K_x}.$$

20. Степень дробления массива в зоне действия взрыва зарядов второго и последующих рядов скважин

$$i_{\text{д2}} = \frac{i_2 - \frac{l_{\text{заб}}}{H \sin \alpha_{\text{н}}}}{1 - \frac{l_{\text{заб}}}{H \sin \alpha_{\text{н}}}}.$$

21. Усредненная степень дробления в зоне действия взрыва

$$i_{\text{д}} = \frac{i_{\text{д1}} + i_{\text{д2}}(N - 1)}{N}.$$

22. Расстояние между скважинными зарядами в ряду

$$a = 0,75 K_p W, \text{ м.}$$

23. Коэффициент формы сетки расположения скважин

$$K_{\text{ф}} = a/b.$$

При $K_{\text{ф}} < 1,05$ принимается прямоугольная форма сетки расположения скважин.

При $K_{\text{ф}} \geq 1,05$ — косоугольная форма сетки расположения скважин (в шахматном порядке).

24. Длина заряда над подошвой уступа для эквивалентного вертикального скважинного заряда

$$l_{b3} = l_b \left[\sin \alpha_n - \frac{\cos \alpha_n}{W / (H - l_{заб} \sin^2 \alpha_n) - 1 / l_b} \right], \text{ м.}$$

25. Длина перебура скважинного заряда:

а) в первом ряду

$$l_{п1} = l_{b3} (\sqrt[3]{1 + (W / l_{b3})^2} - 1), \text{ м;}$$

б) во втором и последующих рядах

$$l_{п2} = l_{b3} (\sqrt[3]{1 + (b / l_{b3})^2} - 1), \text{ м.}$$

26. Длина скважинного заряда:

а) в первом ряду

$$l_{31} = l_b + l_{п1}, \text{ м;}$$

б) во втором и последующих рядах

$$l_{32} = l_b + l_{п2}, \text{ м.}$$

27. Масса скважинного заряда:

а) в первом ряду

$$Q_1 = P l_{31}, \text{ кг;}$$

б) во втором и последующих рядах

$$Q_2 = P l_{32}, \text{ кг.}$$

28. Удельный расход ВВ:

для зарядов первого ряда

$$q_1 = \frac{Q_1}{HaW}, \text{ кг/м}^3;$$

для зарядов второго и последующих рядов

$$q_1 = \frac{Q_1}{Hab}, \text{ кг/м}^3;$$

средний удельный расход при многорядном взрывании

$$q = \frac{q_1 + q_2(N-1)}{N}, \text{ кг/м}^3.$$

29. Усредненный коэффициент заполнения скважины

$$\eta_3 = \frac{l_{31}}{(H_y + l_{п1})N} + \frac{l_{32}(N-1)}{(H_y + l_{п2})}$$

30. Выход взорванной горной массы с единицы длины скважинного заряда

$$\rho = \frac{P}{q} \eta_3, \text{ м}^3/\text{м}.$$

31. Выход горной массы с одной скважины при взрыве типовой серии зарядов ВВ

$$\rho_c = \rho \left[\frac{(H_y + l_{п1}) + (H_y + l_{п2})(N-1)}{N} \right], \text{ м}^3.$$

32. Количество скважинных зарядов, взрывааемых в типовой серии,

$$n_c = \frac{V_{гс}}{\rho_c}, \text{ шт.}$$

33. Объем горной массы при взрыве типовой серии скважинных зарядов

$$V_{гс} = V_r / n_r, \text{ м}^3,$$

где n_r — среднегодовая частота (количество) массовых взрывов.

34. Суммарная масса скважинных зарядов ВВ, взрывааемых в типовой серии,

$$Q = qV_{гс}, \text{ кг}.$$

35. Рациональный интервал времени замедления при КЗВ скважинных зарядов для эффективного дробления (рыхления) горных пород

$$t_3 = 40 + 2H - 2,5F - 10K_p, \text{ мс}.$$

Е. Параметры развала взорванной горной массы

1. Взрывание на подобранный забой

1. Максимальный отброс породы от нижней бровки уступа

$$B_0 = 3,5K_n K_{сх} H^4 \sqrt{F^3 q / H}, \text{ м};$$

$$K_n = 1 + 0,5 \left[1 - \left(\frac{\alpha_n}{45} - 1 \right)^2 \right];$$

$$K_{cx} = 1 - 0,5 \left[1 - \left(\frac{\varphi}{90} - 1 \right)^2 \right],$$

где φ — угол между направлением линии откоса уступа и линией одновременно взрывааемых скважин, градус.

Значения угла φ зависят от принятых схем КЗВ:

Схема КЗВ	φ , градус
Прямая порядная продольными рядами	$\varphi = 0$
Прямая диагональная	$0 < \varphi < 90$
Поперечная	$\varphi = 90$
Обратная диагональная	$90 < \varphi < 180$
Обратная порядная продольными рядами	$\varphi = 180$

2. Ширина буровой заходки по целику

$$A = W + b(N - 1), \text{ м.}$$

3. Полная ширина развала

$$B = B_0 + A, \text{ м.}$$

4. Максимальная высота навала взорванной горной массы при уступной отбойке

$$H_p = \frac{K_p H}{1 + \frac{B_0 - W}{2A}}, \text{ м.}$$

II. Взрывание на неубранную горную массу (подпорную стенку)

1. Ширина развала

$$B_p = B_0 \left(1 - \frac{X}{X_{np}} \right), \text{ м.}$$

где X — принятая ширина подпорной стенки на уровне подошвы уступа, м;

X_{np} — предельная ширина подпорной стенки, при которой не образуется при взрыве развала породы ($B_p = 0$), м.

Предельная ширина подпорной стенки:

$$X_{\text{пр}} = \frac{B_0}{1 + 50/F^2}, \text{ м.}$$

Ширина подпорной стенки принимается для сохранения неизменной степени дробления, как и при взрывании на подобранный забой:

$$X = K_{\text{рп}} W (i - 1), \text{ м,}$$

где $K_{\text{рп}}$ — коэффициент разрыхления породы в подпорной стенке ($K_{\text{рп}} = 1,15$).

2. Ширина заходки по целику

$$A = W + b(N - 1), \text{ м.}$$

3. Полная ширина развала

$$B = B_p + X + A, \text{ м.}$$

4. Максимальная высота навала горной массы

$$H_p = H_0 \left[1 + (K_{\text{рб}} \frac{H}{H_0} - 1) \frac{X}{X_{\text{пр}}} \right], \text{ м,}$$

где $K_{\text{рб}}$ — коэффициент разрыхления взорванной горной массы при отбойке на буфер из необработанной породы;

$$K_{\text{рб}} = 1 + (K_p - 1) \left(1 - \frac{X}{X_{\text{пр}}} \right) + (K_{\text{рб}} - 1) \frac{X}{X_{\text{пр}}}.$$

III. Промышленная и экологическая безопасность при взрывных работах

1. Максимальная дальность разлета отдельных кусков породы при взрывании в нормальных условиях;

$$r_p = 1250(\eta_3 + \Delta\eta_3) \sqrt{\frac{f + \Delta f}{(2 - \Delta\eta_{\text{заб}})(a/d - \Delta a/d)}}, \text{ м,}$$

где a — расстояние между скважинами в ряду или рядами (принимается наименьшее из двух значений), м;

η_3 — коэффициент заполнения скважины ВВ в первом ряду;

$\Delta a/d$, $\Delta\eta_3$, $\Delta\eta_{\text{заб}}$ — принятые предельно допустимые отклонения параметров расположения скважинных зарядов от проектных значений;

Δf — возможный предел отклонения коэффициента крепости пород от его усредненного значения f .

2. Безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы для людей при взрывании скважинных зарядов на косогоре

$$R_p = (1 + \operatorname{tg}\beta) \left(1 + \frac{V_a}{V_p}\right) r_p, \text{ м,}$$

где β — угол косогора к горизонту, градус;

V_a — средняя допустимая скорость ветра или его порывов в момент взрыва, м/с;

V_p — средняя скорость разлета кусков, забрасываемых на максимальную дальность, м/с;

$$V_p = 3\sqrt{r_p}.$$

3. Радиус опасной зоны по разлету отдельных кусков породы в условиях превышения верхней отметки взрываемого участка над участками границы опасной зоны более 30 м:

$$R_p = 0,5 \left(1 + \frac{V_a}{V_p}\right) \left(1 + \sqrt{1 + \frac{4H_n}{r_p}}\right) r_p, \text{ м,}$$

где H_n — превышение верхней отметки взрываемого участка над участком границы опасной зоны, м.

4. Безопасное расстояние для зданий и сооружений по сейсмическому действию при многократных короткозамедленных взрывах

$$R_c = 29\sqrt[3]{Q/N_r}, \text{ м,}$$

где N_r — число групп скважинных зарядов, взрываемых с одинаковым интервалом замедления.

5. Безопасное расстояние по действию УВВ при первой степени безопасности (отсутствие повреждений) по нормам ЕПБ при ВР для типовой серии скважинных зарядов ВВ

$$R_b = 2(i_d^{1/3} - 1)^{3/4} K_3 \sqrt{\frac{Q}{N_r}} (1 + \Delta\eta_{заб}), \text{ м,}$$

где K_3 — коэффициент, учитывающий влияние интервала времени КЗВ на дальность распространения УВВ: $K_3 = 2 - t_3/50$ при $t_3 \leq 50$ мс и $K_3 = 1$ при $t_3 \geq 50$ мс.

6. Концентрация ядовитых газов взрыва в пылегазовом облаке в пересчете на условный оксид углерода на момент окончания его формирования

$$C = \lambda_3 [1 + 25(1 - \lambda_{\text{ВВ}})] C_0, \text{ л/кг,}$$

где C_0 — расчетный (теоретический) удельный объем ядовитых газов, выделяющихся при полном взрывчатом превращении, в пересчете на условный оксид углерода, л/кг;

λ_3 — коэффициент относительной эффективности действия взрыва скважинного заряда ВВ,

$$\lambda_3 = 1 - \frac{1}{i};$$

$\lambda_{\text{ВВ}}$ — коэффициент относительной полноты энергосвободы при детонации скважинного заряда ВВ,

$$\lambda_{\text{ВВ}} = \sqrt[4]{D_{\text{ф}} / D_{\text{и}}};$$

$D_{\text{ф}}$ — фактическая (измеренная) скорость детонации применяемого ВВ в скважинном заряде, м/с;

$D_{\text{и}}$ — идеальная скорость детонации применяемого ВВ, м/с;

$$D_{\text{и}} = 2641 + 3,23 \rho_{\text{ВВ}} \sqrt{U_{\text{ВВ}} V_{\text{ВВ}}}, \text{ м/с.}$$

7. Радиус газоопасной зоны при взрыве скважинных зарядов ВВ, на границе которой содержание ядовитых газов в пересчете на условный оксид углерода не превышает предельно допустимую концентрацию (ПДК) по санитарным нормам в воздухе рабочей зоны:

$$R_{\text{г}} = 35 (1 + 0,5 V_{\text{в}} \sqrt[3]{C Q_{\text{ВВ}}}), \text{ м,}$$

где $Q_{\text{ВВ}}$ — суммарная масса ВВ взрывааемых скважинных зарядов, т.

8. Залповый объем выброса ядовитых газов в надземное воздушное пространство при взрыве скважинных зарядов ВВ

$$V_{\text{я}} = 100 C Q_{\text{ВВ}}, \text{ тыс. м}^3.$$

9. Объем выброса ядовитых газов с концентрацией, превышающей ПДК при взрыве скважинных зарядов ВВ:

$$V_{\text{ПДК}} = 90 C Q_{\text{ВВ}}, \text{ тыс. м}^3.$$

10. Расчетное время проветривания взорванного блока горных пород для безопасного доступа людей в район производства массового взрыва

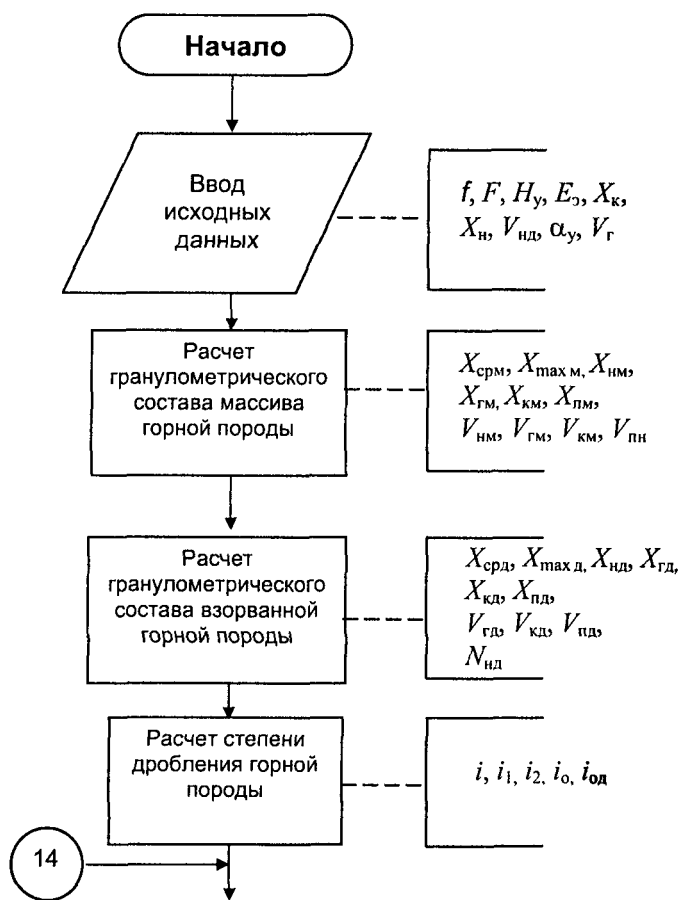
$$T_6 = \sqrt{\frac{1 - 0,045K_6}{(5V_{в.п} - 0,025Q_{ВВ} + 20)C_d}} \exp \frac{H_y}{0,0014K_6 - 0,0286}, \text{ ч},$$

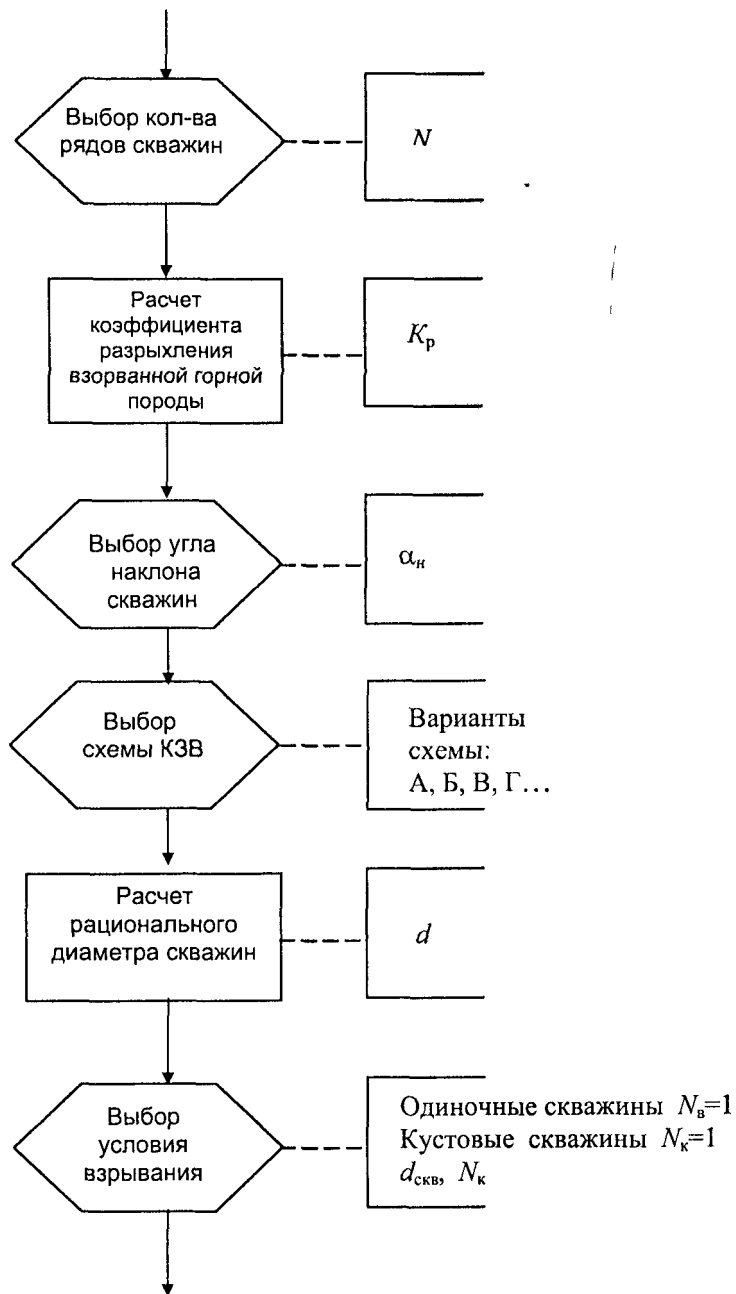
где $V_{в.п}$ — скорость воздушного потока в районе взрыва, м/с;

