

РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

Председатель
Л.А. ПУЧКОВ

Зам. председателя
Л.Х. ГИТИС

Члены редсовета
И.В. ДЕМЕНТЬЕВ

А.П. ДМИТРИЕВ

Б.А. КАРТОЗИЯ

А.В. КОРЧАК

М.В. КУРЛЕНЯ

В.И. ОСИПОВ

В.Л. ПЕТРОВ

Э.М. СОКОЛОВ

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ

В.А. ЧАНТУРИЯ

Е.И. ШЕМЯКИН

*президент МГТУ,
чл.-корр. РАН*

*директор
Издательства МГТУ*

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАЕН

академик МАН ВШ

академик РАН

академик РАН

академик МАН ВШ

академик МАН ВШ

академик РАН

академик РАН

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

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. Виктор (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 взрывания 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 (несгабаритные) 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 упрочнении 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. Разнообразием внутренних зарядов 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

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 (гранулолота, 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).

Исследователю 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. Мальчика 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 неоднократно.

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 разрушенными 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 обогащательное машиностроение относятся к категории консервативных систем. На внедрение новых технологий на горном производстве, выпуск нового горного и обогащательного 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 стабильного 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.

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 штапги) 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. Лече 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 вращательного 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 шпindelной 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. Требует 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 Колыском 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-каretки с мощными пневматическими и гидравлическими бурильными молотками, с длинноходовыми автоподатчиками 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 пневмударниками.

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 бестротиловые смеси гранулированной аммиачной пористой селитры с горючей добавкой, так называемые акремайты (США), амексы (Канада), которыми заряжали механизированным способом сухие скважины. Объем их потребления достиг 60—80%, т.к. взрываемые 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 (солярное 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 горячелюющих ВВ (ГЛТ). В 70-х годах был разработан ряд рецептур этих ВВ (карбатылы, ифзаниты и др.), которые получили обобщенное название «акватола». Это был революционный шаг в области создания ВВ для карьеров. На крупных горно-обогатительных предприятиях были созданы пункты приготовления горячего раствора селитры и акватола. На некоторых предприятиях тротил (гранулотол) добавляли в емкость в отдельном пункте на борту карьера для повышения безопасности приготовления этих ВВ. Акватола имели те же недостатки, что и зарубежные сларри. Кроме того, раствор селитры 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 люющих 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 акватола или эмульсионных ВВ.

Предприятия небольшой производственной мощности создали у себя с помощью НТФ «Взрывтехнология», «Интеррин», «Промтехвзрыв» и др. пункты приготовления гранулированных бестротильных 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 водостойчивость, относительная дешевизна, отсутствие в составе химических ВВ, механизация приготовления и заряжания.

Средства инициирования скважинных зарядов. Для надежного инициирования менее чувствительных, чем порошкообразных, гранулированных и водосодержащих ВВ были созданы шапки — промежуточные детонаторы (ПД) тротильные массой 400 г Т-400Г, Т-500ЛК, а для водосодержащих акватола и порэмитов более мощные массой 500—1000 г тротил-гексогеновые ТГ-500, ТГУ-1000, ТГФ-850Э, тротильные Т-900Г, пентолитовые (тротил + ТЭН) ТГ-П 300, 600, 850, 1000, 1700. Для повышения водостойчивости поверхность шапки 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 Al) 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

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. Выполняться 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, ностов 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 вносят 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 заряжания 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 заряжания 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 посылается 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

нитям. После визуального контроля сети к концу магистрали подсоединяется два КД или два ЭД, сеть проверяется, подается боевой сигнал и поджигается ОШ или включается ток во взрывную сеть из безопасного места. При использовании 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 1 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 (забоек), в случае взрывания нескольких блоков (забоек), 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 капсюля-детонатора, нарушением предусмотренного в проектной документации порядка поджигания зарядов, применения огнепроводного шнура и капсюлей-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 шнуровых зарядов проводят взрыванием зарядов во вспомогательных шнурах, пробуренных параллельно отказавшим на расстоянии не ближе 30 см. Места заложения вспомогательных шнуров 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 выработку 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 обурированием и взрыванием шпуров зарядов, располагаемых не ближе 1 м от стенки скважины. Число и направление шпуров, их глубина и масса зарядов должны устанавливаться руководителем взрывных работ предприятия (организации, карьера, разреза и т. д.).

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

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).

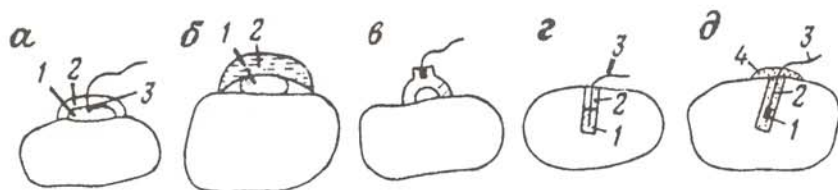


Рис. 2.1. Способы взрывного дробления негабарита:

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 рассыпного 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	Тротилевая 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 То же	1229	172	72	«	1,4
ЗКП-2000	«	«	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, проволоочная 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 щек, 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 шпуры 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 10⁴ 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 бутобой.

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 простой 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 подъемника экскаватора.

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

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, м³/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 бутобои 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. Трубчатая 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 бутобой, 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 *1*, 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.

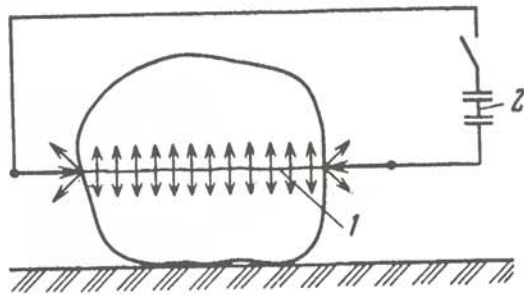


Рис. 2.3. Высокочастотное электрическое разрушение:
1 — плазменный тепловой канал пробоя; *2* — конденсатор пластинчатый

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 пробоя 10—60 с.

В промышленных условиях испытаны самоходные на автомобиле ЗИЛ-150 установки ИГД им. А.А. Скопинского, 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 пробоя. 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

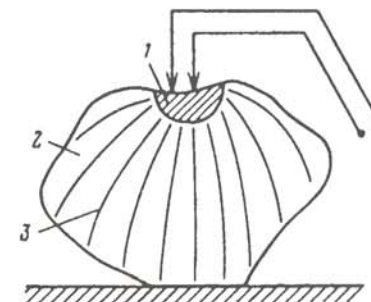


Рис. 2.4. Низкочастотное электрическое разрушение негабарита:

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, саях. 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

3.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В обозримом будущем разрушение горных пород при проведении выработок в породах с $f > 6 \div 8$ 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 составляемым 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;

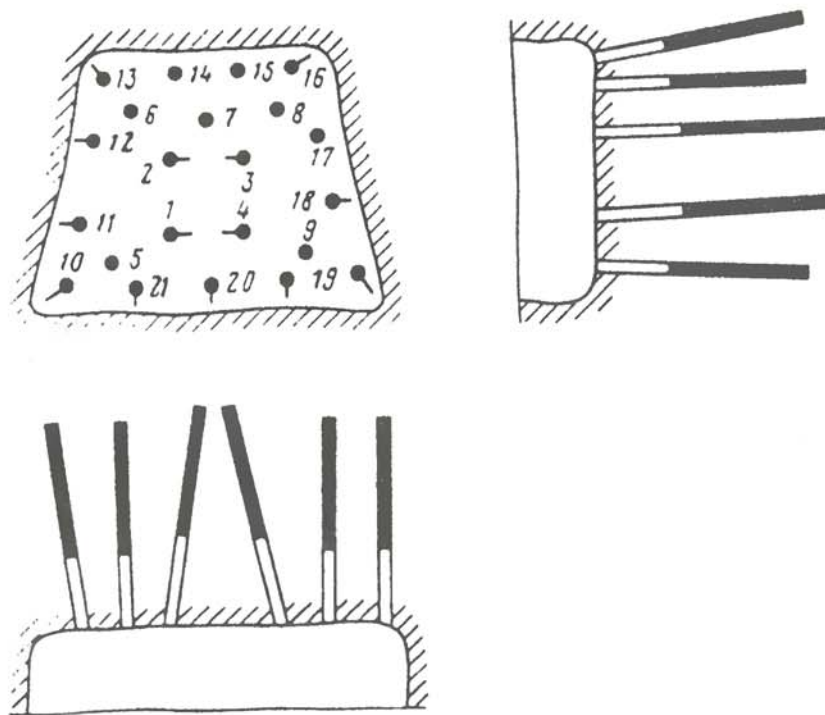


Рис. 3.1. Схемы расположения шпуров при проведении выработки:
1—4 — врубовые шпуров; 5—9 — отбойные; 10—21 — оконтуривающие

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

Отбойные шпуров (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 шпуров разрушают большую часть породы в забое.

Оконтуривающие шпуров (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 шпуров 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° 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 крепости пород и могут быть определены по графикам, представленным на рис. 3.2.

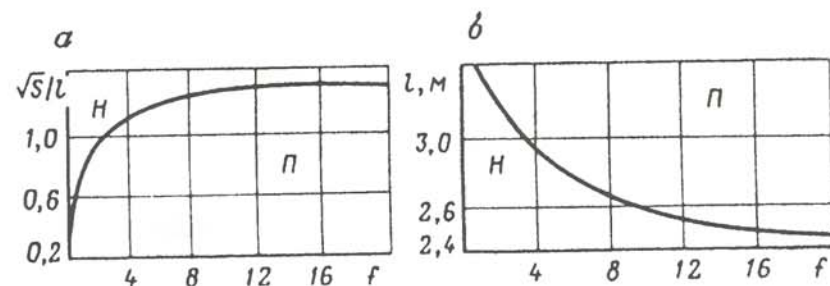


Рис. 3.2. Предпочтительные области применения прямых (П) и наклонных (Н) врубов

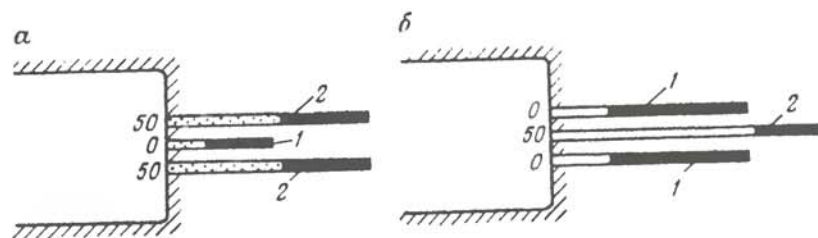


Рис. 3.3. Схемы врубов:

а — с взрывной запрессовкой зарядов; б — 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-

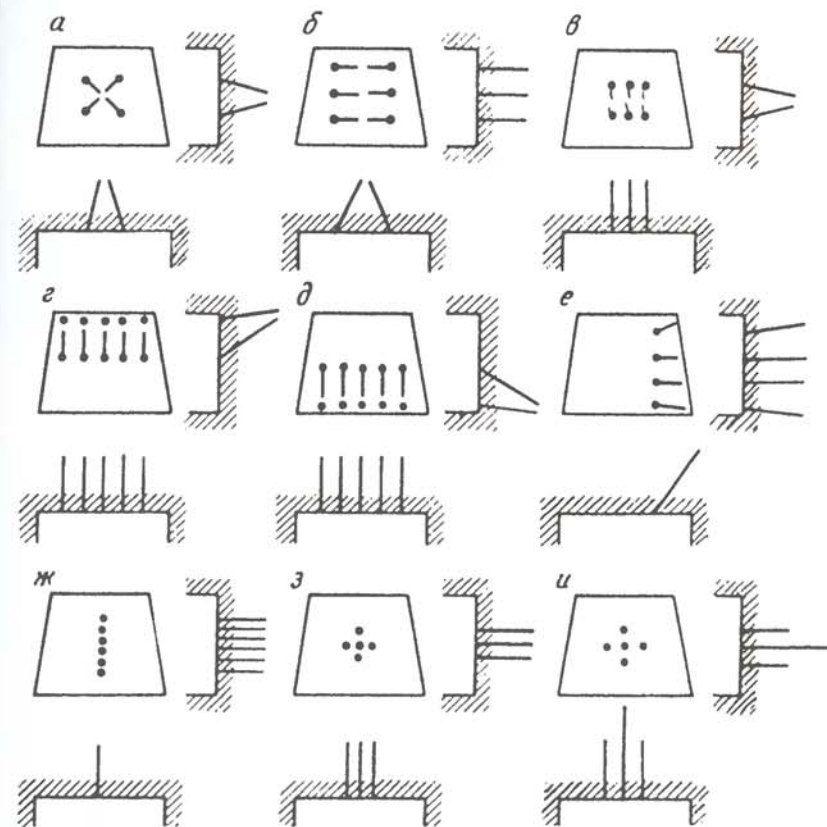


Рис. 3.4. Схемы основных типов врубов при проведении выработок

мет, является схема с наклонной клиновой поверхностью забоя. За счет такой формы забоя шпуры 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)	Шпуры образуют пирамиду в центральной части забоя	В однородных монолитных или слоистых породах различной крепости, но при крутом падении пластов (квершлаг, полевые штреки, восстающие, шахтные стволы)
Вертикальный клиновой (рис. 3.4, б)	Шпуры 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)	Шпуры образуют горизонтальный односторонний клин у кровли выработки	В слоистых трещиноватых породах при падении трещин и напластований на забой
Верхний односторонний (рис. 3.4, д)	Шпуры образуют горизонтальный односторонний клин у почвы выработки	В слоистых трещиноватых породах при падении трещин и напластований на забой
Боковой односторонний (рис. 3.4, е)	Шпуры образуют вертикальный односторонний клин у одного из боков выработки	В слоистых крутых пластах при проведении выработок параллельно контакту пород

Окончание табл. 3.1

Тип и схема вруба	Расположение врубовых шпуров	Область применения
Вертикальный щелевой (рис. 3.4, ж) — 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.

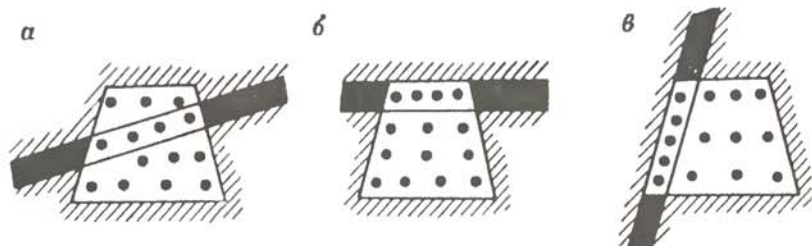


Рис. 3.5. Схемы расположения шпуров по неоднородным породам

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

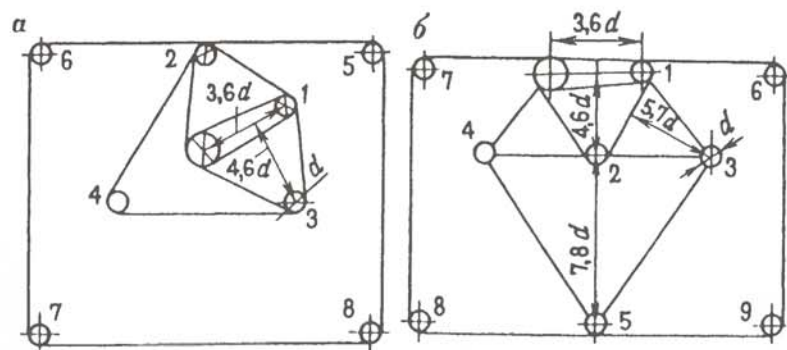


Рис. 3.6. Схемы расположения взрывных скважин при проходке восстающей выработки

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.

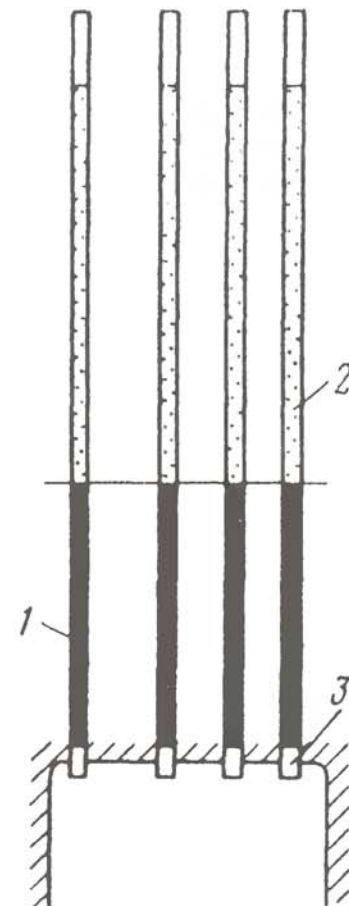


Рис. 3.7. Схема ярусного взрывания при проведении восстающих выработок: 1 — заряд ВВ; 2 — песчаная забойка; 3 — деревянные пробки

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. Протодяконова, 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

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

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

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

где d — диаметр шпуров, мм.

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

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

где N^I — 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 $f = 4 \div 10$ 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.

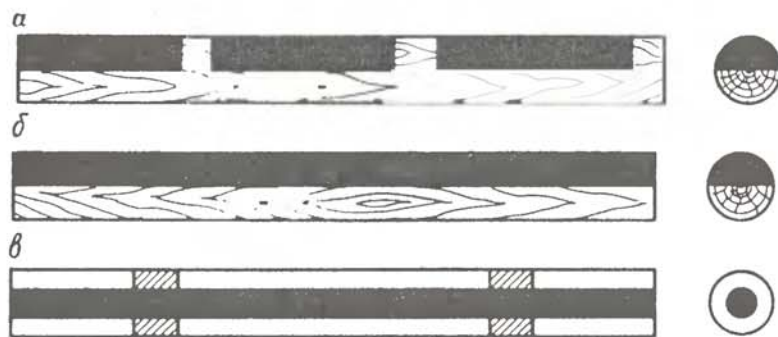


Рис. 3.8. Конструкции зарядов для контурного взрывания: *а* — рассредоточенный; *б* — сплошной; *в* — трубчатый

Для повышения эффективности действия контурных шпуров рядом исследователей предложено следующее.

Бурить вместо круглых эллипсовидные 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.

Заряжать 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 (баллистических 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 углям 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. При этом 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. При этом 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 непереходного 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 аммонала №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 взрываемых 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),

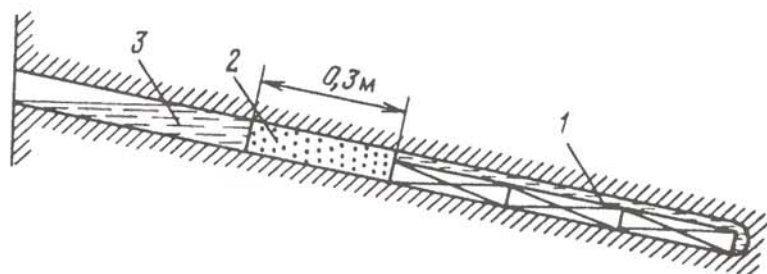


Рис. 3.9. Конструкция забойки в шпурах, залитых водой:
1 — заряд ВВ; 2 — запирающая забойка; 3 — вода

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.