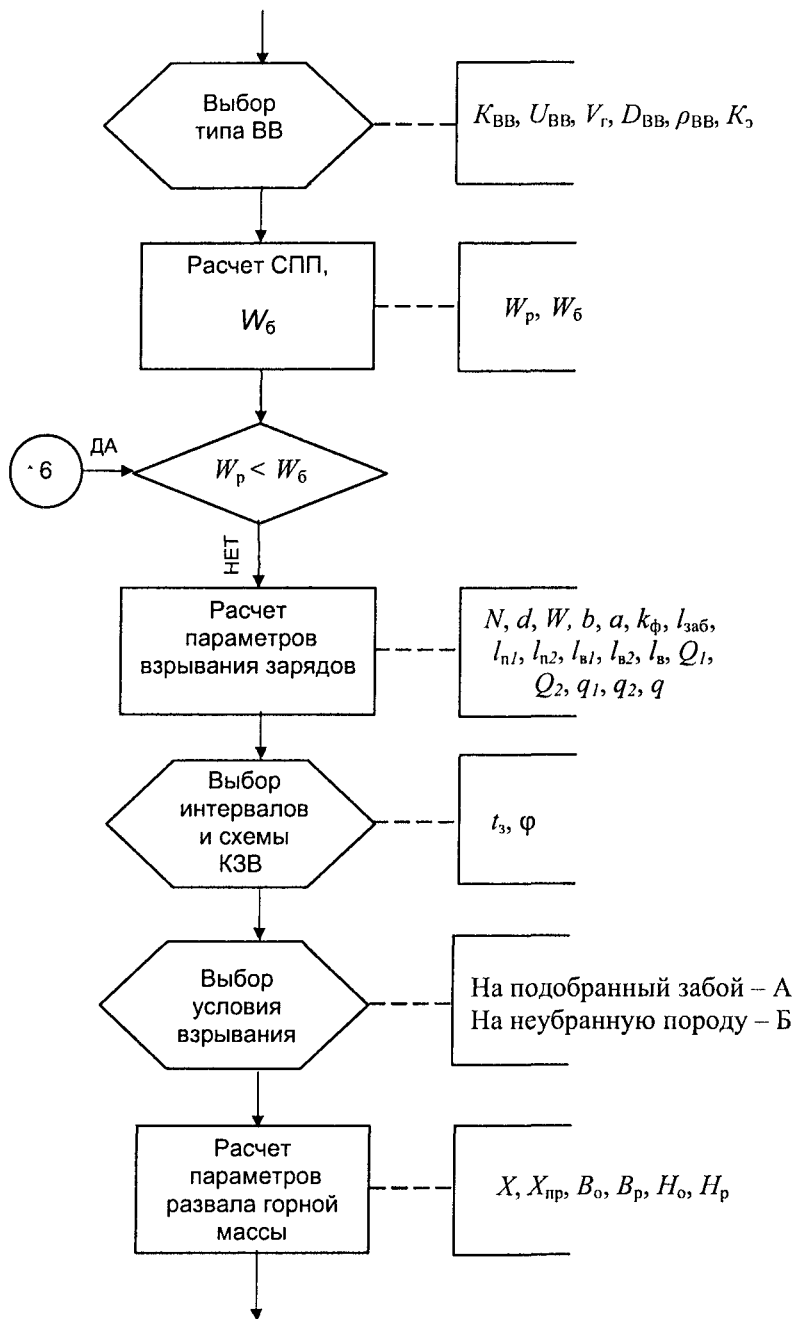
K_6 — кислородный баланс применяемого ВВ, %;

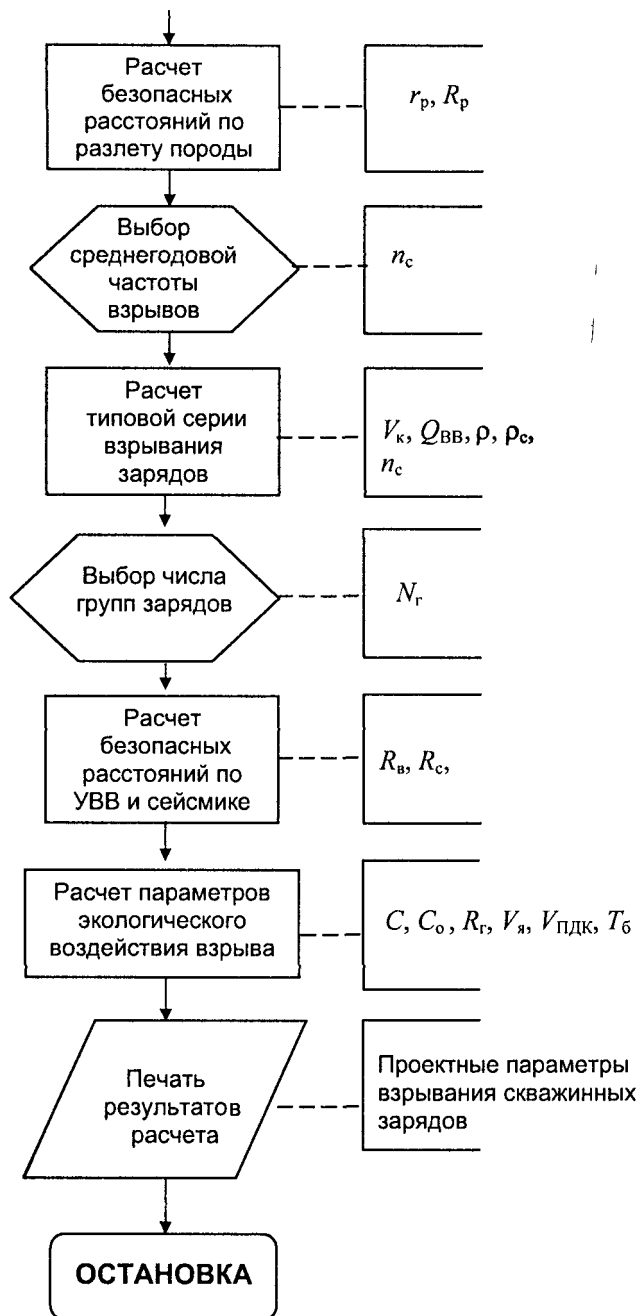
C_d — допустимая концентрация СО в районе взрыва, %.

УКРУПНЕННАЯ БЛОК-СХЕМА ПРОГРАММЫ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ «РЕЗУЛЬТАТ»









СИСТЕМА Blast Maker-4.0

Система Blast Maker-4.0 предназначена для автоматизированного проектирования массовых взрывов на карьерах.

Система разработана Кыргызско-Российским Славянским университетом при участии Московского инженерно-физического института и Ecole des Mines de Paris по проекту Международного научно-технического центра (МНТЦ — www.istc.ru).

Комплекс Blast Maker-4.0 включает:

- цифровую модель месторождения, построенную на основе метода конечных элементов;
- модель расчета оптимальных параметров буро-взрывных работ;
- инструментальные средства непрерывного сбора, обработки и передачи информации о массиве горных пород непосредственно с буровых станков, процессе проходки взрывных скважин; мониторинг режимов бурения;
- картирование массива горных пород по физико-механическим свойствам на основании данных бурения;
- пакет программ автоматизированного проектирования параметров буровзрывных работ, объединяющий предлагаемые элементы новой информационной технологии в систему.

Названным комплексом управляют с помощью графического редактора в диалоговом режиме.

Одно из главных достоинств Системы — осуществленная на практике идея синтеза исходных данных о массиве горных пород в границах взрываемых блоков и технологических требований при минимальных затратах на основные процессы открытой разработки месторождений.

В частности, оптимизируются параметры взрывных скважин, тип и количество взрывчатых веществ и средств взрывания для отдельной скважины. Созданы условия для установки

буровых станков по координатам, определяемым Системой, что повышает эффективность применения GPS. В результате такого решения значительно улучшилось состояние экскаваторного забоя, сохранение структуры взорванного массива, повысилась производительность погрузочных и транспортных работ. Отмечено снижение отрицательного воздействия сейсмического эффекта и экологических последствий взрывных работ.

Успешные опытно-промышленные испытания Системы Blast Maker-4.0 проведены на золоторудном карьере «Kumtor» — совместном канадско-киргизском предприятии «Kumtor operating company». Испытания комплекса подтвердили самые оптимистические ожидания разработчиков и специалистов предприятия практических результатов применения Системы.

Система Blast Maker-4.0 может успешно применяться автономно и совместно с другими системами, например, GEMCOM. Бизнесменам и менеджерам, желающим получить максимальную прибыль на вложенный в горные предприятия капитал, мы говорим: «Добро пожаловать в мир новых компьютерных технологий для производства массовых взрывов на карьерах».

Более подробную информацию о Системе и о принципах автоматизированного проектирования БВР можно получить по адресу: www.carsu.kg.

Наш адрес:

Кыргызская Республика, г. Бишкек, ул. Киевская, 44. Кыргызско-Российский Славянский университет, лаборатория «Геоинформатики».

Тел./факс: 996 (312) 28-28-59

E-mail: kovalenko@krsu.edu.kg

Website: www.carsu.kg

ПУТИ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМЫ ДОСТИЖЕНИЯ ГОРНО-ДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТЬЮ РОССИИ МИРОВОГО КОНКУРЕНТОСПОСОБНОГО УРОВНЯ

5.1. ВВЕДЕНИЕ

Эта проблема является комплексной, включающей весь цикл процессов: разведки, добычи, обогащения, металлургии и создания из полученного полуфабриката готовой продукции — листа, проката, различных деталей, оборудования, а также машин для различных отраслей промышленности (тяжелой, средней, легкой, сельскохозяйственной, продовольственной, оборонной, авиационной и др.). При этом новизна, на сегодняшний день, подхода с учетом процессов глобализации и перспектив вступления России в ВТО состоит в том, что изношенные на 60—90% машины горного цикла (буровые, погрузочные, транспортные) и выпущенные 40—50 лет назад, так же как и оборудование обогатительного и металлургического цикла, имеющие такой же длительный период эксплуатации и степень изношенности, должны быть заменены на новые, отвечающие мировому уровню. Это в полной мере относится и к заводам машиностроительного и ремонтного цикла и других отраслей.

Комплекс этих вопросов составляет многофакторную, достаточно сложную проблему, время реализации которой может быть значительным в зависимости от интенсивности (привлечения людских и инвестиционных ресурсов страны).

Главным в данной проблеме является то, что добыча жидких и твердых полезных ископаемых из недр Земли останется для нашей страны фундаментальной основой ее общественного существования, национальной безопасности и суверенитета. Несомненно одно: наша страна, обладая огромными запасами минерального сырья, должна, по словам Президента России В.В. Путина, приступить к диверсификации как внутренней, так

и особенно экспортной продукции, а также сосредоточить усилия ученых и промышленности на реализации инновационных программ и проектов.

5.2. ЭТАПЫ РАЗВИТИЯ ГОРНОГО И ВЗРЫВНОГО ДЕЛА

Ретроспективный анализ развития добычи твердых полезных ископаемых (угля, руд черных, цветных и драгоценных металлов, строительных материалов, включая блочный камень и минеральные удобрения) за последние 30–40 лет позволяет установить следующие главные этапы, которые неразрывно связаны с экономическими преобразованиями в России.

1. Завершающий этап правления КПСС 1970–1989 гг. с гигантскими расходами на оборону и все увеличивающимся застоем в мирных отраслях машиностроения. Экономика страны поддерживалась запредельно активной эксплуатацией нефтяных, газовых месторождений, добычей алмазов в Якутии, железных и медных руд.

2. Период коренной экономической перестройки и демократизации страны, включая болезненный, а в ряде случаев разрушительный процесс первой стадии приватизации А. Чубайса, шоковой терапии в макроэкономике Е. Гайдара 1989–2000 гг., когда в два и более раз уменьшились добыча и переработка полезных ископаемых, было практически остановлено развитие большинства разделов оборонной отрасли и крайне неудачно проводилась федеральная программа «Конверсия».

3. Период с 2001 г. по настоящее время характеризуется некоторой стабилизацией вертикали управления страной и оживлением работы отдельных предприятий добывающей промышленности (железные руды, уголь, цветные металлы, нефть, газ).

Оборудование ремонтных и машиностроительных заводов горного цикла также не обновлялось. Это положение характерно и для других отраслей народного хозяйства России и стран СНГ. Горное производство относится к весьма инерционным отраслям и, учитывая вышесказанное, а также то, что многие горные предприятия России находятся в завершающей стадии эксплуатации, а руды с высоким содержанием компонентов в значительной степени уже извлечены, для создания условий их добычи на конкурентоспособном уровне требуется произвести общее тех-

ническое перевооружение приоритетных горных, обогатительных, металлургических и машиностроительных предприятий. Следует не заниматься вялотекущей реконструкцией базового цикла заводов, а осуществлять четвертый, коренной, этап индустриализации нашей страны, сосредоточив внимание в первую очередь на стратегически главных направлениях, к которым относится прежде всего горно-добывающая, металлургическая и машиностроительная отрасли промышленности как базовые для всех остальных отраслей.

Решение этого вопроса только за счет приобретения импортных машин и оборудования для отдельных предприятий невозможно.

Это решение потребует приобретения новых заводов горного и общего машиностроения (для выпуска бурового, взрывного, погрузочного, транспортного, обогатительного и другого оборудования), отвечающих мировому уровню. Потребуется практически полное обновление ремонтной службы и оборудования горно-обогатительных предприятий.

Вопрос этот осложняется тем, что государство в результате приватизации во многих случаях потеряло влияние на техническую политику ОАО, компаний и корпораций. В угольной промышленности большинство шахт и разрезов стали частными, что в ближайшие годы приведет, а в Кузбассе уже привело, к негативным последствиям в части их оснащенной новой техникой и безопасных условий ведения работ.

На наш взгляд, частные шахты, рудники, прииски и другие горные предприятия должны стать составными элементами крупных энергетических компаний, если добывается энергетический уголь; эти предприятия должны стать долей в энергетических или металлургических компаниях, если добывается коксующийся уголь для металлургического процесса. Также должны войти в состав этих крупных компаний и предприятия по добыче руд черных, цветных и драгоценных металлов. Этот процесс в России происходит, однако здесь требуется государственная поддержка и регулирование этого процесса через «золотую» акцию или блокирующий пакет акций.

В итоге компании должны производить конечную продаваемую продукцию (электроэнергию, сортовой лист и прокат, трубы и машины), причем вся эта продукция должна быть конкуренто-

способной на мировом рынке, особенно учитывая перспективы вступления России в ВТО.

Надо направленно уменьшать экспорт сырья и полуфабрикатов в виде угля, руды, окатышей, слябов, а увеличивать вывоз готовой продукции, что будет в десятки и сотни раз выгоднее за счет более высокой стоимости экспортируемой продукции и уменьшения в абсолютном объеме (массе) экспорта.

Эта, безусловно, сложная и длительная программа потребует перестройки всей промышленности страны, но она необходима для создания национальной безопасности России. Много раз ведущие экономисты и политики поднимали вопрос о недопустимости развития экономики страны за счет все увеличивающейся добычи и экспорта нефти и газа.