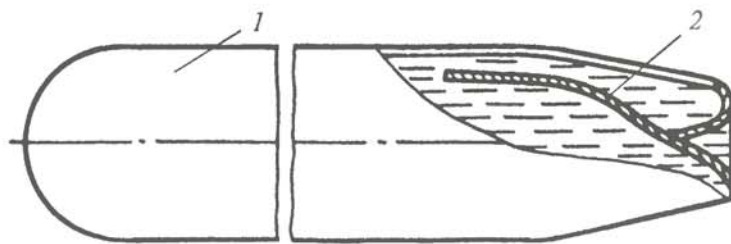


Рис. 3.10. Ампула с обратным клапаном:
1 — оболочка ампулы; 2 — обратный клапан

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 взрыва, 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, расслоившейся 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 взрыва условно можно разделить его на шесть видов (табл. 3.3.). Каждый из видов имеет не только определенную область применения и заданный режим взрыва, 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-

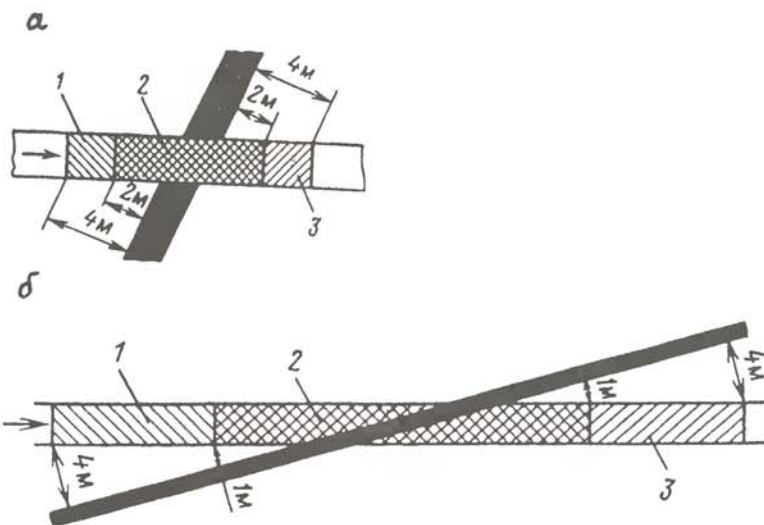


Рис. 3.11. Схемы вскрытия пластов квершлагами:
а — крутых; б — пологих; 1 — участок приближения; 2 — участок пересечения; 3 — участок удаления

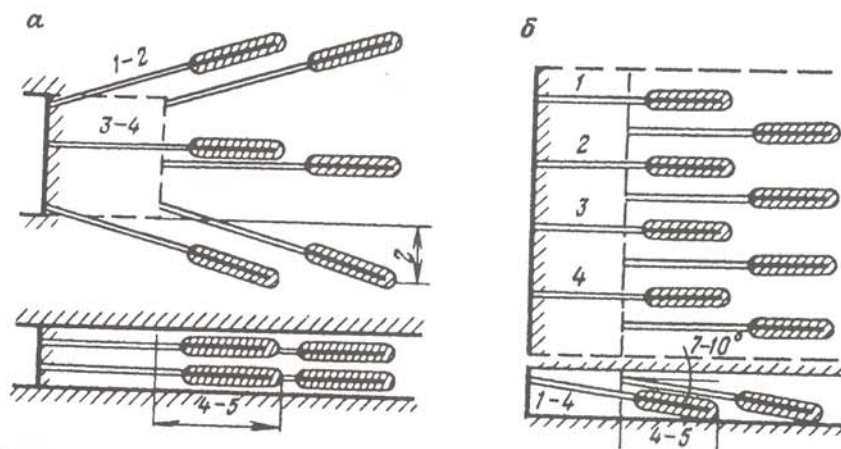


Рис. 3.12. Схемы последовательного разрушения массива при вскрытии крутого пласта мощностью 0,6—2,5 м (а) и до 0,55 м (б):
1, 2, 3, 4 — зоны массива, поочередно разрушаемые взрывом заряда

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 ярусного 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.

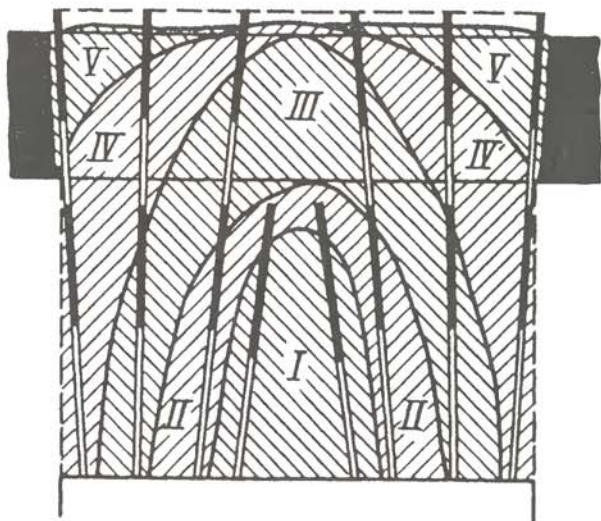


Рис. 3.13. Рассредоточенные (двухъярусные) заряды:
I—V последовательность разрушения

Значения удельных расходов ВВ IV класса для сотрясательного взрывания по углю и породе при пересечении пластов крутого падения кварцитами 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 нескольких 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 метановоздушной и пылевоздушной смесей.

Таблица 3.5

Коэффициент крепости пород и угля по шкале М.М. Прогдьяконова	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

Паспорта буровзрывных работ для проведения подготовительных выработок на пластах пологого и наклонного падения составляются таким образом, чтобы за минимальное число сотрясательных взрываний достигалось максимальное подвигание 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-

фициент крепости по шкале М.М. Прогдьяконова 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

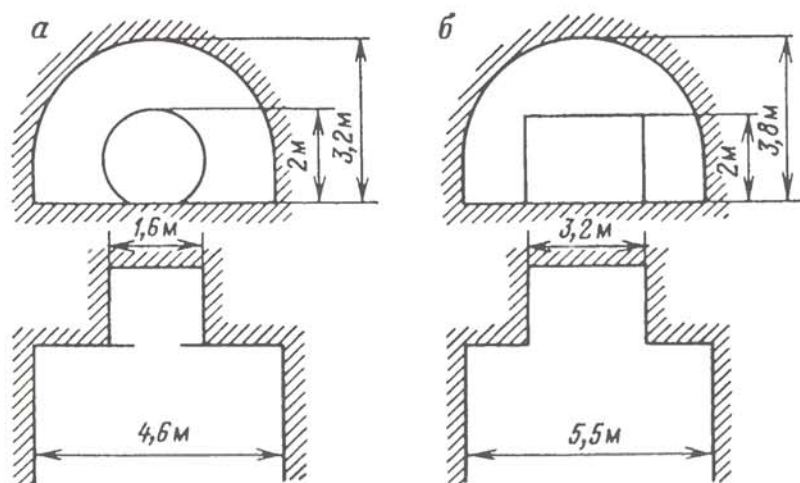


Рис. 3.14. Схемы проведения подготовительных выработок сотрясательным взрыванием опережающего забоя малого сечения:

а — круглого, б — прямоугольного

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/м³ 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 воздей-

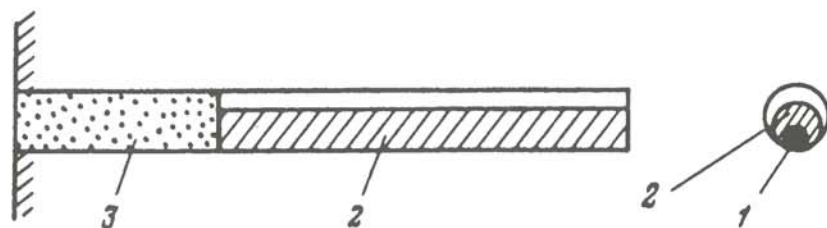


Рис. 3.15. Схема зарядки шпуров зарядами с амортизирующими прокладками:

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

ствие 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).

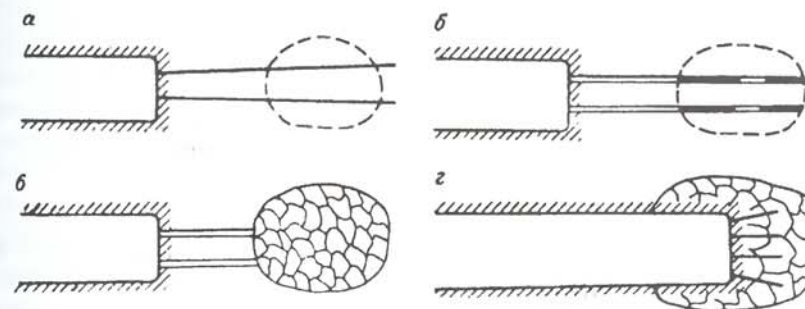


Рис. 3.16. Схема проходки выработок в выбросоопасных породах:

а — обнаружение выбросоопасного очага опережающим керновым бурением; б — обустройство глубоких скважин 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 ампул 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 послышки 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.

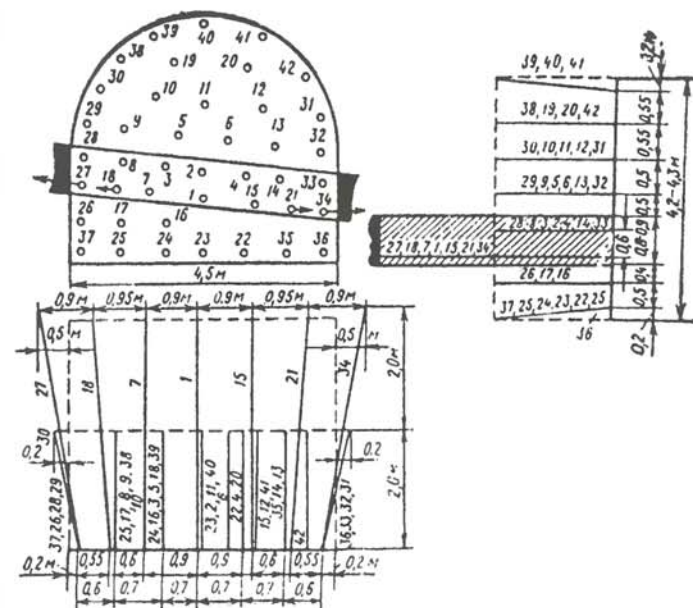


Рис. 3.17. Схема расположения шпуров (1—42) для паспорта буровзрывных работ с использованием опережающего гидровзрывания

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.

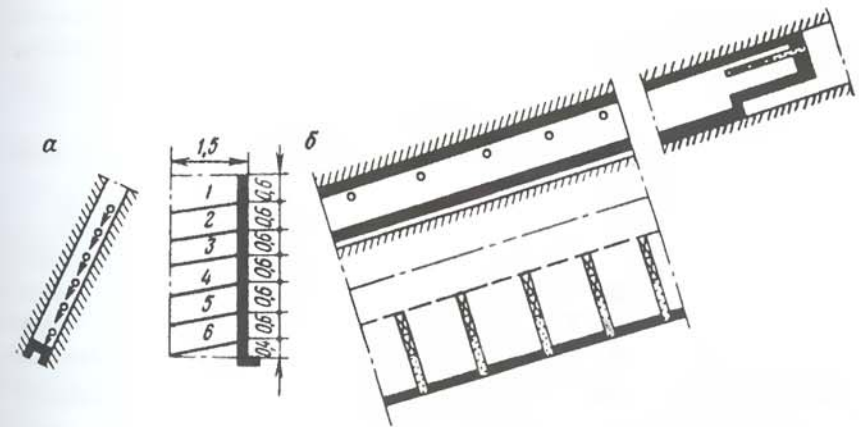


Рис. 4.1. Схемы взрывного разрушения угля в лаве:
а — без подрубки; б — с подрубкой

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 $(500 \div 100) \cdot 10^5$ 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 не предохранительных ВВ.

Некоторые параметры гидровзрывания:

	Ослабление угля	Отбойка угля
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

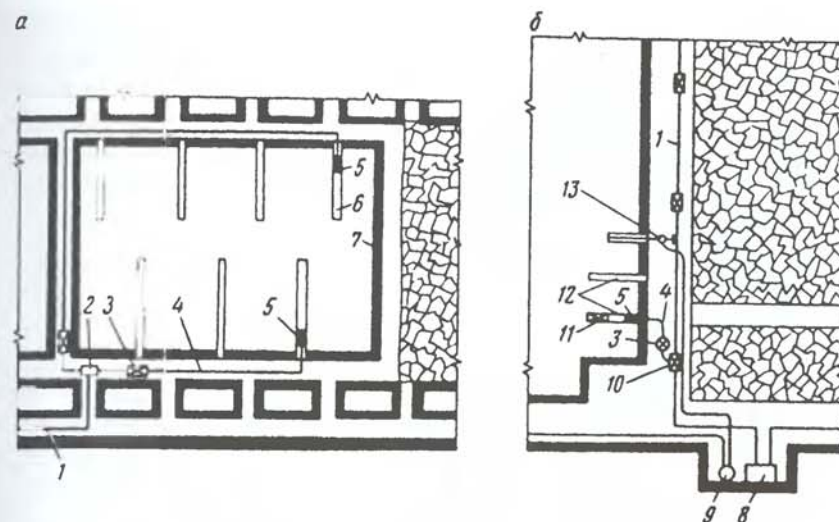


Рис. 4.2. Схемы расположения шпуров и скважин при гидровзрывании угольного пласта:

a — скважины параллельны линии забоя; *б* — шпуры 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 — шпуры; 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, трудно-обрушающихся 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-

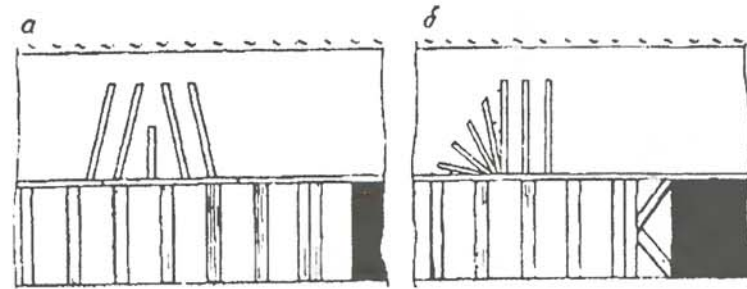


Рис. 4.3. Схемы расположения шпуров при взрывном обрушении кровли: а — клиновой вруб; б — веерный вруб

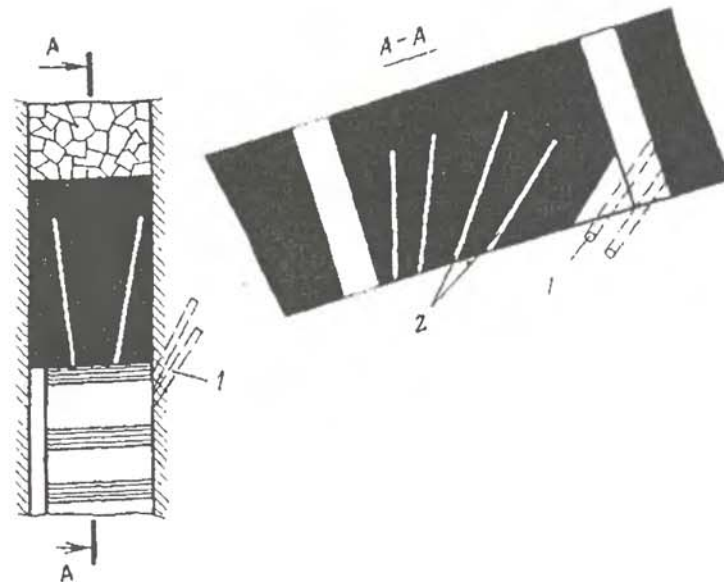
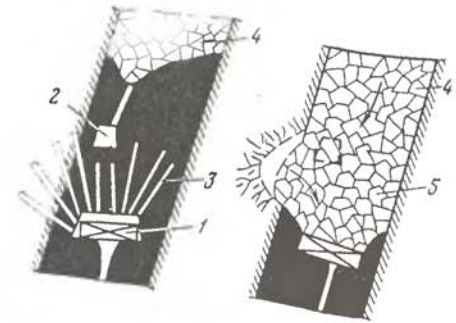


Рис. 4.4. Схемы расположения шпуров при разрушении междуэтажных целиков угля: 1 — шпуры для частичного рыхления (подсечка) почвы пласта; 2 — расположение шпуров по уголю

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 — шпуры; 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/м³ 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 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 обрабатываемого щитом столба H . Эта подушка является эффективной защитой против прорыва глины под щит, поэтому ее называют предохранительной подушкой, ее объем, м³,

$$V = h_n L_{щ} M = 0,5 H L_{щ} M,$$

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

При взрыве с показателем $n = 1$

$$V = k_p W^3 + k_p L_{щ} M h_n,$$

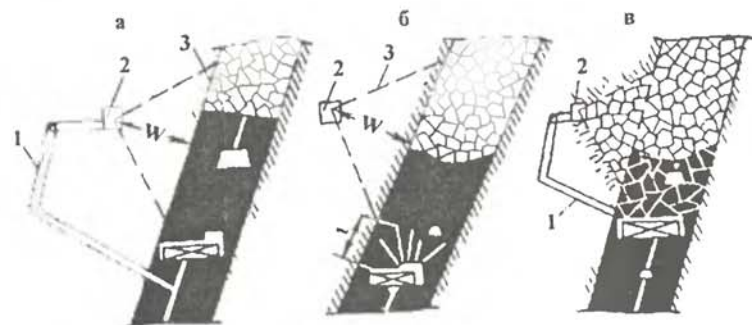


Рис. 4.6. Способы обрушения кровли пласта камерными зарядами: а — камерный заряд без бурения шпуров из-под щита; б — камерный заряд в сочетании со шпуровыми, расположенными в защитной зоне; в — состояние пород после взрыва; 1 — подводящие выработки; 2 — камеры для ВВ; 3 — контур расчетной воронки взрыва

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

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

W — ЛНС камерного заряда, м;

h_u — наклонная высота межгоризонтального целика угля, м.

Из приведенных выражений следует, что

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

Величина одного камерного заряда над щитом

$$Q = qW^3,$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³, который рекомендуется принимать от 1,8 до 5,0 кг/м³.

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-

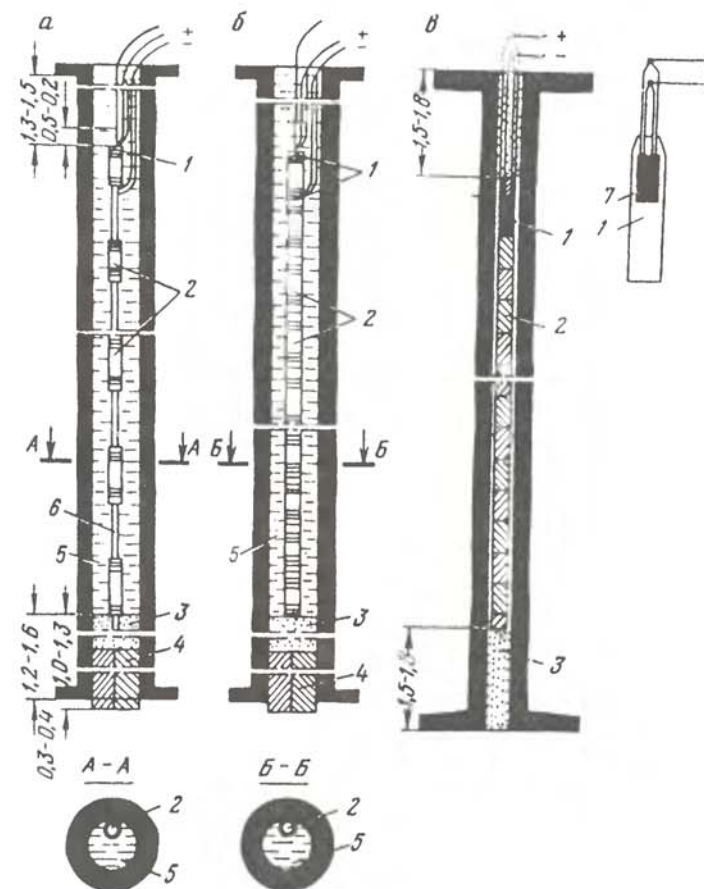


Рис. 4.7. Конструкции скважинных зарядов:

а — 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.