Для этого необходимо выполнить крупный комплекс работ по созданию заводов, перерабатывающих сырьевые ресурсы в готовую продукцию — машины и оборудование. При этом обязательным условием должно быть, чтобы эта продукция была сертифицирована на качество мирового уровня, по международным правилам (стандартам) и была допущена на рынки Европы, Америки и Азии.

Можно, повторяя мысли Президента России, сказать: «Необходимо прекращать торговать сырьевыми ресурсами страны: нефтью, газом, углем, железорудными окатышами, стальными слябами и мн. др., т. к., превращая сырьевые материалы в готовую продукцию, страна получит доход, в десятки раз больший».

Таким образом, для решения указанной проблемы требуется решить следующие задачи, каждая из которых может быть эквивалентна по значимости национальным проектам. Особенности этих задач состоят в том, что они должны быть решены комплексно в сроки, обеспечивающие близкий к одновременному пуск всех перечисленных ниже проектов (программ), задач:

- минерально-сырьевые рудные ресурсы России;
- машины и оборудование бурового и горно-транспортного цикла;
- машины и оборудование для механизированного изготовления и заряжания взрывчатых веществ;
- стратегия развития открытой и подземной геотехнологий (подземных и открытых горных работ);
- оборудование дробильно-обогажительного цикла;

- оборудование металлургического цикла;
- оборудование машиностроительного цикла, включая трехмерное компьютерное проектирование;
- обеспечение инженерно-технического и нижнего работающего звена, рабочего состава заводов и предприятий нового уровня под девизом «новым заводам и предприятиям — новые кадры»;
- обеспечение выхода на мировые рынки, продажи конкурентоспособных готовых машин, оборудования и прочей продукции.

Это необходимо сделать в России для достижения высокого уровня диверсификации производства готовой продукции, особенно экспортiruемой. Это в полной мере относится не только к горно-металлургическим отраслям, но и ко всем остальным, включая деревообрабатывающую, легкую, текстильную, продовольственную и другие.

5.3. МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫЕ РУДНЫЕ РЕСУРСЫ РОССИИ

Минерально-сырьевые рудные ресурсы России на сегодняшний день не обеспечивают промышленной самостоятельности страны, а следовательно, и полной национальной независимости.

Это связано с распадом в 1991 г. СССР на отдельные республики, с которыми из России были изъяты крупные месторождения коксующегося угля (Донбасс, Караганда), железных (Кривой Рог, ССГОК, Качканарский ГОК), медных (Джезказган) и молибденовых руд (Каджаран, Агарск), хромитов (Украина), титана (Украина), полиметаллических (Алтай), урановых, золотоносных (Мурунтау и Алмалыкский ГМК) и многих других. Вывод из СССР указанных и многих других месторождений и заводов бывших союзных республик нанесли серьезный ущерб минерально-сырьевой базе нашей страны. Это также сказалось и на запасах урановых руд, которые СССР успешно добывал в Киргизии, Казахстане, Чехословакии, Германии и др. странах.

«...Минерально-сырьевой комплекс России, созданный до начала 90-х годов, обладавший более высокой устойчивостью к выживанию в условиях реформирования по сравнению с другими отраслями экономики, оказался в критическом состоянии. Тем не менее он продолжает сохранять фундаментальное значе-

ние для народного хозяйства, сдерживая его от еще более глубокого кризиса. Около 40% фондов промышленных предприятий и 13% балансовой стоимости основных фондов экономики России сосредоточено именно в сфере недропользования, а добывающими и геолого-разведочными отраслями обеспечивается не менее 33% ВВП и около 70% объема экспорта страны.

Следует помнить, что Россия унаследовала от СССР положение самой обеспеченной страны минерально-сырьевыми ресурсами. Доля России в мировых запасах нефти составляет 13%, газа — 32%, угля — 11%, свинца, цинка, кобальта, никеля, железа — от 10 до 36% и т. д. Валовая ценность разведанных и предварительно оцененных запасов составляет около 28,5 трлн долл. США.

По уровню обеспеченности России разведанными запасами минерально-сырьевых ресурсов выделяются четыре группы полезных ископаемых:

- газ, алмазы, никель, платина, бериллий, калийные соли, хризотил-асбест — запасы этих ископаемых рассчитаны на длительный период;
- нефть, свинец, цинк, сурьма, олово, вольфрам, молибден, ниобий — интенсивный уровень добычи обеспечен на 5—7 лет;
- марганец, титан, рудное золото, бокситы, каолиновые и бентонитовые глины, плавиковый шпат — уровень добычи их обеспечен, однако уровень запасов явно недостаточен;
- уран, вольфрам, цирконий, рений, стронций — разведанные запасы их следует считать ограниченными, но имеется возможность их расширения.

Это должно взывать нас к серьезному анализу и здравому смыслу. Особо следует отметить, что в последнем десятилетии XX в. на фоне устойчивой мировой тенденции роста разведанных запасов, производства и потребления минеральных ресурсов в России происходили диаметрально противоположные процессы. Так, структура топливно-энергетического баланса России резко отличается от структур других стран в худшую сторону, а это не может не сказаться на будущей экономической перспективе. Большие разведанные запасы природного газа, сконцентрированные в основном в крупных и уникальных месторождениях, позволяют обоснованно рассчитывать на преимущественное развитие газовой промышленности. Но не следует забывать

при этом о переходе основных месторождений газа в режим падающей добычи.


Надо помнить о сложном положении в нефтедобывающей промышленности: свыше 70% запасов нефтяных компаний находятся на грани рентабельности. Если десять лет назад доля вовлеченных в разработку запасов с дебитом скважин 25 т/сут составляла 55%, то сейчас такую долю составляют запасы с дебитами скважин до 10 т/сут. Запасы нефти высокопродуктивных месторождений, дающих около 60% добычи, выработаны более чем на 50%. Доля запасов с выработанностью свыше 80% превышает 25%, а доля с обводненностью в 70% составляет свыше трети разрабатываемых запасов. Продолжают расти трудноизвлекаемые запасы, доля которых уже достигла 55—60% от разрабатываемых.

Нынешние проблемы угольной отрасли порождены определенной недооценкой ее роли в народно-хозяйственном комплексе страны: освоение угольных сырьевых ресурсов осуществляется темпами, не соответствующими их потенциалу. Приходится констатировать, что прогнозируемое развитие атомной энергетики на первую половину XXI в. сбалансировано с имеющейся сырьевой базой урана только на первую четверть столетия, т. е. до 2025 г. Дальнейшее поддержание и развитие атомной энергетики потребует производства урана из новых, еще не открытых месторождений.

Сырьевая база железорудной промышленности России весьма разнообразна по типам и масштабам месторождений, степени концентрации запасов в регионах, условиям добычи руд, их обогатимости, удаленности от потребителей и прочим факторам. Вместе с тем ряд железорудных предприятий имеет неблагоприятные сырьевые базы.

После распада СССР Россия осталась практически без промышленных месторождений марганцевых руд. Преобладающим типом руд является труднообогатимый карбонатный, на долю которого приходится около 91% балансовых запасов, остальная часть — легкообогатимые окисные и окисленные руды.

Россия не имеет разведанных запасов металлургических сортов хромитов. Свыше половины разведанных запасов бокситов сосредоточено в северном регионе и около 28% на Урале. Более 84% бокситов добывается на Урале, в том числе 73,6% — в Северо-уральском бокситоносном районе.



Характерными особенностями минерально-сырьевой базы меди в России является главенствующая роль в запасах и добыче месторождений сульфидного медно-никелевого и колчеданного геолого-промышленных типов. Она характеризуется высокой степенью промышленного освоения балансовых запасов, достигшей к настоящему времени 52%.

Несмотря на кризисные явления, охватившие в последние годы никелевую промышленность, наша страна по-прежнему занимает первое место в мире по разведанным запасам и добыче никеля. В начале 90-х годов на долю России приходилось 95% разведанных запасов и 91% добычи никеля в странах СНГ.

Как предсказывает компетентный анализ, в ближайшие годы состояние с собственным производством свинца и цинка еще более ухудшится. Помимо выбытия мощностей по добыче цинка на уральских медно-цинковых месторождениях, запасы на разрабатываемых свинцово-цинковых месторождениях в других районах уменьшатся к 2010 г. на 80—85%.

Потребность в олове почти на треть превышает его производство, а разница покрывалась за счет импорта. Сложившееся в оловодобывающей промышленности положение представляется достаточно трудным. Ряд предприятий плохо обеспечен разведанными запасами.

По оценке, вольфрамодобывающая отрасль обеспечена запасами от 8 до 40 лет. Обеспеченность запасами пяти рудников с богатыми месторождениями и одного со средним качеством руд составляет всего 8—14 лет.

Ценность балансовых (разведанных) запасов в России неметаллических полезных ископаемых сравнима по стоимости руд металлов и алмазов. На нерудные полезные ископаемые приходится 15%, а на черные, редкие, благородные металлы и алмазы — 14,3% валовой потенциальной стоимости.

В России со всей остротой встала проблема воссоздания стратегических запасов.

В целом, оценка минерально-сырьевой базы вызывает глубокую тревогу по следующим причинам.

1. В СССР за период с 1960-х до начала 1990-х годов эффективность энергопотребления повышалась до 9 т условного топлива на человека в год, при ВВП на душу населения, превышающем 15000 долл., что соответствовало тогда уровню развитых стран. За

последние четырнадцать лет эти показатели в России уменьшились более чем вдвое, в то время как в высокоразвитых странах производство ВВП на душу населения достигло 30000 долл., при том же уровне потребления энергетических ресурсов, что и в России.

2. Расчеты показывают, что для того, чтобы переломить тенденцию падения добычи углеводородного сырья, требуется освоить месторождения, содержащие 3,5 трлн м³ газа и 4,5 млрд т нефти. Для обеспечения роста добычи только нефти в ближайшем пятилетии потребуется от 9 до 22 млрд долл. при условии, что это будет происходить в старых нефтедобывающих районах.

3. Следует признать, что в стране искажены ценовые соотношения на взаимозаменяемые энергоресурсы, а это привело к деформации структуры спроса с чрезмерной ориентацией его на газ и со снижением конкурентоспособности угля.

4. Из-за резкого снижения объемов геолого-разведочных работ уровни добычи полезных ископаемых не компенсируются приростом запасов, обострилась проблема восполнения запасов на добывающих предприятиях в основных горно-промышленных районах страны. А это, как известно, не может не повлиять на базовые отрасли экономики страны и ее экономическую безопасность. За 10 лет восполнение извлекаемых из недр запасов минерально-сырьевых ресурсов их приростами составило по нефти — до 73%, газу — 47%, меди — 33%, цинку — 57%, свинцу — 41% и т. п.

5. Объемы добычи полезных ископаемых в России за этот же период существенно снизились: газа, никеля, цинка, железных руд — на 7—17%, угля, урана, меди, бокситов, платиноидов, калийных солей — на 20—35%, хромовых руд, свинца, олова, молибдена, сурьмы, ниобия, золота, серебра, апатитов — на 40—60%, вольфрама, титана, фосфоритов, плавикового шпата — в 3 раза и более. Несколько возросла, после крупного спада, лишь добыча нефти.

6. Особо следует отметить роль экспорта в экономике страны. За рубежи России вывозится 45 и 33% добываемых в стране нефти и газа, 34% нефтепродуктов, 90% меди, до 97% никеля, до 99% алюминия от общего объема производимых в стране этих важнейших видов минерально-сырьевой продукции. Значительная ее часть экспортируется в сыром виде (нефть, товарная руда, концентраты) без высокой переработки ее внутри страны. Непомерный рост экспорта продукции минерально-сырьевого ком-

плекса, наблюдавшийся в последние 10 лет, негативно влияет на развитие экономики России, в частности, возросший экспорт минерально-сырьевой продукции при резком снижении объемов добычи не только усиливает диспропорции между производством и потреблением, но и ухудшает макроструктуру экономики, все более приближая ее к модели экспортно-сырьевого типа.

Доминирование сырьевого фактора в процессе формирования международной специализации России обусловило низкую степень диверсификации ее экспорта. Так, на уровне пяти основных позиций экспорта — нефть, природный газ, драгоценные металлы и камни, необработанный алюминий и рафинированный никель, концентрация их поставок за рубеж в 2001 г. достигла 60% от общей стоимости российского экспорта. Чрезмерная зависимость отраслей топливно-сырьевого комплекса от внешнего рынка, где в последние годы отмечались резкие колебания цен, приводит к их зависимости от состояния мировой конъюнктуры. Так, в последние годы дважды отмечалось значительное падение мировых цен на нефть (в 1998 г. — на 29%, в 2001 г. — на 13%), никель (соответственно на 31 и на 25%), а также рафинированную медь (на 25 и 15%). Потери валютной выручки от снижения мировых цен компенсировались, и то не в полной мере, увеличением физических объемов экспортных поставок (Е.А. Козловский. *Геология, уроки Великой Отечественной войны*. — М.: РАЕН, Институт геолого-экономических проблем, МГГУ, 2005)».

Полностью соглашаясь с текстом академика РАН Е.А. Козловского, необходимо отметить, что открытие месторождения и подсчет его запасов — это только начальный и далеко не решающий фактор вовлечения его в эффективную разработку.

Для этого необходимо:

- оценить качество руд с точки зрения содержания в них ценных компонентов и степень трудности их обогащения. В России известны крупные месторождения меди «Удокан» и золота «Сухой Лог», в которых проблема обогащения пока сдерживает их быстрое освоение;
- оценить положение месторождений с точки зрения создания инфраструктуры для нормальной его разработки. В России есть крупные месторождения угля в Якутии (Эльгинское), полиметаллических руд (Белозиминское), для освоения которых необходимо строить железные до-

роги значительной протяженности, создавать рабочие поселки и фабрики для обогащения, а также рассматривать возможность переработки ископаемых в конечные продукты высокого конкурентоспособного уровня;

- рассматривать технологические возможности разработки богатых руд под дном рек (Горьевское полиметаллическое месторождение), в зоне прибрежного шельфа морей и океанов, в прибрежных морских зонах с обильными водопритоками (Архангельское месторождение алмазов и др.).

Пока не освоенными в центре России в КМА находятся Приоскольское и Чернянское месторождения черных руд.

Учитывая сказанное, можно утверждать, что далеко не все разведанные месторождения в настоящем и будущем пригодны для эффективной промышленной эксплуатации и, очевидно, с учетом тенденций глобализации и перспектив вступления в ВТО следует внимательно оценить сравнительную эффективность для компаний России разработки труднодоступных и сложнообогащаемых отечественных руд и экспорт их из зарубежных стран.

Несмотря на это, интенсивный и опережающий поиск на территории России всех видов минерального сырья должен остаться стратегическим направлением в области пополнения минерально-сырьевой базы страны, обеспечивая ее национальную самостоятельность и безопасность.

5.4. СТРАТЕГИЯ РАЗВИТИЯ ОТКРЫТОЙ И ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ (ОТКРЫТЫХ И ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ)

В связи с достаточной исчерпанностью отечественных разведанных запасов твердых полезных ископаемых развитие горного дела происходит одновременно по следующим направлениям.

1. Усиление геолого-разведочных работ, особенно в освоенных районах, где с наименьшими затратами на инфраструктуру возможно разрабатывать новые месторождения.

Пора прекратить создавать вокруг карьеров горно-обогатительных комбинатов гигантские по площади отвалы (лунные ландшафты), которые успешно могут быть переработаны на щебень для дорожных и строительных целей, а хвосты обогатитель-

ных фабрик из хвостохранилищ использованы для изготовления дорожных и строительных материалов, а также для доизвлечения полезных ископаемых из этих техногенных месторождений.

Необходимо прекратить применять системы подземной разработки с обрушением выработанного пространства.

Опыт Донбасса, например, в Донецке и Горловке, где идет оседание огромных площадей в городской черте, и Кривбасса, где запрещена любая эксплуатация больших площадей земель вокруг выработанных пространств подземных рудников, показал катастрофичность применения таких систем разработки.

Минимальный экологический вред окружающей среде — среде обитания человека — таков должен быть общий девиз горных разработок как твердых, так и жидких полезных ископаемых.

2. Создание транспортных сетей для труднодоступных в настоящее время месторождений и регионов, богатых перспективными запасами полезных ископаемых (районы Сибири, Якутии, Восточных районов, Транссиба и Севера). Это, как правило, потребует крупных инвестиций, в том числе и иностранных, но с обязательным сохранением государственного контроля комплексности планов развития указанных регионов.