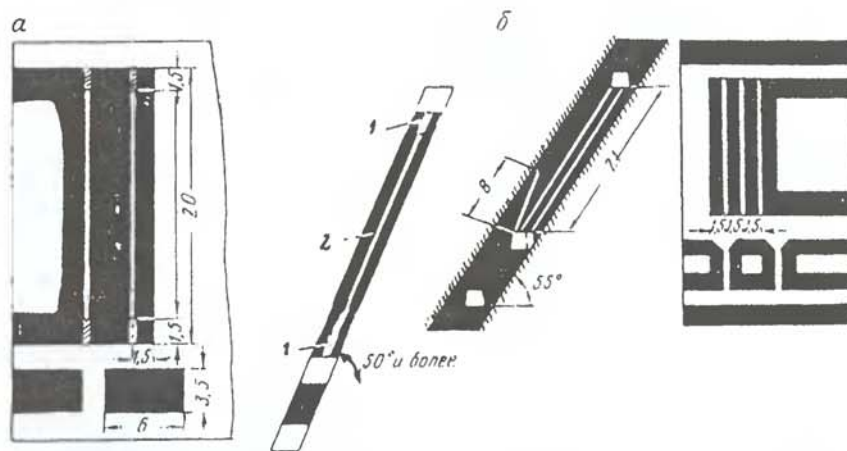


Рис. 4.8. Схемы расположения скважин при взрывном разрушении угля: а — при пластах мощностью до 2 м; б — при пластах мощностью более 2 м; 1 — забойка; 2 — заряд ВВ

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ОТБОЙКЕ РУДЫ

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 (Тырныауский 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 пневмоударниками.

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» Тырныауского 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.

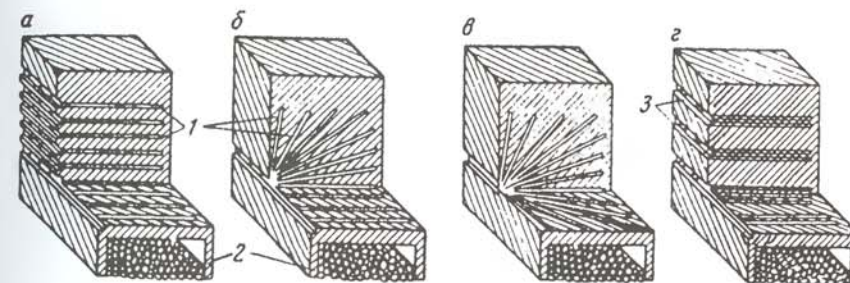


Рис. 5.1. Расположение скважинных зарядов:

а — параллельное; *б* — веерное; *в* — ярусное; *г* — пучковое; 1 — скважина; 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 пересекли 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

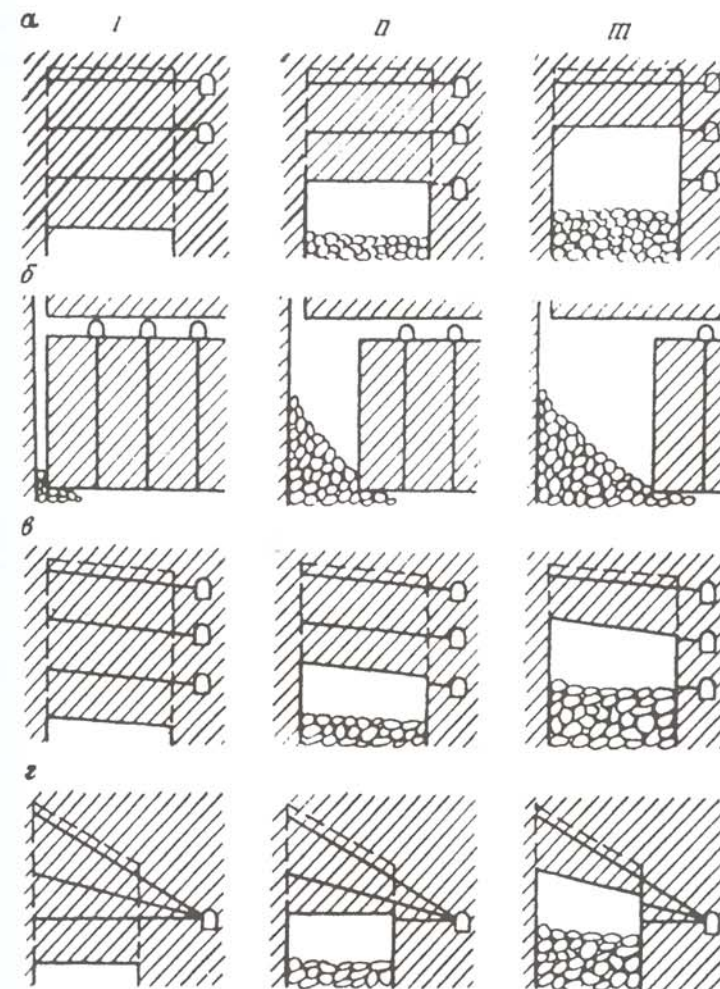


Рис. 5.2. Расположение отбиваемых участков массива по отношению к открытым поверхностям:
а — горизонтальными слоями; б — вертикальными; в — наклонными;
г — радиальными; I—III — стадии выемки

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 ($a_{\min}$) летящие куски руды подвергаются дополнительному дроблению при ударе о противоположную стенку камеры. С удалением отбиваемого слоя от стенки эффект додробливания от соударения снижается ($a_{\max}$).

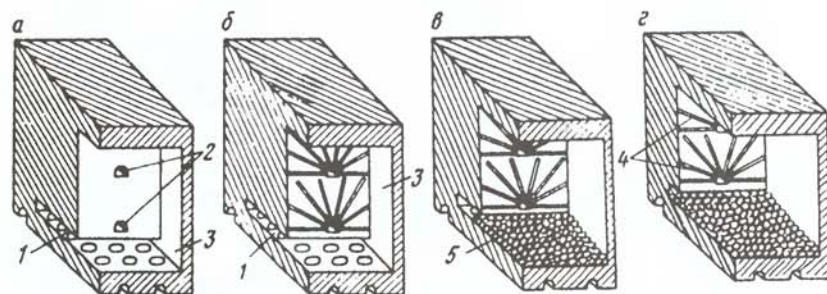


Рис. 5.3. Последовательность отбойки руды в блоке на вертикальное компенсационное пространство:

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

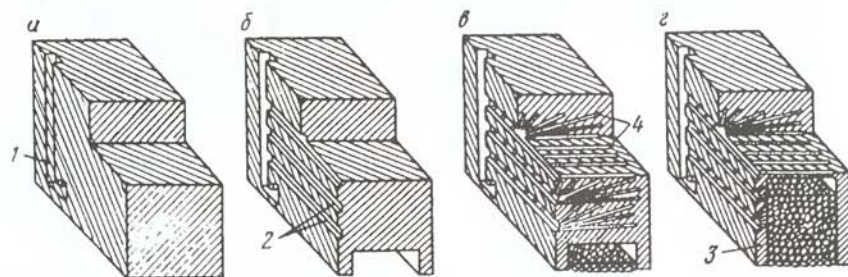
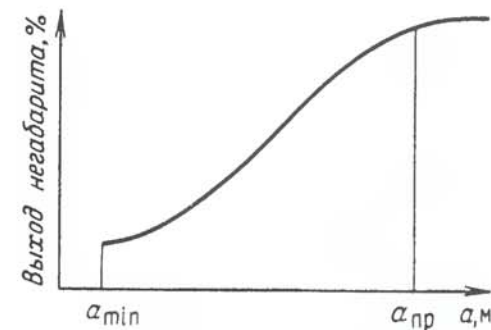


Рис. 5.4. Последовательность отбойки руды в камере на горизонтальное компенсационное пространство:

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

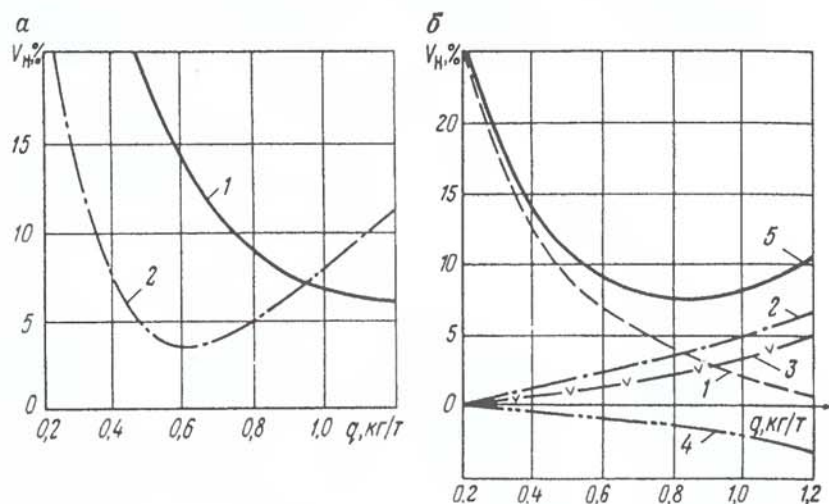


Рис. 5.6. Зависимость выхода негабарита V_n от изменения удельного расхода ВВ:

а — фактические данные по Тырныаузскому комбинату для скважин диаметром 105 мм: 1 — скамп, 2 — скампный 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, взрывааемый 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 $V_{n \min}$ и q_{opt} . 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_0 , 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:

$$q = q_0 k_1 k_2 k_3 k_4 k_5 k_6 k_7,$$

где q_0 — 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 граммонта 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_0	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 граммонта 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 всерном 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 $20 \div 30$, $8 \div 20$ и $10 \div 30$. 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 $0,8 \div 0,9$, при всерном — $0,7 \div 0,8$ и при

ярусном — $0,5 \div 0,7$. Параметры параллельного расположения скважин определяют по формулам:

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

где W — ЛНС, м;

a — расстояние между скважинами, м;

B — выход руды с 1 м скважины, т/м;

ρ_{II} — 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.