В этих районах надо создавать комплекс предприятий по добыче, обогащению, металлургии и машиностроению, чтобы вывоз из этих районов осуществлялся в виде готовой продукции (машин, оборудования, запчастей и т. д.), а эти предприятия, в том числе и горные, оснащать машинами и оборудованием современного уровня.

Вопрос о более широком создании совместного производства по выпуску, в том числе и для России, бурового горно-транспортного и другого оборудования требует всестороннего изучения. Этой сферой промышленного бизнеса Россия практически не занимается, что и создает ее экономическую замкнутость, в том числе и при выходе на мировой рынок, особенно при вступлении в ВТО. Хороший пример в этом отношении могут дать такие страны, как Китай и Индия, в том числе по привлечению иностранного капитала, созданию совместных заводов, строительству дорог, промышленных и бизнес-объектов.

Таким образом, будет происходить взаимное проникновение инвестиционного иностранного капитала в наши отрасли,

которые правительство должно определить как приоритетные, и российских вложений в зарубежные горные и машиностроительные предприятия, пока есть еще свободные от западного и американского капитала зоны. Это трудный, но единственно реальный путь усилить международное значение и влияние России на мировом рынке и превратить страну в мировую промышленную державу.

Это будет не реструктуризация, которая частично и неудачно проведена в угольной промышленности. Это будет обновление горной, металлургической и машиностроительной базы страны с целью увеличения качества и конкурентоспособности выпускаемой продукции. Это задача подобна той, которая решалась для Западной Европы планом Маршалла после окончания Великой Отечественной войны 1941–1945 гг. Для успеха этого грандиозного плана потребуются смелость и искусство в финансово-административной области крупных компаний и банков и поддержка правительства.

5.5. ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКАЯ ОТКРЫТАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Ниже даны *извлечения из раздела 5 «Физико-техническая геотехнология» книги «Горные науки, освоение и сохранение недр Земли».* — АГН, 1997.

Открытый способ разработки месторождений будет являться генеральным на ближайшие несколько десятилетий благодаря использованию более мощной горной техники, организационным и социальным преимуществам перед подземным.

Наиболее быстрое развитие открытых горных работ в СССР началось после окончания Великой Отечественной войны. Открытый способ разработки становится основным при добыче большинства видов полезных ископаемых. На базе выполненных в этот период научных разработок создаются проекты строительства крупных карьеров большой глубины, позволяющих обеспечить все возрастающие потребности страны в минеральном сырье путем применения бестранспортной системы разработки с мощными шагающими драглайнами, современных способов взрывания, применения автомобильного и комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта.

Научное обеспечение интенсивного развития открытой разработки месторождений полезных ископаемых базируется на

широко проводимых исследованиях: физических, механических и других свойств горных пород и массивов, а также взаимодействия последних с рабочими органами горных машин для разрушения, выемки, погрузки, перевозки и складирования (отвалообразования) горной массы; теории создания и совершенствования высокопроизводительного горного (бурового, выемочного, транспортного) оборудования (обоснование прогрессивных видов, размеров и главных параметров техники); теории процессов вскрышных и добычных работ; теории проектирования главных параметров карьеров (их границ, производительности и др.), вскрытия месторождений и рабочих горизонтов карьеров, режимов и систем открытых горных работ.

С развитием масштабов добычи полезных ископаемых открытым способом все большее значение приобретают научные проблемы обеспечения устойчивости уступов и откосов бортов карьеров, отвалов вскрышных пород. С использованием новых знаний о первоначальном напряженном состоянии массива пород установлено, что напряженное состояние массива формируется в результате перераспределения первоначальных напряжений вокруг карьерного пространства и определяется параметрами карьера, в том числе его размерами и формой. Взаимосвязь этих двух факторов (первоначальное напряженное состояние — форма и параметры карьера) открывает перспективу управления параметрами вторичного поля напряжений, а следовательно, и устойчивостью бортов карьеров путем задания специальной последовательности образования карьерного пространства, создания защитных и разгрузочных зон.

Создана теория формирования транспортных систем карьеров, которая является составной частью физико-технической геотехнологии и в значительной степени опирается на достижения геотехники.

Учение о карьерном транспорте развивается как связующее звено технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых. Серьезные научные исследования в этой области начались лишь в 50—60-е годы, когда наладили промышленный выпуск нескольких типоразмеров карьерных автосамосвалов, локомотивов, думпкаров, конвейеров.

По мере развития карьеров и понижения горных работ встала задача обоснования рациональных условий применения раз-

личных видов карьерного транспорта в зависимости от высоты подъема и дальности транспортирования горной массы.

Значительным вкладом в создание научных основ формирования транспортных систем глубоких карьеров явилась разработка теоретических основ и методики сравнения и выбора видов карьерного транспорта. Приоритетными направлениями исследований проблемы карьерного транспорта как технологического процесса открытых горных разработок являются: установление эффективных по энергетическим, экологическим и экономическим показателям областей применения основных видов транспорта в различных горно-технических условиях; изыскание технологических схем глубокого ввода железнодорожного транспорта на основе применения тяговых агрегатов и уклонов до 60‰; обоснование параметров технологических схем комбинированного транспорта с применением крутонаклонных (до 50°) конвейерных подъемников.

В 60–70-е годы при интенсивном развитии открытого способа разработки железных руд и росте глубин ряда крупных карьеров возникла научная проблема перехода от циклической технологии к поточной, успешно осуществленного, например, при разработке рыхлых пород. Препятствием к такому переходу была циклическая буровзрывная технология отбойки больших объемов скальных горных пород от массива, в результате которой получали крупнокусковую горную массу, практически не пригодную для погрузки и транспортирования производительными машинами непрерывного действия. В этот период ИГД Минчермета СССР (ныне ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург) в творческом сотрудничестве с академическими, учебными, отраслевыми НИИ и проектными институтами был проведен обширный комплекс исследований и созданы научные основы циклично-поточной технологии (ЦПТ) разработки скальных горных пород.

В составе научных основ ЦПТ были разработаны: принципиальные технологические схемы ЦПТ и их классификация; состав комплектов оборудования для основных схем ЦПТ со стационарными, передвижными, самоходными дробильными агрегатами и грохотами; способы вскрытия, проведения капитальных и подготовительных выработок, подготовки горизонтов, развития горных работ, размещения транспортных коммуникаций в карьерах и т. д.; методы ведения буровзрывных работ, обеспечиваю-

щие приемлемую для ЦПТ степень дробления горной массы при различных физико-механических свойствах пород; методика определения момента перехода от цикличной технологии к ЦПТ при реконструкции карьеров.

При активном участии машиностроительных институтов и заводов были обоснованы технические требования и создан ряд опытных образцов оборудования для ЦПТ, испытанных на ряде горных предприятий (Гайский, Ново-Криворожский, Центральный Криворожский, Качканарский ГОКи и Тургоякский карьер). Положительные результаты научно-исследовательских, конструкторских и опытно-промышленных работ позволили запроектировать и впоследствии реализовать ЦПТ на большинстве железорудных комбинатов бывшего СССР. Опыт применения ЦПТ показал, что своевременное внедрение ее на глубоких карьерах позволяет сократить затраты на транспортирование горной массы на 15—20%, повысить производительность труда, снизить объем горно-капитальных работ и количество вредных выбросов в атмосферу.

Получила развитие теория вскрытия и систем открытой разработки разнообразных типов месторождений; созданы и получили дальнейшее развитие классификации способов вскрытия и систем открытой разработки; обосновано применение на карьерах цикличной, поточной и комбинированной технологий, освоенных в настоящее время; созданы научные основы и комплекс методов проектирования технологии применения мобильного оборудования на открытых разработках и прогнозирования возможности его эффективного использования на карьерах.

Наиболее существенными научными достижениями последних десятилетий в области физико-технической открытой геотехнологии являются:

- теория вскрытия и систем разработки месторождений различных полезных ископаемых в разнообразных горно-геологических и природно-климатических условиях;
- теория формирования транспортных систем глубоких карьеров на основе одновременного или последовательного (во времени и пространстве) применения автомобильного, железнодорожного и конвейерного видов транспорта;

- научные основы применения циклично-поточной технологии разработки скальных пород и руд;
- расчетные методы определения оптимальных параметров современного мощного горного и транспортного оборудования и принципы формирования на их основе рациональных комплексов для различных горно-технических условий;
- разработка и внедрение рецептур и технологии приготовления простейших, горячельющихся водосодержащих и эмульсионных ВВ.

Основными направлениями научных исследований в области физико-технической открытой геотехнологии являются:

- развитие теории комплексного освоения минеральных ресурсов недр Земли, включая разработку научных и методических положений по добыче и сохранению попутных полезных ископаемых, освоению запасов, находящихся за проектными контурами разработки, использованию техногенного минерального сырья и целенаправленному созданию техногенных минеральных образований, утилизации отходов добычи полезных ископаемых;
- разработка научных основ развития современных и перспективных карьеров, обеспечение их конкурентоспособности в условиях проведения экономических реформ, ресурсных, экономических и экологических ограничений при научном обосновании этапов реконструкции карьеров;
- развитие теории в области создания новых эффективных видов горного оборудования, применение которого позволит компенсировать объективное ухудшение условий разработки месторождений и снижение производительности;
- создание методологии обоснования границ и последовательности применения открытого и подземного способов при комбинированном их использовании для разработки месторождений;
- разработка научных основ создания новых ресурсосберегающих технологий извлечения георесурсов из недр открытым способом, обеспечивающих повышение полноты и качества их извлечения;

- разработка научных основ создания ресурсосберегающих и экологически безопасных транспортных систем глубоких карьеров.

Перспективы дальнейшего прогресса физико-технической открытой геотехнологии и ее места в горных науках будущего тесно связаны с решением проблемы оптимизации взаимоотношений между человеком и природной средой. Особое значение для будущего человечества имеют разработки эффективных и в то же время экологически чистых технологий, не наносящих ущерба окружающей среде.

5.6. ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКАЯ ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Раздел горных наук, обеспечивающий исследованиями различные технологии добычи твердого минерального сырья посредством сооружения комплекса подземных выработок и производства подземных работ по извлечению полезного ископаемого.

Целью физико-технической подземной геотехнологии как раздела горных наук является установление объективных закономерностей и взаимосвязей между параметрами подземных выработок, последовательностью их формирования, технологическими процессами горных работ, экологической безопасностью и экономической эффективностью извлечения георесурсов из недр. Главная задача ее состоит в выработке научно обоснованных рекомендаций, обеспечивающих надежность, безопасность и эффективность извлечения георесурсов из недр. Исходя из целей и задач исследований сформировались следующие основные разделы подземной физико-технической геотехнологии: теория вскрытия и подготовки месторождений полезных ископаемых; принципы обоснования порядка развития горных работ в шахтном поле; системы подземной разработки месторождений полезных ископаемых; научные основы формирования технологических схем рудников и шахт; теория процессов подземной добычи полезных ископаемых (отбойки, выпуска и доставки полезного ископаемого, управления состоянием массива горных пород, вентиляции, рудничного транспорта, подъема и др.); теория и методы организации управления производственными процессами добычи твердых полезных ископаемых при подземной добыче; физическое и экономико-математическое моделирование технологий и процес-

сов подземных горных работ; квалиметрия и теория формирования качества полезных ископаемых при подземной добыче.

В области исследований технологий подземной добычи руд развитие физико-технической подземной геотехнологии связано с крупными достижениями в прогнозировании процессов сдвижения и обрушения руд и вмещающих пород, а также процессов истечения руды из обрушенных блоков. В сочетании с широко-масштабными исследованиями технологии взрывного разрушения эти работы послужили теоретической базой для создания систем разработки с массовым обрушением руды и вмещающих пород, что обеспечило радикальные преобразования в области разработки руд черных и цветных металлов, а также горно-химического сырья. Кроме того, на базе многочисленных экспериментов была разработана теория последовательного извлечения полезного ископаемого из очистного пространства под действием силы тяжести, а также изучены его разновидности: торцовый и вибрационный выпуск руды. Необходимость отбойки больших массивов горных пород в подземных условиях дала толчок к созданию научных основ и технологий, обеспечивающих достаточно равномерное и мелкое дробление массива пород при взрывных работах. Существенным достижением явилось создание слоевых одностадийных систем разработки мощных рудных залежей с закладкой выработанного пространства, особенно для условий повышенного напряженного состояния горного массива. Большое значение имеет также разработка технологических схем выемки пологих и наклонных залежей с применением самоходного оборудования, а также коренное совершенствование технологии эксплуатации маломощных и жильных рудных месторождений на базе механизированных комплексов.

Для подземных горных предприятий, существующих более 30—40 лет, характерно вскрытие верхних запасов многочисленными неглубокими стволами, которые в дальнейшем могут прекратить свое существование. В последние годы месторождения, залегающие на небольшой глубине, часто вскрывают уклонами, по которым транспортируют руду самоходным оборудованием.

Вскрытие месторождений, залегающих на средних и больших глубинах, повсеместно осуществляется вертикальными шахтными стволами. Применяемое ранее в ряде случаев вскрытие наклонными стволами с целью сокращения объема проходки

квершлагов в настоящее время не используется. Практика показала, что скиповой подъем по наклонным стволам менее надежен в эксплуатации, чем по вертикальным.

В связи с массовым применением на подземных работах самоходных колесных машин на рудниках проходят с поверхности уклоны и съезды большого сечения, обеспечивающие возможность перемещения по ним самоходных машин с поверхности до забоя. Это позволяет осуществлять профилактику и ремонт машин в хорошо оборудованных мастерских на поверхности. Однако по экономическим соображениям расстояния перемещения машин собственным ходом, как правило, не могут превышать 5—7 км. Поэтому при глубине разработки месторождений более 1 км спуск самоходного оборудования в подземные выработки осуществляют через специальные вертикальные стволы.

При разработке месторождений, залегающих на больших глубинах, основным является способ вскрытия вертикальными шахтными стволами с максимально возможной глубиной первой ступени подъема. При этом нижние горизонты вскрывают слепыми вертикальными или наклонными стволами также значительной длины исходя из стремления уменьшить общее число ступеней подъема и тем самым сократить капитальные и эксплуатационные затраты на оборудование стволов. Вентиляционные стволы, имеющие меньший диаметр, целесообразно проходить сразу до конечной глубины разработки месторождения.

На протяжении всего периода деятельности человека, связанной с добычей полезных ископаемых подземным способом, вплоть до 60-х годов XX в. управление НДС — напряженно-деформированным состоянием (горным давлением) массива горных пород осуществлялось на уровне горного искусства. Практический опыт, интуиция и первые приближенные методы геомеханических расчетов в конечном итоге приводили к тому, что управление горным давлением заключалось в приспособлении к нему технологии добычи руды: изменяли порядок ведения очистных работ, расположение и ориентировку выработок, уменьшали размеры камер, увеличивали целики, в которых оставляли до 50—60% запасов блоков, заменяли прогрессивные в данных горно-геологических условиях системы разработки на менее прогрессивные, но более устойчивые по отношению к горному давлению, что отрицательно сказывалось на полноте извлечения руды и экономических показателях

добычи. С увеличением глубины горных работ и ростом горного давления эти экстенсивные технологические приемы стали ощутимым тормозом в развитии подземной добычи руд.

Начиная с 60-х годов стали проводить исследования по управлению НДС массива не путем усиления подземных конструкций, а путем изменения их жесткости (податливости), что следует считать началом разработки интенсивных методов управления НДС массива.

К 80-м годам были обоснованы и внедрены в практику технологические приемы управления НДС массива в строго заданных в широком диапазоне изменения пределах. В качестве податливого элемента использовали закладочный материал. Впоследствии были разработаны и сейчас широко применяются специальные технологические схемы ведения горных работ.

В ИГД УрО РАН были предложены конструкции податливых целиков различного назначения, позволяющие осуществлять с малыми трудозатратами регулирующую в широких пределах пространственную конвергенцию вмещающих пород. Это дало возможность не только существенно снизить нагрузку на целики, но и изменять в требуемом направлении напряженное состояние кровли камер.

Обоснование на базе решения объемных геомеханических задач указанных направлений по интенсивному управлению НДС массива и разработка применительно к ним технологических схем ведения горных работ является главным научным достижением в данной области за последнее время.

Научное осмысление взрывных работ как части физико-технической геотехнологии началось после использования массовой отбойки руды с помощью минных зарядов. Данная технология сразу же потребовала научно обоснованных методик расчета действия взрыва на горный массив, методов проходки минных выработок и учета негативных факторов взрыва — сейсмической и ударной воздушных волн.

Несколько раньше была создана теория бурения для расчета и изготовления бурильных молотков. Однако только с появлением станков с погружными пневмоударниками (в 50-е годы) началось повсеместное внедрение скважинной отбойки руды, что сопровождалось широким развитием исследований как процесса бурения, так и взрывного разрушения горных пород.

На настоящий момент в подземной технологии можно выделить два основных класса буровзрывных работ: отбойку массива с помощью шпуров диаметром 40—60 мм и глубиной до 4 м; массовое обрушение массива с помощью глубоких скважин.

В исследованиях технологии скважинной отбойки можно отметить следующие направления: обоснование и выбор диаметра скважинного заряда; пучковое расположение скважинных зарядов и теория расчета параметров пучков; теоретическое обоснование учета напряженности массива взрываемых пород на параметры БВР.

Были разработаны новые типы ВВ, отличающиеся высокой безопасностью в обращении и позволяющие механизировать технологию заряжания. Обоснованы теоретические положения по механизации взрывных работ и разработке зарядного оборудования.

Основными направлениями совершенствования буровзрывного способа отделения и дробления массива на подземных работах являются: разработка новых теоретических моделей дробления горных пород взрывом; оптимизация объемов буровзрывных работ в соответствии с технологическими требованиями и экологическими условиями; разработка дешевых, безопасных в обращении ВВ, позволяющих механизировать процессы погрузочно-разгрузочных и зарядных работ; разработка технологических решений буровзрывного способа дробления массива, обеспечивающих заданные показатели качества взрыва, управление кусковатостью отбитой горной массы; новые технологические решения, обеспечивающие снижение расхода ВВ при повышении общего качества взрыва.

Вопросы теории выпуска руды начали рассматривать в 30-е годы, когда на железорудных шахтах Кривбасса стали применять системы с массовым обрушением руды и вмещающих пород. В этот период и в последующие годы широкий круг исследований был посвящен следующим аспектам теории выпуска: площадный выпуск руды из одной или нескольких воронок; выпуск переуплотненной руды в связи с применением одностадийных систем разработки и отбойки в зажатой среде; торцовый выпуск руды, в том числе с использованием самоходных погрузочно-доставочных машин; воздействие вибрации на процесс выпуска и создание на этой основе технологии выпуска с применением виброустановок.

В целом, основываясь на общих задачах физико-технической подземной геотехнологии и известных результатах исследований по выпуску руд, можно считать приоритетными направлениями исследований на ближайшую перспективу: создание теории выпуска неравномерно-раздробленных и неравномерно-уплотненных сыпучих горных материалов с учетом напряженно-деформированного состояния среды и изменения ее состояния в процессе движения материала; изучение динамической системы «массовая отбойка — выпуск полезного ископаемого» с точки зрения взаимовлияния ее составляющих; изучение динамики потока неравномерно раздробленного материала в сходящихся каналах; исследование влияния на механизм и динамику истечения сыпучих горных материалов внешних механических и немеханических воздействий и разработка на этой основе нетрадиционных технологий выпуска руд.

Процессы погрузки и доставки включают в себя перемещение раздробленного полезного ископаемого от забоя (точки выпуска) до погрузочного пункта магистрального транспорта, включая погрузку материала.

Давно известны и хорошо изучены люковая погрузка с использованием люков различных конструкций, а также самотечная, в том числе грохотная, схемы доставки. Более широкие и основательные исследования связаны со скреперной доставкой руд и выбором ее технологических параметров. Это привело к повсеместному внедрению на рудниках скреперной доставки руды и безлюковой погрузки, что по своему значению сравнимо с внедрением конвейерной доставки на угольных шахтах, поскольку только после этого стало возможным говорить о создании рудопотока от забоя до поверхности.

В 60-х гг. были проведены научные исследования по разработке оборудования и внедрению отечественной технологии вибровыпуска руды, что привело к созданию целого класса вибромашин и достаточно широкому их использованию на шахтах. Нужно отметить большой вклад ученых ИПКОН РАН, ИГД СО РАН и ВостНИГРИ в решении этой проблемы. В последующие годы НИПИГормаш, УНИпромедь, ИГД МЧМ были разработаны технологические схемы с передвижными и самоходными вибропитателями, в том числе при торцовом выпуске руды.

В конце 60-х гг. началось широкое внедрение на рудниках, прежде всего цветной металлургии, доставки руды самоходными погрузочно-доставочными машинами.

Приоритетными направлениями исследований в области погрузки и доставки являются: научное обоснование выбора наиболее эффективного горного оборудования для погрузки и доставки при минимальной энергоемкости и высокой экологичности процесса; разработка новых средств осуществления процесса доставки-погрузки полезных ископаемых на шахтах.

Становление горной науки о подземном транспорте полезных ископаемых неразрывно связано с геотехникой, а с технологической точки зрения — со схемами вскрытия и подготовки месторождений, организацией грузопотоков, сопряжено со смежными технологическими процессами, разработкой требований к соответствующему горному оборудованию. Результатом исследований стало создание и внедрение на шахтах современной развитой системы подземного электровозного транспорта с большегрузными вагонами, высокопроизводительной системой разгрузки составов, частичной автоматизацией управления.

Перспективной научной разработкой является создание локомотивосоставов с непрерывной загрузкой и разгрузкой, существенно повышающей производительность транспорта в подземных условиях (ИГД МЧМ, ВНИПИРудмаш).

Большой объем исследований посвящен альтернативным видам транспорта: конвейерному, автомобильному, гидротранспорту. В качестве перспективных можно отметить создание технологий с применением автопоезда, конвейеров для перемещения крупнокусковой руды, конвейерных поездов.

Следует сказать, что перемещение полезного ископаемого в шахте является единым процессом, требующим (наряду с исследованием вышеперечисленных вопросов) единого научного осмысления. В частности, исследования данного направления позволили разработать ряд схем циклично-поточной и поточной технологий на шахтах, освоение которых весьма перспективно, но требует более глубокой научной проработки.

Системы разработки месторождений подземным способом определяют порядок проведения подготовительных, нарезных

и очистных выработок, увязанных во времени и пространстве, и технологию процесса очистной выемки.

Рудные месторождения отличаются исключительным разнообразием. Это обусловило множество вариантов применяемых систем их разработки. Важность классификации систем разработки, как основы для их изучения и выбора, а вместе с этим трудность составления такой классификации общепризнаны. Главным условием разработки месторождений является полнота выемки полезного ископаемого, которая зависит в основном от состояния выработанного пространства. Известно, что при системах с обрушением руды и вмещающих пород наиболее велики потери и разубоживание. Системы с закладкой позволяют снизить их до минимальных. Поэтому в качестве главного признака для классификации систем целесообразно принимать признак, определяющий конструктивные и технологические характеристики систем, условия их применения, т. е. состояние очистного пространства по окончании разработки.

Дифференцирование систем разработки внутри групп следует вести по признаку способа отбойки. Для характеристики систем разработки с закладкой важным является тип закладки. Широкое распространение в настоящее время получили твердеющая закладка, упрочнение сухой закладки различными инъекционными растворами, гидрозакладка. Поэтому отдельные группы систем разработки с закладкой разделяются по признаку — типа закладки.

Таким образом, с использованием основного признака — состояние выработанного пространства — все системы разработки разбиваются на три класса: системы разработки с открытым выработанным пространством; системы разработки с обрушением вмещающих пород; системы разработки с закладкой. В свою очередь, разделение классов на группы осуществляют по указанным выше частным признакам.

Основные направления фундаментальных исследований в области физико-технической подземной геотехнологии применительно к освоению месторождений руд черных, цветных металлов и горно-химического сырья связаны со следующими проблемами:

- создание подземных рудников многофункционального назначения, обеспечивающих рациональное использова-

ние и своевременное воспроизводство георесурсов недр различного назначения;

- разработка ресурсосберегающих технологий реконструкции подземных рудников, направленных на сохранение и развитие их производственного потенциала в новых макроэкономических и экологических условиях;
- научное обоснование стратегии сбалансированного функционирования и развития горно-рудной и машиностроительных отраслей горно-обогатительного и горно-металлургического комплексов.

Для решения этих крупных и комплексных по своему содержанию проблем необходимо дальнейшее развитие всех смежных горных наук и в первую очередь:

- горно-промышленной геологии, геометрии и квалиметрии недр, которые должны обеспечить геотехнологию существенно большим объемом информации о месторождениях полезных ископаемых, расширить ее номенклатуру и оперативность, повысить точность данных о состоянии запасов, их контурах и качестве, закономерностях изменения показателей качества и условий залегания;
- геомеханических методов оценки состояния массива горных пород для его анализа и прогноза при различных технологиях горных работ на больших глубинах и при комбинированной разработке;
- теории разрушения горных пород в свете нейтрализации негативных проявлений взрывного способа, повышения эффективности механического, термического и гидравлического разрушения, создания принципиально новых способов разрушения горных пород, альтернативных существующим;
- рудничной аэрогазодинамики с целью изучения аэрологических условий на больших глубинах и создания эффективных и экономичных средств и схем вентиляции горных выработок;
- теории проектирования освоения недр, которая должна дать надежные научные методы обоснования параметров, конструкций горных выработок, анализа динамики горных работ, создать научную базу инженерных систем автоматизированного проектирования рудников и шахт;

- горной экологии в свете изучения реальных экологических последствий в окружающей среде во взаимосвязи со способами и технологиями горных работ.

5.7. ПОДЗЕМНЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Усилия ученых были направлены, в первую очередь, на разработку научных основ, обеспечивающих технический прогресс в очистной выемке. Наибольшее внимание уделялось созданию технологии и средств механизации применительно к пологим угольным пластам, преобладающим в ресурсной базе твердых топлив России и наиболее интенсивно разрабатываемым.

Технология очистных работ в своем развитии прошла следующие этапы.

I. Механизация отдельных производственных процессов. Этот этап во многих странах, за исключением США, Австралии, ЮАР, характеризуется применением длинных очистных забоев с механизацией процессов зарубки и доставки угля. Такая технология применялась вплоть до 50-х годов.

II. Совмещение во времени отдельных механизированных производственных процессов (отбойка, навалка, доставка угля, крепление и управление кровлей) и начало применения узкозахватной выемки. Эта технология применялась в период с 50-х до начала 70-х годов.

III. Комплексная механизация основных производственных процессов с их частичной автоматизацией на базе узкозахватной технологии. В настоящее время эта технология занимает господствующее положение в нашей стране, в странах Европы и достаточно широко применяется в США и Австралии.

В отечественной практике центрами, осуществляющими научное обоснование совершенствования и развития технологий очистных работ, являются ИГД им. А.А. Скочинского и выросшие из его филиалов бассейновые институты и проектно-конструкторские организации. Отечественными учеными впервые в мировой практике была поставлена и успешно решена крупнейшая научно-техническая и социальная проблема комплексной механизации очистных работ в длинных очистных забоях на пологих угольных пластах. Были обоснованы принципы этой прогрессивной технологии: создание бесстоечного пространства

между забоем и лавным конвейером; применение узкозахватных выемочных машин; совмещение основных операций выемочного цикла — отбойки, погрузки, транспортировки (доставки) угля, крепления и управления кровлей во времени и пространстве, что обеспечивает поточность процесса выемки.

Современные методы исследований позволили установить новые закономерности взаимодействия крепей с углевмещающим массивом, что явилось научной основой создания передвижных механизированных крепей для длинных очистных забоев.

Основными машинами, обеспечивающими комплексно-механизированную технологию очистных работ, являются механизированные гидравлические передвижные крепи, узкозахватные комбайны или струги, скребковые конвейеры. При этом определяющую роль в создании современных технологий сыграла механизированная крепь.

Первая в мире щитовая механизированная крепь была предложена И.А. Журавлевым и испытана в 1935 г. на шахте «Сюлюкта». В конце 40-х годов в Гипроуглемаше создали узкозахватный комбайн ВОМ. Приоритет в создании струговых установок принадлежит специалистам Германии, особенно фирме «Вестфалия Люнен».

Отличительной особенностью щитовых механизированных крепей является применение развитых по габаритам перекрытий, ограждений и оснований, практически полностью ограждающих призабойное пространство от вмещающих угольный пласт пород и обрушенного массива.

Механизированные крепи подразделяют на поддерживающие, поддерживающе-оградительные и оградительно-поддерживающие. Критерием классификации является соотношение длин проекций перекрытия и ограждения на почву пласта.

По структурной схеме при взаимодействии секций между собой и базой-конвейером механизированные крепи разделяют на три класса: агрегатные, комплектные, и комплектно-агрегатные. Наиболее перспективным является новый класс комплектно-агрегатных механизированных крепей.

В комплектно-агрегатной механизированной крепи структурные единицы (секции) имеют общую групповую, силовую и кинематическую связь между собой и с базой-конвейером, чем

обеспечиваются силовая разгрузка базы-конвейера в процессе передвижки секций крепи и удержание ее от сползания.

Стремление расширить область применения щитовых механизированных крепей и улучшить условия нахождения человека в призабойном пространстве потребовало создания механизированных крепей поддерживающе-оградительного типа. В таких крепях свободный проход для людей отделен от забоя рядом гидростоек, и при одной и той же вынимаемой мощности пласта этот проход в 1,5–2 раза больше, чем проход в крепях оградительно-поддерживающего типа.

Сущность комплексно-механизированной технологии состоит в следующем. Вслед за очистным выемочным комбайном, осуществляющим отбойку и погрузку угля на конвейер, с минимальным отставанием от него передвигаются секции механизированной крепи. При челноковой схеме работы передвижка лавного конвейера осуществляется «волной», а при односторонней выемке передвижка конвейера осуществляется после перегона комбайна в исходное положение для зарубки.

При струговой технологии, когда выемка угля осуществляется исключительно по челночной схеме, исполнительный орган — струг, перемещаемый вдоль лавы тяговой цепью, находится в постоянно прижатом к забою положении и производит отбойку и погрузку угля. Выдвигание секций крепи или их козырьков осуществляется группами в определенной последовательности.

В практике шахт России господствующее положение занимает комбайновый вариант технологии, легче приспособляемый к изменениям горно-геологических условий залегания пласта.

В начале 80-х годов была разработана электрогидравлическая система управления щитовой механизированной крепью. Благодаря использованию искробезопасной микроэлектроники и слаботочных электромагнитных клапанов появилась возможность установить на каждой секции крепи малогабаритные гибкие устройства управления. Эта система управления позволила: улучшить управление кровлей за счет более быстрой автоматической оценки процесса взаимодействия крепи и вмещающих угольный пласт пород.

Управление процессом выемки пласта осуществляется специальной системой, в которую входят подсистемы управления

...конвейером. При этом в автоматическом режиме осуществляются вождение комбайна по гипсометрии и мощности угольного пласта, его зарубка.

Созданная с использованием достижений науки в области геомеханики, теории резания, управления, геотехники и машиноведения технология очистных работ с комплексами, оснащенными микропроцессорными системами управления, позволила резко интенсифицировать производственные процессы, повысить производительность труда рабочих и их безопасность. Эта технология еще не обеспечила полный вывод людей из опасной зоны очистного забоя, однако создала возможность существенного сокращения состава сменного звена очистного забоя. В высокопроизводительных лавах Австралии, США и Великобритании состав сменной бригады по обслуживанию оборудования лавы составляет в среднем шесть человек.

Многолетние поиски принципиально новых технологий очистных работ, выполняемых без присутствия человека в призабойном пространстве, до сих пор не увенчались успехом, и нет оснований делать на них ставку в ближайшем будущем.

Проблема радикального сокращения ручного труда не имела решения до тех пор, пока не появились первые образцы шахтной робототехники. Наибольший интерес представляет ее основной компонент — манипулятор. Это многостепенный, оснащенный следящими приводами, дистанционно управляемый исполнительный механизм, обладающий необычайно широким спектром функциональных и технологических возможностей. С помощью одного многоцелевого манипулятора можно выполнить множество разнородных вспомогательных операций, что в перспективе делает его полноценным средством замены ручного труда.