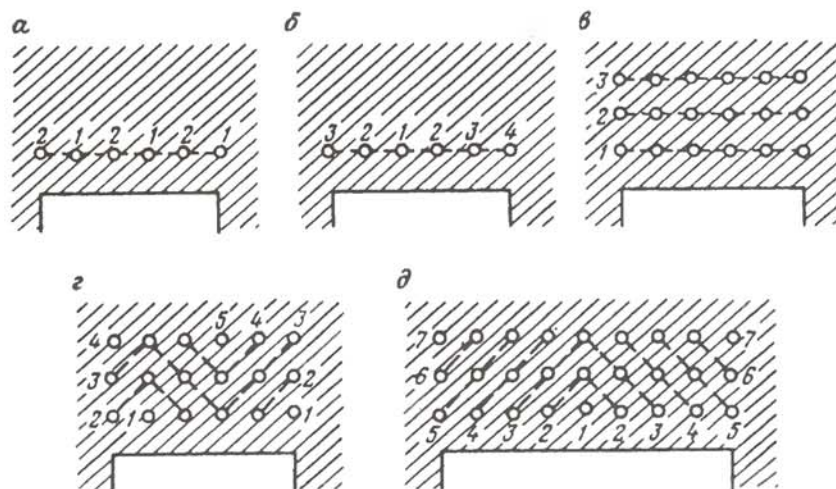


Рис. 5.7. Схемы короткозамедленного взрывания при отбойке руды в камерах:

a — через одну; $б$ — волновая; $в$ — порядная; $г$ — порядная волновая; $д$ — врубная диагональная

При взрывании применяют различные схемы КЗВ (рис. 5.7). Наиболее перспективны схемы волновая и врубная 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:

$$Q_c = \frac{\sigma_p d_k (\sqrt{H_u^3 + r_n})}{85},$$

где σ_p — временное сопротивление пород растяжению, Па;

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

H_u — мощность целика, м;

r_n — расстояние от объекта до точки взрыва, м;

m_r — число групп взрывания.

Схему взрывания выбирают так, чтобы масса одновременно взрывааемых 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 $0,4 \div 2,5$ 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

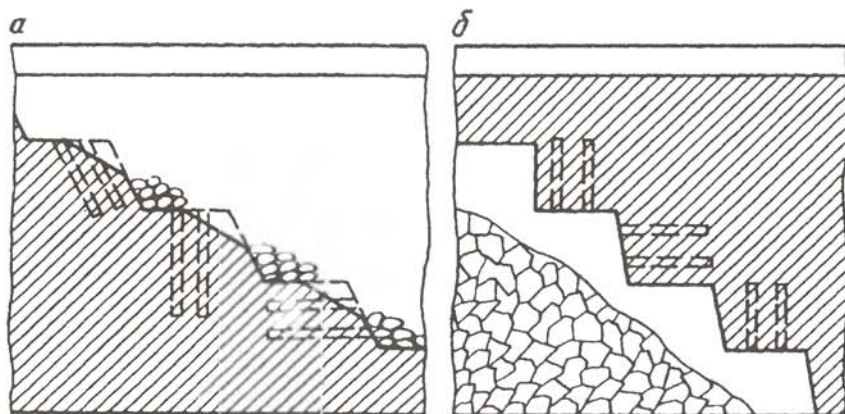


Рис. 5.8. Схемы отбойки руды шпуровыми зарядами:
а — почвоуступная; б — потолкоуступная

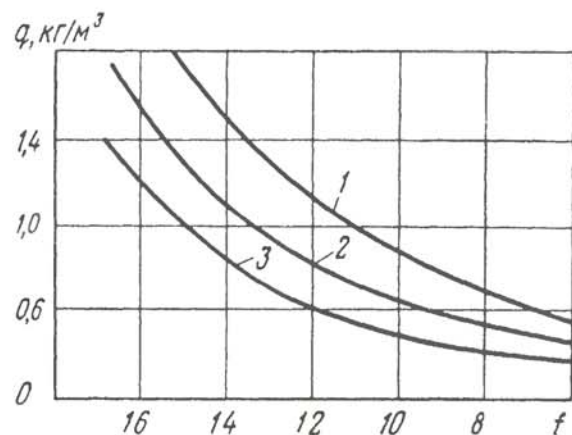


Рис. 5.9. Зависимость расчетного удельного расхода ВВ от изменения мощности рудного тела m и коэффициента крепости пород:
1 — $m = 0,6$ м; 2 — $m = 0,8$ м; 3 — $m = 1,0$ м

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 междукamer-

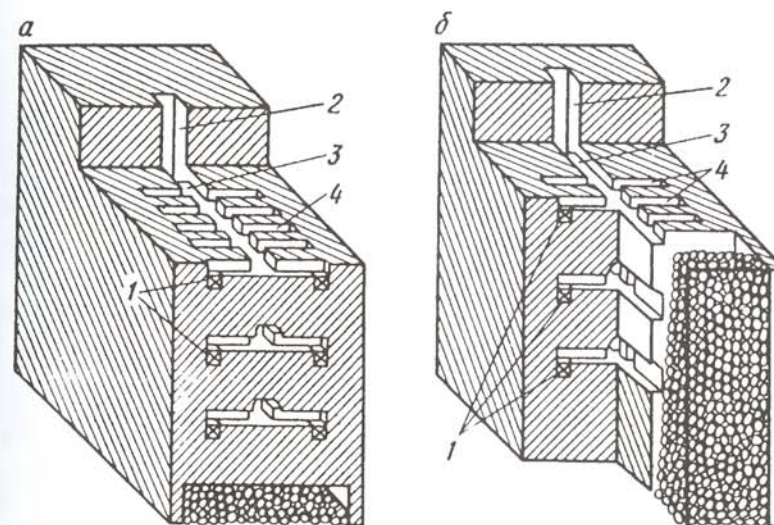


Рис. 5.10. Схемы расположения выработок при отбойке руды камерными зарядами на горизонтальное (а) и вертикальное (б) компенсационное пространство:

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.

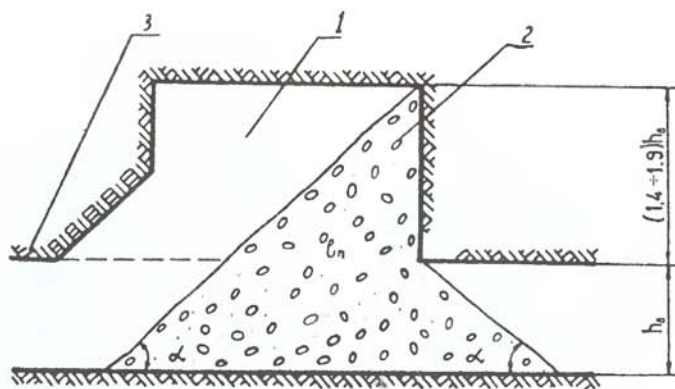


Рис. 5.11. Схема обрушения кровли скважинными зарядами для локализации действия воздушных волн:
1 — расширительная камера; 2 — отбитая порода; 3 — выработка; h_b — высота выработки; α — угол естественного откоса породы

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

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

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 заряжании 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 заряжением, 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 междуканальных целиков, блоковой отбойке руды и обрушении пород всякого 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, значения 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 пропуска 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-

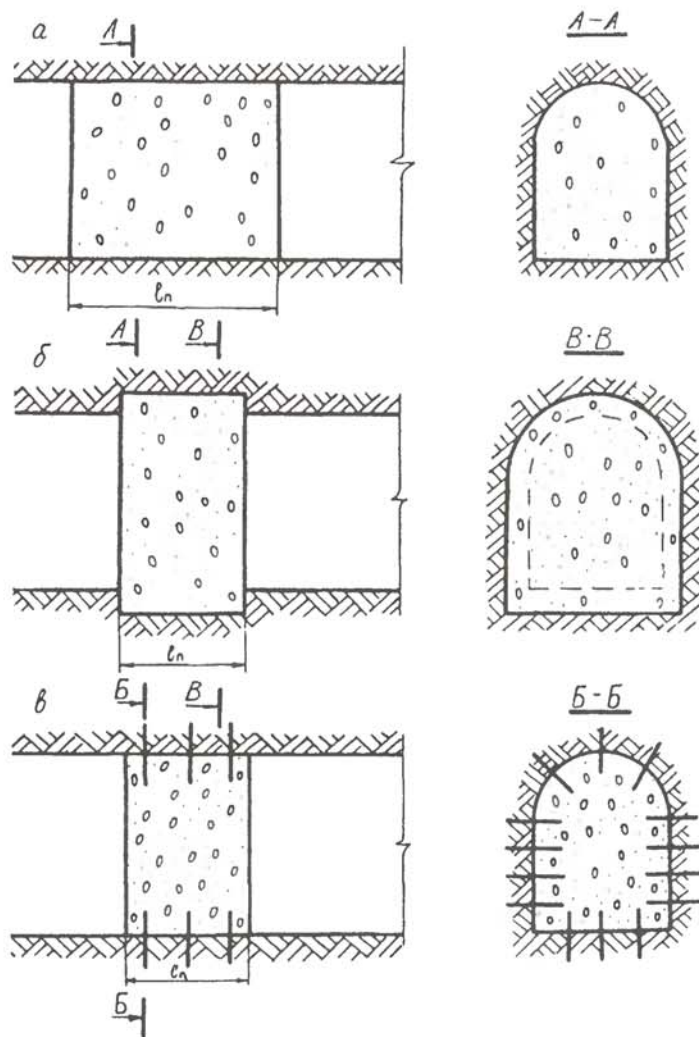


Рис. 5.12. Монолитные бетонные перемычки:
а — без вруба; б — во врубе; в — армированная по периметру анкерными болтами

бы после их взрывания перед перемычкой со стороны действия УВВ образовалась расширительная камера. Высота расширительной камеры h_v 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, m^2).