Не менее трудной является проблема вывода людей из вредных для здоровья и опасных для жизни технологических зон. Эта проблема имеет два аспекта — механический и информационный. Люди присутствуют в лаве, во-первых, для того, чтобы выполнять двигательные действия, и, во-вторых, для контроля и управления рабочими процессами. Введение в состав очистного комплекса дистанционно управляемых манипуляторов позволит уже при существующей степени надежности, адаптивности и автономности машин исключить необходимость постоянного

присутствия людей в лаве в связи с выполнением штатных вспомогательных операций, нештатных ремонтно-восстановительных работ, а также простейших операций по устранению внешних неисправностей оборудования.

Информационную сторону проблемы во всей ее глубине удалось раскрыть, выполнив микроструктурный анализ трудовой деятельности машинистов забойного оборудования. Поскольку человек около 90% информации получает из внешнего мира по зрительному каналу, на первое место по значимости следует поставить визуальное сенсорное устройство — телевизионную установку. Она может рассматриваться как универсальный датчик интегральной информации. В то же время телевизионная установка входит в состав дистанционно управляемых манипуляционных роботов, где используется в качестве эффективного средства внешней обратной связи оператора с объектом.

Таким образом, шахтная робототехника в совокупности с новейшими средствами дистанционного контроля и управления дает принципиальную возможность радикально решить обе узловые проблемы технического развития и создать выемочное оборудование качественно нового уровня — роботизированные выемочные комплексы.

Сложнее решается проблема создания эффективной технологии для отработки крутых угольных пластов. Попытки переноса основных технико-технологических решений, использованных на пологих пластах, на крутые пласты тонкие и средней мощности за редким исключением положительного эффекта не дали. В частности, применяемые на шахтах Центрального района Донбасса щитовые агрегаты не обеспечили ожидаемых технико-экономических показателей вследствие горно-технической сложности разработки таких пластов, заключающейся в необходимости управления кровлей, почвой и собственно угольным пластом. Существенную отрицательную роль играет также склонность этих пластов к внезапным выбросам угля и газа. Высока трудоемкость и велика опасность работ с использованием агрегатов особенно при монтаже-демонтаже и изменении длины очистного забоя. В большинстве стран мира от отработки таких пластов отказались.

Многочисленные исследования и эксперименты по созданию эффективной технологии разработки мощных крутых пла-

стов Кузбасса позволили прийти к выводу, что в сложных горно-геологических условиях района (большая мощность пластов, их высокая газоносность, пожароопасность, сближенность, нарушенность и др.) наиболее эффективной является заимствованная из практики разработки мощных рудных тел технология выемки горизонтальными слоями с литой твердеющей закладкой. Считается целесообразным наряду с технологией выемки комбайнами использовать гидравлическую и механо-гидравлическую технологии. Из-за невысоких технико-экономических показателей разработка мощных крутых пластов вряд ли получит широкое применение в перспективе.

До последнего времени при создании технологий и проектировании предприятий по разработке угольных месторождений ориентировались преимущественно на добычу угля и предотвращение вредных последствий, возникающих при ведении горных работ, с последующим изысканием возможностей утилизации отходов производства. Современная идеология освоения минерально-сырьевых и энергетических ресурсов угольных месторождений и создания горных предприятий должна предусматривать наряду с добычей угля при экономически оправданной полноте освоения запасов также рациональное, комплексное извлечение, использование сопутствующих углю полезных ископаемых, компонентов и вновь создаваемых ресурсов, в том числе выработанного пространства и низкопотенциального тепла недр.

Исходя из того, что добыча угля подземным способом характеризуется высокой трудоемкостью и капиталоемкостью, в решении этой задачи основным направлением следует считать опережающее развитие открытого способа добычи как экономически наиболее эффективного. На долю подземного способа следует оставить добычу высококачественных коксующихся и энергетических углей, преимущественно в относительно благоприятных горно-геологических условиях.

В решении этой проблемы одной из центральных научных задач следует считать создание методологии обоснования рациональных ограничений по использованию запасов угля с учетом требований рентабельности производства и конечных цен потребителей. Не менее важным является создание методологии рационального районирования и размещения предприятий по

добыче угля с учетом потребностей регионов и спроса на угли различных марок и транспортных тарифов.

Другая актуальная научная проблема заключается в интенсификации освоения угольных месторождений, т. е. в повышении полноты и комплексности использования всех ресурсов недр, сопутствующих углю. Для достижения этой цели необходимо создание теоретических основ и методов практической реализации комплексного освоения угольных месторождений.

5.8. СОЗДАНИЕ БУРОВОГО, ВЗРЫВНОГО, ПОГРУЗОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НОВОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УРОВНЯ

Лишившись отраслевого или государственного инвестирования, каждое горное предприятие (ОАО) должно самостоятельно решать задачу обновления парка работающего оборудования, находясь в весьма сложной экономической обстановке из-за действующей налоговой системы, часто ведущей их к экономическому обнищанию и банкротству. Это усугубляется сильной изношенностью (на 60% и более) эксплуатируемого оборудования и тем, что стоимость добываемого сырья на горных предприятиях возросла существенно меньше, чем увеличилась стоимость энергии, машин, вспомогательных материалов, из-за чего резко снизилась рентабельность добычи, а во многих случаях ее себестоимость стала выше цены.

Условия разработки на подавляющем большинстве горных предприятий усложняются, ухудшается качество добываемого сырья, увеличивается его стоимость, а потому это надо учитывать в планировании рентабельности и применяемой к ним налоговой системы.

Усложняет ситуацию отсутствие федерального финансирования заводов, создающих новую технику, и незаинтересованность проведения такого финансирования для отдельного предприятия, компании или концерна.

Вместе с тем очевидно, что высококачественное горное и обогатительное оборудование при незначительных отличиях необходимо всем горно-рудным добывающим предприятиям России.

Рассматривая комплекс буровых и обогатительных машин и оборудования, их технический уровень и качество, по сравне-

нию с лучшими зарубежными, можно сделать следующие выводы.

1. До настоящего времени (с 1964—1966 гг.) «Рудгормашем» без принципиальных изменений выпускается основной тип шарошечного электрического станка (СБШ-250МНА) для бурения скважин диаметром 250 мм, модификации этих станков для наклонного (контурного) бурения скважин диаметром 160 мм (СБШ-160) имеются только в опытных образцах, а рамно-платформенный мощный станок для скважин диаметром 270—310 мм находится в стадии изготовления. Ижорским заводом выпущен шарошечный станок СБШ-270И на базе экскаватора ЭКГ-4, однако он имеет много конструктивных и технологических недостатков и не годен для замены станков СБШ-250, так как используется для бурения скважин диаметром 250 мм. Необходимо крупные карьеры оснащать сразу большим числом таких станков, с буровым ставом и долотами на диаметр 269 мм соответственно. Следует увеличить производительность винтовых компрессоров до 40—50 м³/мин. Ходовая часть станка в сравнении с зарубежными чрезмерно тяжела и громоздка и требует полной переработки. Небольшими партиями выпускаются устаревшие модели станков 4СБШ-200, 5СБШ-200, СБУ-125, БТС-1. Нет станков для контурного бурения с наклоном мачты поперек продольной оси станка, нет мощных гидроударных станков для скважин диаметром 60—120 мм и пневмоударных, которые в зарубежных странах работают на давлении воздуха 2—3 МПа, а скорость их бурения в 10—15 раз выше отечественных станков. Практически отсутствуют автономные станки с дизельным приводом, которые необходимы для работы на глубоких горизонтах и при бурении контурных скважин. Буровой инструмент, особенно ударный, уступает зарубежному по показателям до 10 раз, в меньшей степени это относится к шарошечным долотам «Волгабурмаш» и «Уралбурмаш», но их стоимость приближается к зарубежным.

Анализ выпускаемых зарубежными фирмами шарошечных, гидроударных и пневмоударных станков (в том числе с погружными пневмоударниками) и бурового инструмента «Атлас Копко», «Тамрок», «Бюсайрус Эри», «Харнишвегер», «Сименс» и др. показывает, что за счет использования трехмерного компьютерного проектирования, наличия в каждой фирме опытных полигонов

для испытаний новых моделей станков и бурового инструмента происходит непрерывное повышение их качества; создаются все более благоприятные условия для работы машинистов буровых станков за счет герметизации кабин, ее надежной звуко- и виброизоляции. Сказанное позволяет констатировать, что технический уровень отечественных станков и инструмента все больше отстает от лучшего зарубежного. Для выхода, по существу, из кризисного положения с буровой техникой и выхода по техническому уровню на международный необходимо создать группу новых заводов для выпуска мобильных, средних и тяжелых станков с электрическим и дизельным приводом, качественных винтовых компрессоров и другого комплектующего оборудования. При этом, учитывая вступление России в ВТО, следует подумать о приобретении комплектующих изделий для станков, как это делает Финляндия, Швеция и другие страны. Это в полной мере относится и к другим машинам: экскаваторам, обогатительному оборудованию, а также ремонтному комплексу.

2. Выпущенные в 2005 г. международные правила перевозки опасных грузов ДАПОГ значительно усложнили требования к транспортным грузовым машинам для перевозки ВВ классов 1,1–1,5, а также транспортно-смесительно-зарядным машинам для гранулированных и компонентов эмульсионных ВВ (матричной эмульсии). Ни одну из применяемых грузовых и зарядных машин без доработки, повышающей их безопасность, нельзя, строго говоря, допускать к эксплуатации, а грузовые машины могут использоваться на 0,1–0,15 их грузоподъемности. Поэтому предстоит срочная и серьезная работа по доведению по уровню безопасности имеющегося парка транспортных и зарядно-транспортных машин до требований ДАПОГа. Пока не решен также вопрос о совместной перевозке промышленных ВВ и СИ.

3. *Погрузка взорванной горной массы* осуществляется электрическими экскаваторами-мехлопатами с вместимостью ковша 1–20 м³ Воронежского, Ижорского заводов и Уралмаша. Срок их выпуска составляет от 15 до 30 лет. Практически не выпускаются все шире распространяющиеся в зарубежных странах автономные дизельные гидравлические экскаваторы с ковшом вместимостью 30–40 м³ с регулируемым открываемым днищем, которые намного лучше ковшей с откидным днищем в части сохран-

ности кузова машин и думпкаров. Явно недостаточен парк шагающих роторных экскаваторов.

Последние 20 и более лет и до настоящего времени не создано новых экскаваторов на отечественных заводах, школы отечественного экскаваторостроения разрушены, а новых с трехмерным компьютерным проектированием пока не создано.

4. *Перевозка горной массы* осуществляется думпками и электровозами. Парк ж/д (думпкары, электровозы, тепловозы) транспорта сейчас обновляется. С углублением карьеров процент использования автосамосвалов увеличивается. В последние 30 лет в основном использовались отечественные БЕЛАЗы, выпускавшиеся в Белорусской ССР. Крупные карьеры постепенно стали заменять БЕЛАЗы на автосамосвалы фирм США («Юни-Триг», «Катерпиллер»), Японии («Камацу», «Терекс») и др. Эти автосамосвалы по надежности в 2 и более раз превосходят БЕЛАЗы, а колеса из натурального каучука в 3 и более раз надежнее отечественных, изготовленных из изопропиленового каучука.

Очевидно, создавать в России завод по выпуску автосамосвалов нецелесообразно, а следует осмотрительно выбирать их типаж из зарубежных.

5. Оборудование для извлечения полезных компонентов из руд черных, цветных, драгоценных и редкоземельных металлов устарело за период перестройки, и необходима его модернизация с учетом опыта лучших зарубежных обогатительных фабрик. При этом оптимальным вариантом была бы лизинговая покупка уникального оборудования или даже фабрик целиком.

6. Вспомогательное, ремонтное и сборочное оборудование должно многократно превышать сегодняшнюю производительность труда и качество ремонта. Крупным фирмам целесообразно создать пункты централизованного ремонта сложных машин, категорически пересмотреть идею: «работать на машине, пока она работает», шире применять блочный ремонт по образцу многих зарубежных фирм, как, например, «Атлас Копко» в ОАО ГМК «Норильский никель».

Опыт Китая и Индии показывает, что наиболее короткий и эффективный путь выпуска совершенных машин — создание совместных предприятий с участием передовых зарубежных фирм. Эти предприятия начинали со сборки зарубежных станков и машин с постепенным увеличением количества изготавливаемых

узлов и комплектующего оборудования на своих заводах. Таким образом, в течение 3–5 лет в этих странах налажен выпуск шарошечных станков и другого оборудования, отвечающих международным требованиям.

Изготавливать буровые станки и другое оборудование необходимо на новых заводах, оснащенных современным лучшим отечественным и зарубежным оборудованием, с организацией конструкторских бюро с компьютерным обеспечением работ. Действующие заводы не способны выполнять самостоятельно эти работы.

При этом совместно с зарубежными фирмами необходимо решить вопрос о привлечении фирм США, Швеции, Финляндии, Бельгии и других стран для поставки комплектующего оборудования с постепенной заменой его на отечественное, т. е. построить схемы, аналогичные для автомобилестроения и авиации.

Опыт замены отечественных станков и экскаваторов на высококачественные зарубежные, что было осуществлено для ряда угольных разрезов Якутии и Кузбасса, оказался удачным. Станки R60 фирм «Бюсайрус Эри» и М-4 «Марион» успешно работали в течение 15 лет и более, а на некоторых разрезах находятся в эксплуатации и сейчас. Производительность этих станков была в 3–5 раз выше, чем отечественных СБШ-250МН и СБШ-320. Такие же результаты дает замена отечественных экскаваторов на зарубежные.

Однако в настоящее время такая замена должна рассматриваться только как исключительная мера для обеспечения стратегического развития флагманов наших горно-добывающих предприятий: ОАО «Лебединский ГОК», Качканарский ГОК. Это связано в основном с высокой стоимостью зарубежных тяжелых станков — от 1,5 до 2,5 млн долл. США (в ценах 2005 г.). В то же время отечественные заводы постоянно увеличивают стоимость станков. Так, стоимость среднего станка РД-10 составляет 370 тыс. долл. США, а опытный тяжелый станок СБШ-320 Ижорского завода — 625 тыс. долл. США, т. е. в 3–4 раза ниже, чем зарубежных. Однако даже при такой высокой стоимости зарубежных станков их производительность и надежность в эксплуатации будут выше не менее чем в 4–5 раз, т. е. в расчете на 1 м³ горной массы расходы на ее обустройство будут примерно одинаковы.

Целесообразность использования дорогого, но высококачественного оборудования доказана промышленной эксплуатаци-

ей зарубежных автосамосвалов, экскаваторов, шарошечных долот и др.

5.9. АССОРТИМЕНТ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ

В настоящее время (2006 г.) на заводах выпускают:

- тротил в виде гранул, чешуек и порошка;
- гранулированные ВВ (граммониты) с содержанием гранулированного и чешуйчатого тротила от 18 до 70%;
- порошкообразные патронированные аммониты с содержанием порошка тротила 15–21%.

Кроме того, на заводах выпускают бестротилловые гранулиты (АС + 4, 6, 8% ДТ).

На отдельных заводах начат выпуск граммотолов на основе пористой аммиачной селитры с содержанием гранул тротила 5, 10, 15 и 20%.

В нашей стране и особенно за рубежом в производстве промышленных ВВ проявляется четкая тенденция замены тротила и тротилсодержащих ВВ на эмульсионные и бестротилловые гранулированные.

1. *Взрывные работы на земной поверхности.* Предприятия с потреблением ВВ более 15 (25) тыс. т/год начали в 70-х гг. XX в. на прикарьерных пунктах выпускать акватола с содержанием гранулола от 10 до 20%. В настоящее время их заменяют на пункты приготовления исходных компонентов для бестротилловых эмульсионных ВВ (ЭВВ): матричной эмульсии из раствора смеси селитр (аммиачной, натриевой и кальциевой) и горючего (из смеси эмульгатора с ДТ или индустриального масла). Такими пунктами для приготовления ЭВВ оснащены практически все крупные предприятия России по добыче угля, руд черных и цветных металлов.

Для объектов средней и малой производственной мощности (500–5000 т/год ВВ) два российских завода выпускают патронированные ЭВВ, эмульсолиты для ручного заряжания и гранулированные эмулины для ручного и механизированного заряжания.

Оба типа ЭВВ водостойчивы, а цена 1 т ВВ примерно в 2–3 раза ниже, чем гранулола.

Можно предположить, что гранулола в ближайшие 3–4 года не будет потребляться для взрывания на земной поверхности.

Граммониты 50/50 и 70/30 будут заменены в обводненной части скважин эмульсолитами.

Целесообразно на прикарьерных пунктах крупных карьеров выпускать эмульсолиты — бестротиловые гранулированные ВВ, содержащие до 20% эмульсии в смеси АС с горючими добавками. Эти ВВ эквивалентны по мощности граммониту 79/21 и пригодны для заряжания скважин с небольшим количеством воды. Они могут выпускаться на отдельных установках или в зарядных машинах, приспособленных для изготовления и заряжания таких ВВ.

Сухую часть скважин, особенно на угольных разрезах, целесообразно заряжать угленитами — бестротиловыми гранулированными ВВ, содержащими пористую АС, жидкую горючую добавку и мелкораздробленный каменный уголь. С повышением энергетики угля эти ВВ успешно заменяют граммонит 79/21 с коэффициентом перехода $K_{ВВ} = 1,1$. Такие ВВ можно рекомендовать изготавливать и в зарядных машинах, и на пунктах с транспортировкой угля на небольшие расстояния. Однако по качеству углениты уступают АС-ДТ на пористой селитре и минеральном масле.

Кроме того, получит более широкое распространение заряжание в полиэтиленовые рукава граммонитов по методам ОАО «Взрывпром Юга Кузбасса» и ООО «Промтехвзрыв». Эти методы более сложны, чем заряжание эмульсолитом, а потому последний будет предпочтительнее.

Таким образом, граммониты 79/21, 50/50 и 70/30 будут вытеснены бестротиловыми более дешевыми ВВ.

Для сухих и сухой части обводненных скважин на местах применения готовят (Нерюнгринский разрез, Сорский ГМК, ОАО «Взрывпром Юга Кузбасса») ВВ с малым содержанием тротила (8–10%) или бестротиловые углениты, игданиты, которые успешно разрушают вскрышные породы угольных разрезов, хорошо дробимые породы рудных карьеров и карьеров стройматериалов, но значительно дешевле тротилсодержащих и алюмосодержащих гранулитов заводского приготовления. Годовая производительность пунктов угленитов может достигать в зависимости от потребности 10–20 тыс. т/год готового ВВ. Эффективность этих ВВ существенно возрастет при их изготовлении на пористой селитре.

В настоящее время объем ВВ, изготавливаемых непосредственно на горных предприятиях, составляет более 50% и будет продолжать расти.

2. *Шашки промежуточных детонаторов* используют выпускаемые ТНТ, ТГ, ТП, баллиститные, но, очевидно, по стоимости и утилизации баллиститных порохов будет выгодно применять баллиститные шашки БЩДУ-800 и т. п. Недостаток последних — отказы, из-за чего ряд предприятий прекратил их применение. Шашки из тротила и смеси его с гексогеном и ТЭНом, несмотря на их мощность, будут по стоимости расти, особенно когда закончатся конверсионные гексоген и ТЭН.

Опыт ЗАО «НИТРОСибирь» и зарубежный показывает возможность изготовления промежуточных шашек-детонаторов из эмульсионных ВВ. Эти работы следует всячески форсировать.

3. *Подземные горные работы (проходка выработок и отбойка руд восходящими скважинами 60–100 мм)*. Проходка выработок связана с применением патронированного аммонита 6ЖВ и детонита. Они могут быть успешно заменены гранулированными граммонитами (порошок АС 6; 3% + 2% ДТ) при их механизированном зарядании.

Патроны будут нужны только как донные или устьевые боевики. Их тоже можно изготавливать на предприятиях в патронировочных агрегатах «Интеррин» или получать с заводов в меньших количествах (5–10 раз), чем раньше. Это повысит их цену и сделает более привлекательным использование боевиков местного изготовления. Преимущество зарядки россыпными ВВ заключается в быстроте и механизации зарядания, а также более низкой их стоимости.

Отбойка руд связана с механизированной зарядкой восстающих скважин диаметром до 100 мм. Имевшие место аварии, хотя и редкие, с использованием граммонита 79/21 на чешуйчатом тротиле вынуждают органы Ростехнадзора пойти на запрещение его применения в подземных условиях при механизированном зарядании. Как показал многолетний опыт его использования, при строгом соблюдении технологии зарядания аварий с этим ВВ не было. Поэтому есть альтернатива: строжайшее выполнение технологии зарядания этим ВВ с учетом подачи воды, устранения пыления и просыпей или замена его на бестротильный гранулит А-6 или А-3 на пористой селитре.

Серьезная и требующая срочного решения проблема — создание машин (механизмов) для зарядания шпуров и скважин на земной поверхности и в подземных условиях.

Применение ЭВВ в подземных условиях требует серьезной технико-экономической проработки как для проходки выработок, так и для скважин. Ни теоретических основ, ни конструктивных разработок (зарядных машин) для ЭВВ в России нет, а закупка таких машин и технологий для одного-двух предприятий (ОАО) должна решаться индивидуально, согласно действующему законодательству.

Таким образом, тротил как самостоятельное ВВ и граммониты в ближайшие годы должны быть заменены более эффективными бестротиловыми и по стоимости, и по экологической вредности.

4. *Средства инициирования.* Имеются успехи в области создания неэлектрических систем взрывания, аналогичных известным системам Нонель, Инсайд Бикфорд. Отечественные системы СИНВ и Эдилин успешно используют на горных предприятиях на земной поверхности и в подземных условиях. Однако отечественные системы не аттестованы по международной системе ISO-9000-1, а поэтому могут возникнуть проблемы с их экспортом, а также использованием в России.

Это в полной мере относится и к выпускаемым промышленным ВВ, ЭД, ДШ и шашкам промежуточных детонаторов.

Следует обратить особое внимание производителей на то, что выпуск детонаторов без первичных инициирующих ВВ (азида свинца и ТНРСа) не решает проблему их безопасности от механического воздействия при отказах, так как чувствительность замедляющих составов и материала воспламенительных капель в детонаторах аналогична чувствительности первичных инициирующих. Поэтому спорным является вопрос повышения безопасности механизированной разборки отказавших зарядов при отсутствии в таких детонаторах первичных инициирующих ВВ.

Аналогичная картина наблюдается при использовании шашек промежуточных детонаторов из смеси тротил + гексоген, тротил + тэн, тротил + бездымный порох. По ТУ указанные шашки в выпускаемом конструктивном исполнении не допускают воздействия на них зубьев ковша экскаватора, что при разборке отказавшего заряда сделать достаточно сложно.

Поэтому системы инициирования во всех звеньях от точки начала инициирования до заряда ВВ в шпуре или скважине, т. е. точка возбуждения, передача импульса по сети, передача им-

пульса от волновода (электропроводов) детонатору и шашкам, должны гарантировать надежность приблизительно на 100%.

В этом случае мы, так же как и на зарубежных предприятиях, снимем вопрос об отказах, а следовательно, и о чувствительности к механическим воздействиям как элементов взрывной системы, так и самого ВВ в заряде.

Это позволит отечественным производителям промышленных взрывчатых материалов выйти на международный рынок, особенно при вступлении России в ВТО.

Полагаем, что сейчас главная задача для производителей и существующих экспертных организаций России — не столько изобретение новых систем контроля качества, а внедрение на заводах систем, соответствующих международным стандартам ISO-9000, чтобы на всех этапах (от сырья до конечного продукта) выпускаемые промышленные ВМ соответствовали этим стандартам.

Необходимо создание в России независимого экспертного центра, который должен соответствовать существующим в Европе (Бельгия, Германия) центрам для реализации Директивы Совета №93/15 ЕЭС от 5 апреля 1993 г. «О гармонизации положений, касающихся выпуска на рынок и надзора за взрывчатыми веществами, применяемыми в гражданских целях».

Необходимо чрезвычайно серьезно производителям ВМ, контролирующим и экспертным организациям отнестись к этим правовым вопросам, так как, не имея указанной сертификации, российские ВМ не будут иметь (а по указанной директиве уже не имеют) доступа на международный рынок, а в ближайшие годы это может произойти и на ряде российских горных предприятий (ОАО, компаний, корпораций), где будут выступать совладельцами иностранные компании и инвесторы. Причем главным в этом вопросе будет требование по безопасности и качеству применяемых ВМ, которые должны соответствовать указанной выше директиве. Вступив в ВТО и не выполнив условия европейской директивы, можно полностью остановить мощности по производству российских ВМ.

5. Перспективы замены тротилсодержащих на бестротилловые промышленные ВВ для взрывания на земной поверхности.

История развития взрывного дела в странах Запада и России показывает, что периодически происходит смена ассортимен-

та применяемых в горном деле ПВВ: черного пороха, динамита, тротила, тротилсодержащих и гексогенсодержащих ВВ, бес-тротиловых — ANFO (АС-ДТ) и гранулитов (порошкообразных, прессованных и гранулированных). Последний этап — переход на водосодержащие сларри и акватолы, а затем эмульсионные (чистые эмульсии — эмулиты, порэммиты, сибириты) и смесевые с добавками в эмульсию 20—70% ANFO (АС-ДТ), получившие название эмуланы и гранэммиты. 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 взрывааемых блоков. Объем ВВ местного приготовления в западных странах составляет 70—80% общего потребления, а в России 60—65%, и этот процент продолжает расти.

Уход от гранулола в России для взрывания обводненных скважин связан с увеличившейся в 100 раз его стоимостью (до 30 000 руб/т с учетом ж/д тарифа и НДС) и огромным количеством выделяемых при взрыве ядовитых газов (до 200 л/кг), что с увеличением глубины карьеров становится для предприятий непреодолимой проблемой по экологии.

При этом следует учесть, что во всех странах давно отказались от применения гранулола и тротилсодержащих ВВ, и только Россия продолжает использовать тротил для ПВВ, ссылаясь на необходимость сохранения его выпуска для снаряжения боеприпасов. Не является секретом, что новые боеприпасы снаряжают уже не тротилом, а более мощными ВВ. Нами показано, что в ближайшем будущем тротил, как самостоятельное ВВ, а также его смеси с другими компонентами (аммониты, граммониты, граммотолы, акватолы и др.) практически будут полностью исключены из заводских поставок для горной промышленности.

Следует отметить, что для химических заводов, которые являются, как правило, градообразующими предприятиями, прекращение выпуска тротила и тротилсодержащих ВВ представляет достаточно сложную социально-экономическую проблему для больших коллективов трудящихся, а потому необходимо безотлагательно решать задачу на этих заводах о замене производства тротила на другие вещества, например, эмульсионные наливные или патронированные для взрывания на земной поверхности и в подземных условиях, которые более чем в 2 раза дешевле троти-

ла и выделяют в 10 раз меньше ядовитых газов. В этом плане заслуживает внимания опыт ОАО «Знамя», на котором выпускают наливные эмульсионные ВВ, снаряжают на заводах в смешительные транспортно-зарядные машины и везут неактивированную эмульсию как на основной карьер, так и на другие, расположенные на расстоянии до 600 км карьеры небольшой производственной мощности, и по требованию заказчика заряжают ЭВВ блоки, подготовленные к взрыванию.

Таким образом, небольшие карьеры должны иметь у себя только хранилище для средств инициирования, а склады для ВВ и приемные железнодорожные тупики для выгрузки вагонов становятся ненужными.

Проведенный ранее в 80-х годах Госгортехнадзором СССР анализ показал, что большая часть приемных ж/д тупиков на предприятиях, так же как и системы охраны небольших складов ВВ, не отвечают современным требованиям безопасности.

Определенные проблемы возникают при перевозке с заводов готовых ПВВ в специальных вагонах из-за необходимости обеспечения требований безопасности, а также условий погрузки и выгрузки мешков с ВВ. Следует обратить особое внимание на особенности использования эмульсионных ВВ. Практически наливные ЭВВ весьма мало отличаются между собой по энергетическим характеристикам. Для увеличения энергии и объемной теплоты взрыва широко применяют добавки в эмульсию 20—70% ANFO (АС-ДТ) и в меньшей степени 4—6% тонкодисперсного алюминия или ферросилиция. Добавки последних компонентов применяют в основном для приготовления патронированных ЭВВ диаметром от 36 до 180 мм. При этом патронированные ЭВВ изготавливают с использованием полых стеклянных микросфер, перлитового песка и газогенерирующей добавки по специальной технологии. Есть определенные трудности для изготовления патронированных ЭВВ в части качества полых микросфер, качества пористой селитры по сравнению с лучшими зарубежными образцами. Заводам-производителям необходимо срочно улучшать качество сырьевых компонентов, которое бы соответствовало стандартам ISO 9001—9004 (США). Особенно существенного улучшения требуют отечественные эмульгаторы, значительно уступающие зарубежным (лубризол или СМО). В течение почти 20 лет наши химики не могут создать эмульга-

торы, аналогичные по качеству зарубежным. Поэтому следует рассмотреть вопрос закупки для отечественных ЭВВ зарубежных эмульгаторов для значительного улучшения качества эмульсии и ЭВВ.

Но в целом оказывается, что наливными эмульсионными ВВ, отличающимися незначительно один от другого по взрывчатым характеристикам, можно взрывать и вскрышные породы угольных разрезов (Кузбасс, Якутия), и разные по крепости породы (ОАО «Ураласбест» и ОАО «Апатит»), и крепкие породы железорудных месторождений КМА и Кольского полуострова.

Регулирование степени дробления достигается за счет увеличения расчетных расходов ЭВВ в 1,2–1,3 раза по сравнению с заводскими гранулотол и граммонитами 79/21, 50/50.

При этом большое увеличение расчетных расходов водосодержащих акватолов было связано с их растеканием по трещинам в массиве. Это, но в меньшей степени, имеет место и с применением ЭВВ. Для снижения утечек ЭВВ по трещинам увеличивают их вязкость или заряжают их в полиэтиленовые комбинированные рукава.

Успешно проводится взрывание патронированными эмульсолитами ОАО «Знамя» на многих золоторудных карьерах ЗАО «Полос», «Эльдорадо» («Соврудник»), а также вскрыше ряда угольных разрезов.

На основе приведенных данных можно утверждать, что при правильной технологии заряжания и достижении требуемой вязкости ЭВВ, а также эффективных средств газогенерации эти ВВ пригодны для взрывания всего диапазона (по крепости) пород на отечественных карьерах, а эффективность одних ЭВВ относительно других исчисляется в процентах, и это необходимо уметь использовать производителям, достигая наибольшей эффективности их использования.

При этом в породах невысокой крепости с $f = 6\div 12$ по М.М. Протоdjаконову вполне успешно применяются бестротилловые гранулированные ВВ.

Здесь необходимо отметить, что применение комбинированных зарядов гранулотол-АС-ДТ, когда вода поглощается межгранульным пространством гранулотола, менее пригодно для комбинированных зарядов ЭВВ-АС-ДТ. Это связано с тем, что ЭВВ

полностью вытесняют воду и ее уровень в скважине повышается на длину заряда ЭВВ. Зарядка АС-ДТ может быть произведена только после опускания уровня воды до первоначального за счет дренажа по трещинам, что связано с затратами времени, а потому не всегда достижимо и требует опытной проверки на каждом карьере и горизонте.

Опыт ОАО «Ураласбест» подтверждает особенность изменения ассортимента ВВ после перехода на промышленное применение порэмита. Применение гранулолома было сведено к нулю, а также фактически прекратилось применение АС-ДТ, объем использования которого в совокупности с гранулолом достигал 10—12 тыс. т.

Таким образом, можно считать вполне обоснованным применение только эмульсионных и гранулированных бестротило-вых ВВ для взрывных работ на земной поверхности. Для этого необходимо, кроме увеличения числа заводов, выпускающих качественную аммиачную селитру, рекомендовать всем пунктам крупных предприятий, а также химическим заводам, выпускающим эмульсию для производства ЭВВ, рассмотреть и обеспечить в своем регионе в радиусе 600—700 км поставку на карьеры и дорожные объекты в транспортно-зарядных машинах компонентов ЭВВ и зарядание блоков по заказам потребителей.