Перфорированные устройства относятся к устройствам многоразового 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

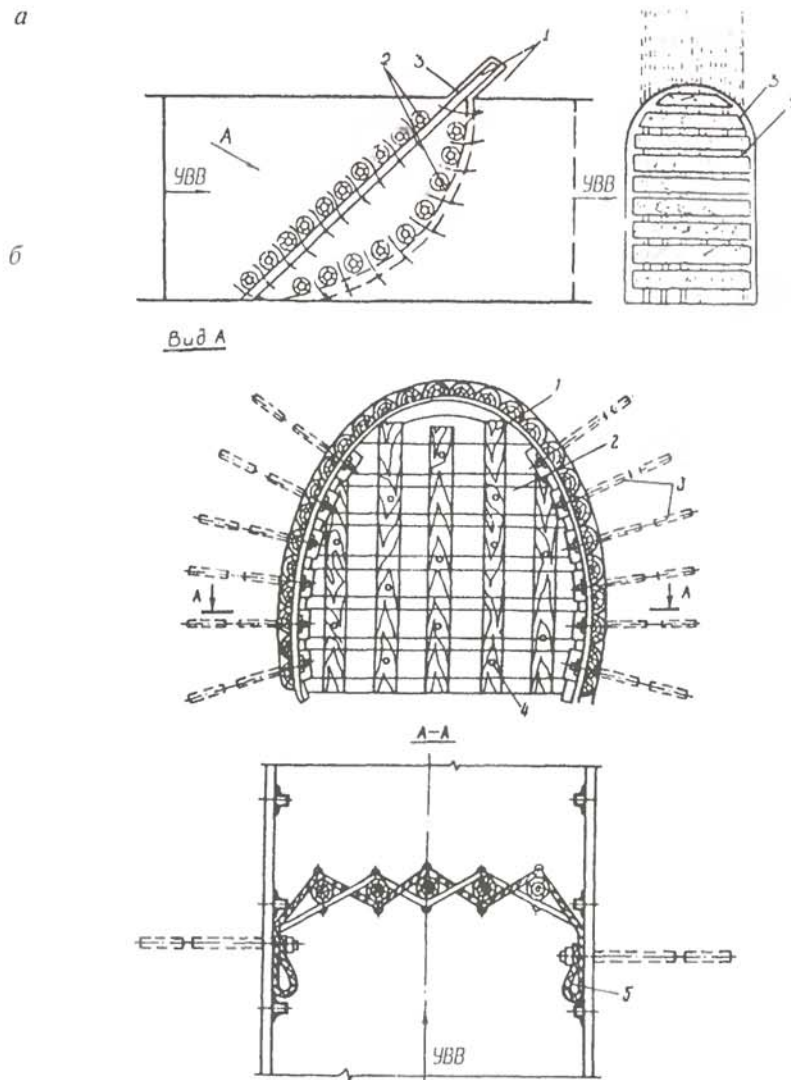


Рис. 5.13. Щелевые гибкие перемычки:

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

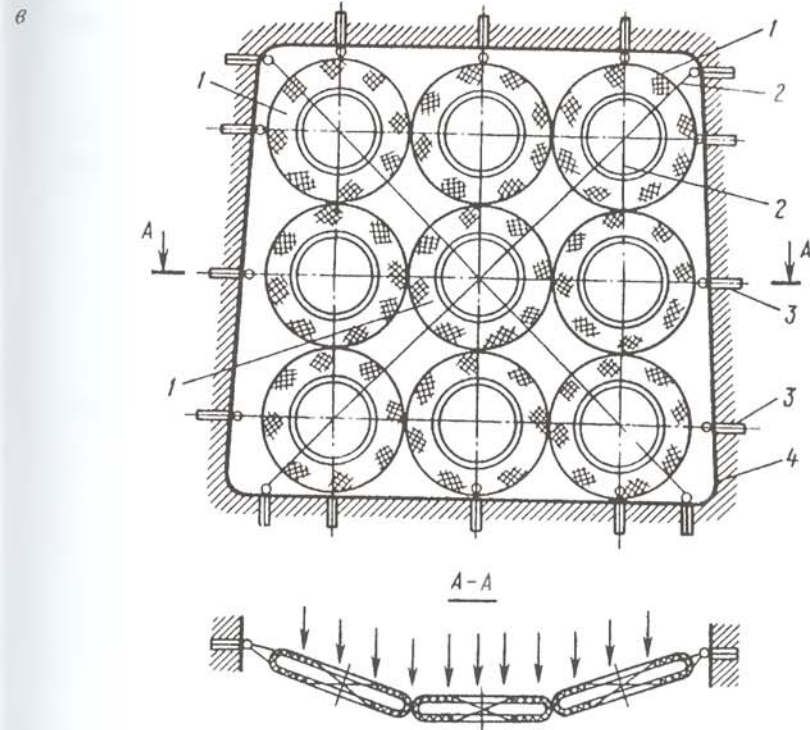


Рис. 5.13. Щелевые гибкие перемычки (окончание)

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 $\Delta P = 600 \div 800$ кПа.

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

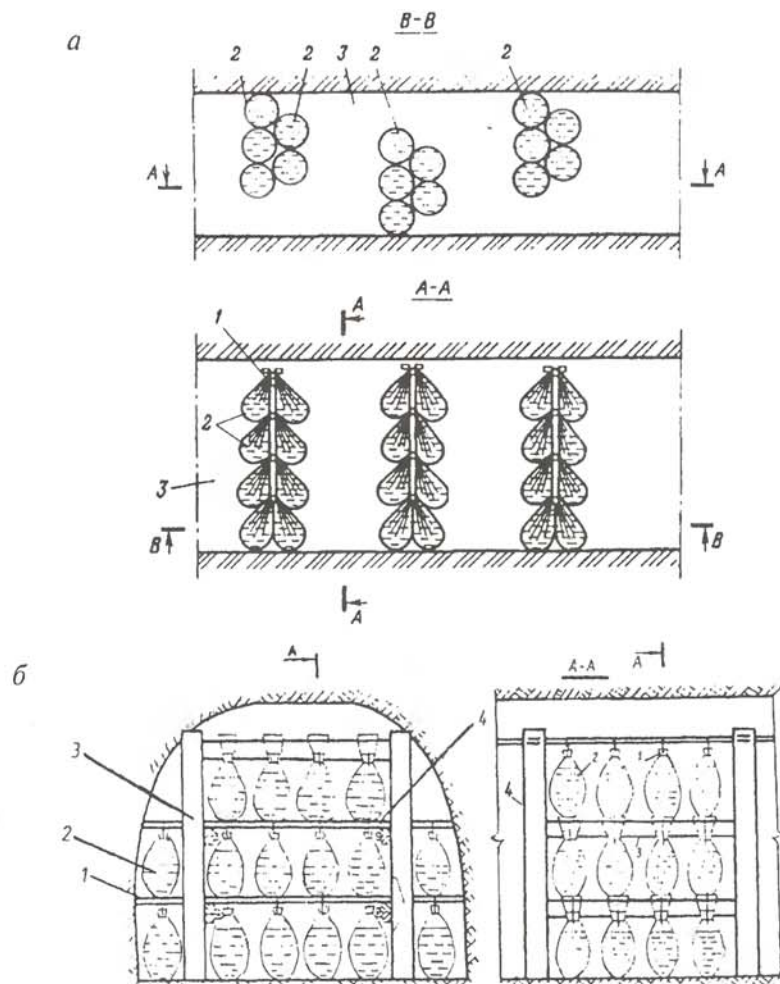


Рис. 5.14. Гидравлические перемычки:

а — 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

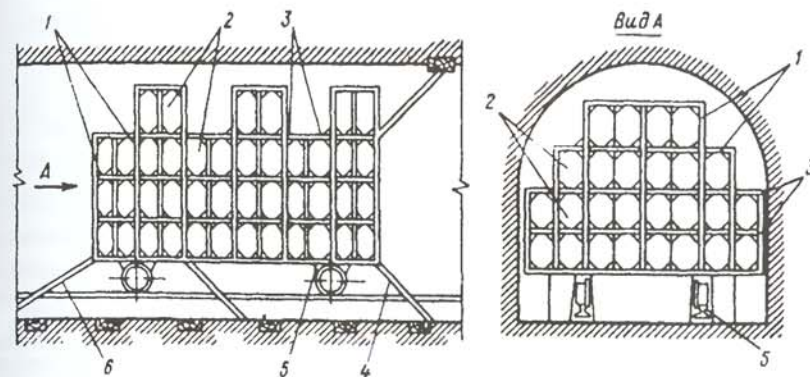


Рис. 5.15. Подвижная гидравлическая перемычка:

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 перемычкой 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 перемычки возводятся из водонепроницаемых емкостей, заполненных водой. Конструкции гидравлических перемычек показаны на рис. 5.14, а, б и 5.15.

При температуре агрессивной руды до 25°C допустимое время нахождения ВВ в скважинах составляет не более 24 ч, а при температуре 50°C — 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°C — 24 ч).

Таблица 5.2

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 ближайши-е 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 зарядания скважин ("дымление" скважин, выделение газа — визуальное или по запаху), работы по заряданию 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 зарядании 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.

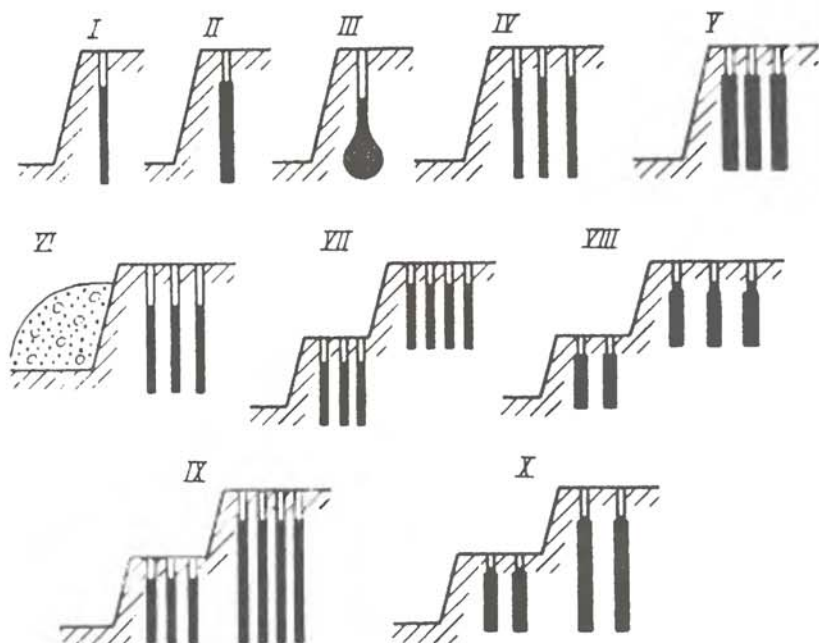


Рис. 6.1. Основные схемы расположения вертикальных взрывных скважин на уступе:

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

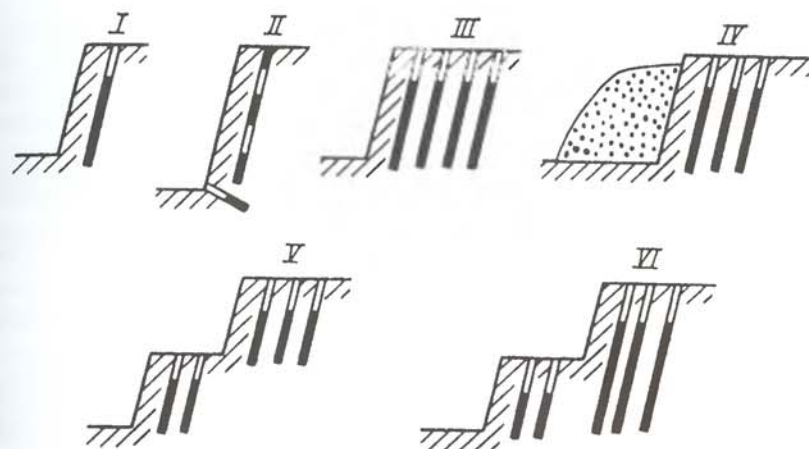


Рис. 6.2. Основные схемы расположения наклонных взрывных скважин на уступе:

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.