Необходимо просить Ростехнадзор рассмотреть, совместно с заинтересованными экспертными организациями, необходимость строительства на территории России пунктов приготовления компонентов ЭВВ для полного регионального обеспечения горных объектов гранулированными бестротиловыми ВВ и ЭВВ. При этом в комплексе этих работ необходимо учитывать и работу 19 действующих пунктов по изготовлению гранулированных бестротиловых ВВ, радиус поставки ВВ из которых может быть также увеличен до 600—700 км. Можно рассмотреть вопрос о строительстве пунктов только для снаряжения транспортно-зарядных машин типа МЗ-3, МЗ-4Б, МДЗ-1 и более совершенных, вновь созданных для транспортировки в отдельных емкостях селитры и дизельного топлива и приготовления АС-ДТ на заряжаемом блоке. Это позволит исключить транспортировку тротилсодержащих ВВ по железным дорогам и перейти к доставке на пункты и заводы только аммиачной селитры в мягких контейнерах вместимостью 800—1000 кг с полной механизацией по-

грузочно-разгрузочных работ от химического завода до зарядной машины.

Принятие такого решения позволит значительно повысить безопасность оборота промышленных ВВ гражданского назначения, снизить стоимость взрывных работ, упростить требования к приемным площадкам на предприятиях для разгрузки аммиачной селитры из ж/д вагонов.

Кроме этого, можно рассмотреть и уточнить требования по безопасности к действующим (более 1000 единиц) складам ВМ, в хранилищах которых будет лежать только аммиачная селитра.

Для вновь строящихся горных предприятий на земной поверхности необходимо сразу предусматривать склады под аммиачную селитру и применение только бестротилового ВВ.

Отдельно необходимо рассмотреть оборот и ассортимент ВВ для подземных рудников и угольных шахт, в том числе использующих предохранительные ВВ.

Рассматривая весь комплекс вопросов в масштабе России, можно считать его одним из национальных проектов государственного масштаба по значимости и важности для прогрессивного развития горно-добывающей промышленности страны коренного изменения применяемого ассортимента ПВВ гражданского назначения.

5.10. ПОДГОТОВКА КАДРОВ НОВОЙ КВАЛИФИКАЦИИ

Внедрение новой техники с компьютерным оснащением технологий, компьютерного конструирования техники современного технического уровня потребует от учебных заведений (вузов, техникумов, ПТУ и т. п.) коренной перестройки своей работы, переоборудования учебных лабораторий и, что особенно важно и трудно осуществить, привлечь в сферу образовательной деятельности педагогов, которые понимают и умеют работать на современных машинах, оборудовании и компьютерах. Следует признать, что уровень преподавания в настоящее время отстает от технического уровня передовых предприятий, в допотопном состоянии находится большинство лабораторий, а нищенская зарплата педагогов вузов и техникумов привела к старению педсостава, а это главное и весьма медленно исправляемое звено в техническом прогрессе промышленности. Приходилось неоднократно наблюдать, как выводится из строя

весьма дорогая, совершенная, с компьютерным контролем и управлением техника в результате ее неквалифицированного обслуживания.

В настоящее время и тем более в будущем ведущими специалистами станут конструкторы, владеющие трехмерным компьютерным проектированием, рабочие по обработке металлов на станках с компьютерным управлением, умеющие вводить новые программы для перестройки работы оборудования. Нужны будут не экономисты и менеджеры в современном понимании, а инженеры-специалисты, получившие дополнительно второе образование по экономике и менеджменту.

Возможна корректировка учебных планов горных инженеров-технологов с усилением их современного экономического образования, компьютерной грамотности и менеджмента.

Не секрет, что горные предприятия уже несколько лет отказываются брать на работу вышеназванных специалистов, так как вообще экономист или менеджер не нужен в технологическом цикле предприятия. Он должен хорошо знать технологию выпуска продукции и уже на основе инженерных знаний корректировать экономические вопросы производства и улучшать организацию работы на предприятии, включая бизнес.

Следует признать правильным и разумным начинанием, когда некоторые крупные ОАО и компании дают стипендии для студентов вузов, но это не может заставить низкообеспеченных доцентов или профессоров учить студентов по-новому на устаревшем лабораторном оборудовании. Надо мыслить реальными категориями и сказать, что стоимость оснащения учебных лабораторий за последнее время возросла в сотни и тысячи раз. Кроме того, наш опыт показал, что передача предприятиями в учебные заведения новой техники малоэффективна, так как нельзя в лаборатории воспроизвести весь технологический цикл работы предприятия. Поэтому центром формирования знаний студента как инженера-специалиста должна пока стать производственная практика на передовых предприятиях, что в настоящее время почти ликвидировано в учебных и финансовых планах учебных заведений.

Этот процесс должен проходить одновременно с оснащением предприятия новой техникой и оборудованием, что, очевид-

но, будет трудным и потребует многолетней напряженной работы: нельзя заставить производителей, получающих в десятки раз большую зарплату, чем педагоги учебных заведений, идти учить студентов. Нельзя, не заинтересовав производителей, принимать на рабочие места студентов, нельзя и не нужно, чтобы все инженеры-специалисты после окончания вузов шли получать вторую специальность. Для этого у них должно быть время для сознательного осмысливания этой необходимости после определенного времени работы на предприятии.

Только такой комплексный государственный подход позволит вывести горно-добывающую и смежные с ней отрасли промышленности на конкурентоспособный мировой уровень с рациональным порядком приоритетных разработок действующих и вновь осваиваемых месторождений, размещением машиностроительных и ремонтных заводов, освоением инфраструктуры стационарной или вахтовой зон разработки и созданием транспортных путей, выдачей на экспорт только готовой, высококачественной продукции в виде машин, оборудования, комплектующих узлов.

5.11. ПРОБЛЕМЫ РЕАЛИЗАЦИИ ТЕПЛОЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ РОССИИ

Это наиболее острая проблема для населения и промышленности нашей страны, что видно было зимой 2005–2006 гг.

Энергетика страны в настоящее время обеспечивается сжиганием все большего количества газа и нефтепродуктов в ТЭЦ как экологически наиболее чистого топлива. Это крайне неразумно и неэкономично. Все отечественные ТЭЦ целесообразно перевести на уголь, особенно учитывая высокую изношенность оборудования станций, что облегчит их перевод на другой, менее дефицитный вид топлива. Очевидно, необходимо учитывать неблагоприятную экологию использования угля для ТЭЦ, расположенных в крупнейших городах России.

Ведется, хотя и не так интенсивно, газификация городов и населенных пунктов. Все больше продается электроэнергии, газа и нефти зарубежным странам, за счет чего увеличиваются золотой запас и стабилизационный фонд.

Оценивая перспективы такого развития теплоэнергетики страны, следует отметить следующее. Продажа нефтепродук-

тов и газа за рубеж и увеличивающееся внутреннее потребление приведут в конечном счете к истощению запасов жидкого и газообразного топлива, что заставит тратить наши золотовалютные резервы и стабилизационный фонд на импорт промышленных товаров и продуктов. В результате потеряется роль нашей страны как ведущей энергетической державы, а следовательно, изменятся взаимоотношения с западными и дальневосточными странами, а население нашей страны вынуждено будет перейти на электричество, уголь и дрова, что потребует огромных вложений в перестройку жилищно-бытового комплекса городов и поселков.

Такой пессимистический прогноз подтверждается тем, что в последние годы (2004—2005 гг.) добыча нефти и газа увеличилась в России всего на 1—2%, при все увеличивающихся потребностях этих видов топлива как внутри страны, так и в зарубежных странах. Освоение новых месторождений на полярном шельфе потребует весьма крупных инвестиций и разработки принципиально новых технологий перекачки сырья от скважин на сушу к трубопроводам в суровых ледовых условиях прибрежной зоны. Значительны будут затраты на создание нормальных условий работы бригад, эксплуатирующих продуктивные нефтяные и газовые скважины. Это неизбежно приведет к повышению стоимости добываемого сырья, что снизит его конкурентоспособность по сравнению с норвежским сырьем, а также стран Средней Азии.

Электроэнергию и тепло придется производить на гидро- и атомных станциях, чего явно будет недостаточно для нормального функционирования промышленности и жилищно-бытового комплекса. Кроме того, здесь надо учитывать факт изношенности оборудования гидро- и атомных станций, а также факт весьма ограниченного резерва урана для атомных станций, который в виде готового сырья в большом невосполнимом объеме был продан в США, а месторождения урана в России после распада СССР фактически не разведаны. Поэтому рассчитывать на эти источники энергии следует с большой осторожностью и тщательными расчетами.

Разумно не увеличивать, а уменьшать продажу энергоресурсов, помня, что климат в нашей стране требует несоизмеримо большего расхода энергии на душу населения для нормальной

жизни общества (в 3—5 и более раз на одного человека по сравнению с жаркими странами) и что мы торгуем в основном невозобновляемыми источниками энергии. Денежные резервы должны быть планомерно израсходованы также и на фундамент промышленности — горно-добывающий и перерабатывающий комплекс с использованием альтернативных источников тепла и энергии. Только такой комплексный подход позволит решить указанную в заглавии проблему.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	5
Глава 1. Основные этапы развития методов разрушения горных пород при добыче полезных ископаемых	9
1.1. Развитие различных методов разрушения	12
1.2. Развитие средств и способов бурения скважин и шпуров	19
1.3. Развитие и ассортимент взрывчатых материалов (ВМ) гражданского назначения	24
Глава 2. Общие сведения о методах взрывных работ	29
2.1. Совокупность операций при различных методах ведения взрывных работ	31
2.2. Отказы, их причины, методы их предупреждения и ликвидации ...	36
2.3. Методы вторичного дробления негабарита	43
2.4. Взрывные способы вторичного дробления	45
2.5. Механические способы вторичного дробления	48
2.6. Электрофизические методы вторичного дробления	52
Глава 3. Методы ведения взрывных работ при проведении подземных выработок	55
3.1. Общие сведения	57
3.2. Расчет параметров взрывания	65
3.3. Выбор диаметра шпуров	68
3.4. Контурное взрывание	69
3.5. Короткозамедленное взрывание при проведении выработок	72
3.6. Забойка шпуров при взрывании в угольных шахтах	73
3.7. Особенности взрывных работ при проведении выработок в опасных условиях угольных шахт	77
3.8. Способы снижения интенсивности выбросов при сотрясательном взрывании	88
Глава 4. Методы ведения взрывных работ при подземной разработке угля ...	93
4.1. Методы взрывных работ на пластах небольшой мощности	95
4.2. Взрывная посадка угольной кровли	97
Глава 5. Методы ведения взрывных работ при подземной отбойке руды ...	103
5.1. Общие сведения	105

5.2. Отбойка руды скважинными зарядами	106
5.3. Определение расчетного расхода ВВ и параметров расположения скважин	112
5.4. Отбойка руды шпуровыми и камерными зарядами	117
5.5. Опасные зоны по действию ударных воздушных волн при массовых взрывах	121
5.6. Защитные устройства для локализации действия воздушных ударных волн	125
Глава 6. Методы ведения взрывных работ на карьерах	135
6.1. Методы взрывных работ	137
6.2. Метод скважинных зарядов.	138
6.3. Подготовка массового взрыва.	140
6.4. Короткозамедленное взрывание скважинных зарядов	145
6.5. Отрицательные результаты взрывов скважинных зарядов и способы их предупреждения	151
6.6. Методы взрывания оконтуривающих скважин	153
6.7. Методы ведения взрывных работ шпуровыми зарядами	158
6.8. Методы взрывания котловыми зарядами	159
6.9. Методы ведения взрывных работ при строительстве дорог в горных условиях.	164
6.10. Определение рациональной степени дробления горных пород взрывом.	171
6.11. Опыт и перспективы применения ЭВМ в расчетах параметров взрывания	174
Глава 7. Методы ведения взрывов на выброс и сброс	181
7.1. Общие сведения	183
7.2. Взрыв на выброс	184
7.3. Взрыв на сброс.	188
7.4. Взрывы на выброс плоскими зарядами.	190
Глава 8. Методы ведения специальных видов взрывных работ на земной поверхности	195
8.1. Методы взрывания перемычек в водоемах реках	197
8.2. Методы взрывного обрушения неустойчивых частей массивов.	198
8.3. Методы образования взрывом камуфлетных полостей	200
8.4. Методы взрывной посадки насыпей на болотах	203
8.5. Методы взрывных работ в лесном хозяйстве	206
8.6. Методы взрывных работ в сельском хозяйстве	209
8.7. Методы образования траншей и каналов взрывом удлиненных зарядов	210

8.8. Методы подводного взрывания	211
8.9. Методы ведения взрывных работ при добыче штучного камня	218
8.10. Методы обработки и разрушения металла взрывом	221
8.11. Методы взрывных работ при борьбе с лесными пожарами.	224
Глава 9. Методы ведения взрывных работ в городских условиях и при реконструкции предприятий	233
9.1. Методы валки зданий	235
9.2. Методы взрывной валки труб и башен	240
9.3. Методы взрывания бетонных и железобетонных конструкций	241
9.4. Методы ведения взрывов при ремонте доменных, мартеновских печей и миксеров	248
Глава 10. Методы ведения взрывания мерзлых и скальных грунтов с использованием локализаторов	265
10.1. Общие сведения	267
10.2. Оборудование для производства взрывных работ	268
10.3. Методы ведения взрывных работ	275
10.4. Расчет сейсмически опасных зон	280
Глава 11. Методы ведения прочих видов взрывных работ	285
11.1. Дноуглубительные взрывные работы	287
11.2. Ледокольные взрывные работы	292
11.3. Лесосплавные взрывные работы	296
Глава 12. Методы ведения взрывных работ при строительстве газонефтепроводов	299
12.1. Общие сведения	301
12.2. Методы ведения взрывных работ и рекомендуемые типы ВВ	304
12.3. Методы взрывных работ при подготовке полосы строительства магистральных трубопроводов	307
12.4. Методы взрывного сооружения траншей в скальных грунтах	309
12.5. Методы взрывного сооружения траншей и каналов	311
12.6. Методы сооружения взрывом подводных траншей для прокладки дюкеров	317
12.7. Методы взрывного сооружения траншей в мерзлых грунтах	322
12.8. Взрывные работы вблизи действующих трубопроводов	325
Глава 13. Методы механизированного приготовления промышленных ВВ вблизи мест их использования	333
13.1. Общие сведения	335
13.2. Методы механизации работ с компонентами ВВ	336
13.3. Классификация оборудования для смешения компонентов и получения гранулированных ВВ	338

13.4. Схемы и оборудование пунктов для получения гранулированных ВВ	339
13.5. Классификация оборудования для приготовления водосодержащих ВВ на поверхности.	344
13.6. Оборудование для приготовления суспензионных гелеобразных ВВ	347
13.7. Оборудование для изготовления эмульсионных ВВ.....	351
13.8. Оборудование для изготовления аквагола Т-20ГК.....	369
Глава 14. Методы механизированного заряжения шпуров и скважин в подземных условиях	377
14.1. Классификация зарядных устройств	379
14.2. Зарядчики для шпуров и скважин гранулированными ВВ	380
14.3. Зарядно-доставочная установка ЗДУ-50	391
14.4. Самоходная машина ПМЗШ-2 для заряжения шпуров.....	393
14.5. Составы для доставки взрывчатых веществ	394
14.6. Зарубежное оборудование для бестротильовых гранулированных и кристаллических ВВ.....	397
14.7. Зарубежное зарядное оборудование для эмульсионных ВВ	400
Список литературы	407
Приложение 1. Методика проведения опытных массовых взрывов на открытых горных работах	409
Приложение 2. Комплекс компьютерных программ «Уступ 10» для оперативного проектирования БВР на крупных карьерах	424
Приложение 3. Система автоматизированного проектирования буровзрывных работ. Методика и прикладная программа технологического проектирования параметров взрывания скважинных зарядов ВВ на карьерах «Результат»	434
Приложение 4. Система Blast Maker-4.0	455
Приложение 5. Пути решения проблемы достижения горно-добывающей промышленностью России мирового конкурентоспособного уровня	457