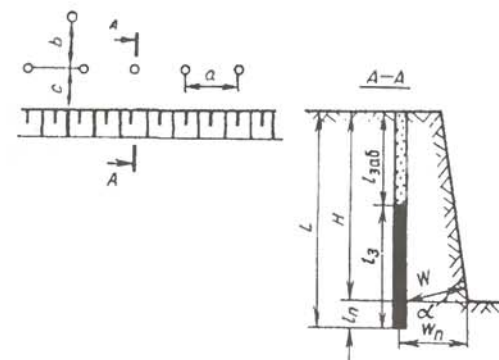


Рис. 6.3. Схемы и элементы расположения скважин на уступе при взрывании на карьерах

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 взрывающегося 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 взрывающихся 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 $W_{\text{од}}$ для одиночных скважин определяют по формуле С.А. Давыдова:

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

где $k_{\text{т}}$ — коэффициент трещиноватости, равный для монолитных пород 1, для трещиноватых 1,1; сильнотрещиноватых 1,2;

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

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

$\rho_{\text{п}}$ — плотность пород, т/м³.

Трест «Союзвзрывпром» рекомендует определять СПП одиночной скважины по формуле

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

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

$q_{\text{р}}$ — 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

$$W_n = \sqrt{\frac{2p}{q_p}}.$$

Наклонные скважины бурят параллельно откосу уступа при большой высоте уступа в трудновзрываемых 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, трудновзрываемых — 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

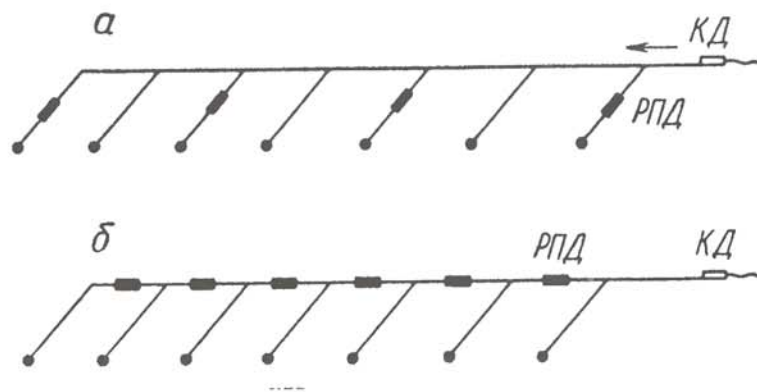


Рис. 6.4. Схемы однорядного КЗВ:

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 уменьшают. 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 взрываемого 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 врубковую схему, когда мгновенно взрывают средний врубковый 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 «врубкового» 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

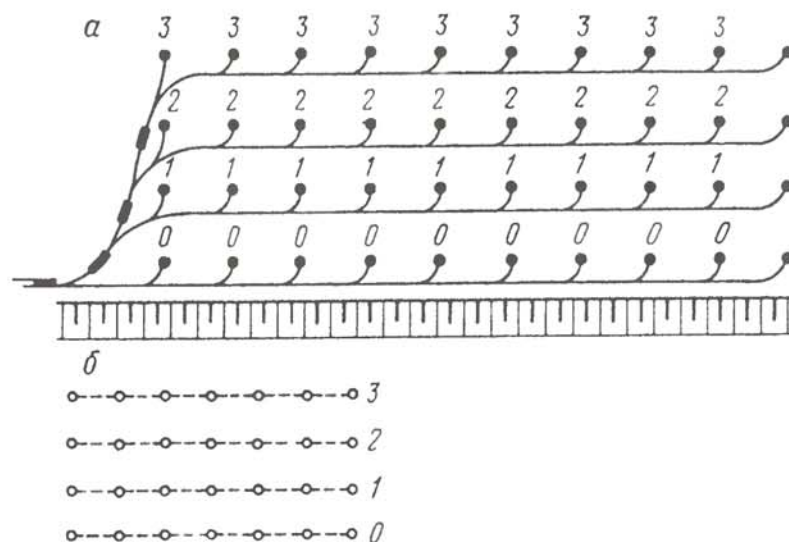


Рис. 6.5. Порядная схема КЗВ:
а — монтажная схема; б — последовательность взрыва

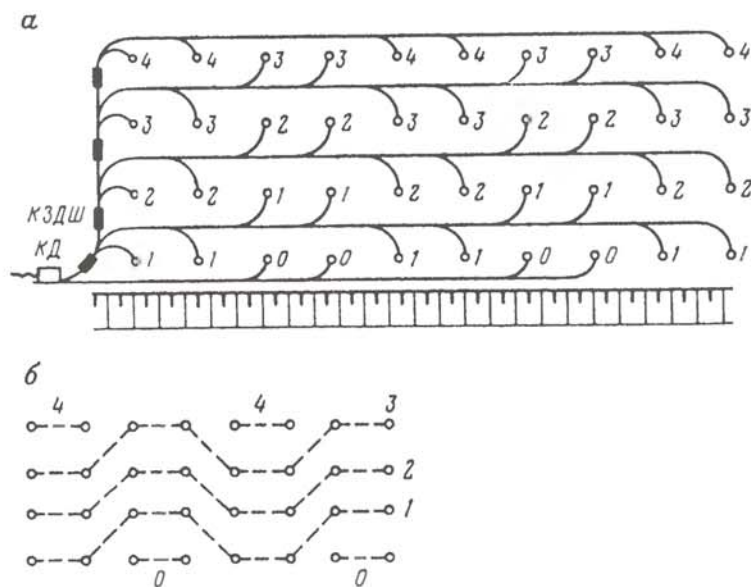


Рис. 6.6. Схема КЗВ с трапециевидными врубами:
а — монтажная схема; б — последовательность действия взрыва зарядов

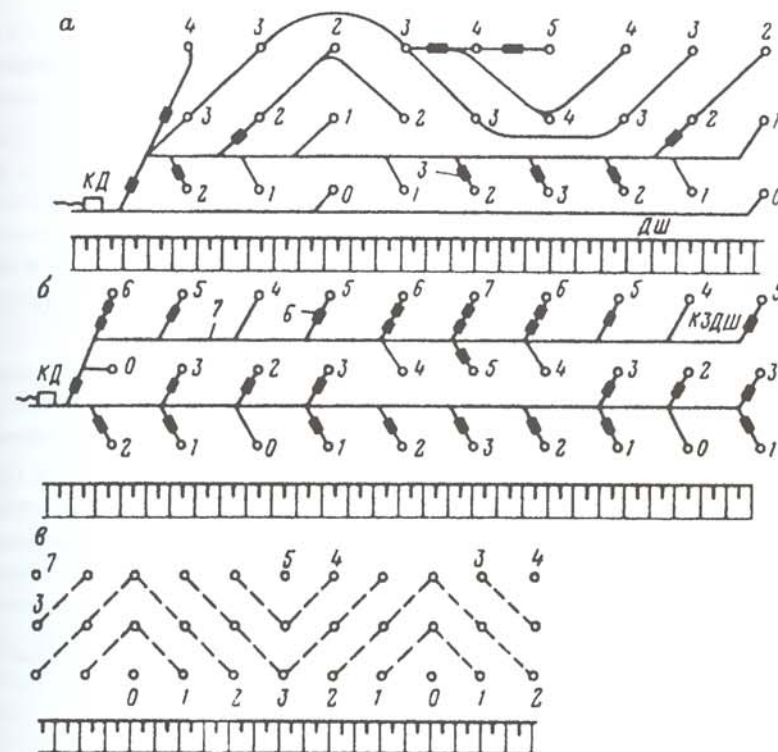


Рис. 6.7. Диагональная схема КЗВ с треугольными врубами:
а, б — схемы установки замедлителей КЗДШ; в — последовательность действия взрыва зарядов

подолы 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.

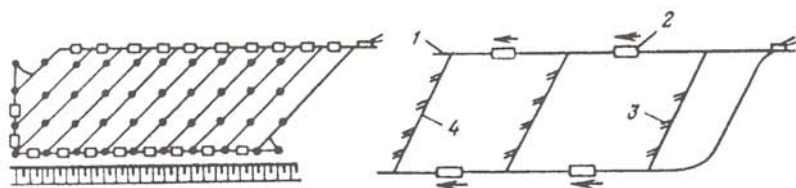


Рис. 6.8. Схема КЗВ с кольцевой магистралью:
1 — ДШ; 2 — РПД; 3, 4 — диагональные линии ДШ

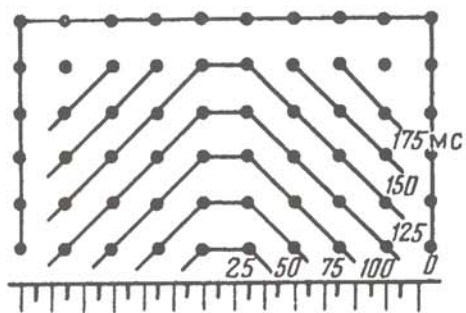


Рис. 6.9. Схема КЗВ с П-образной магистралью

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

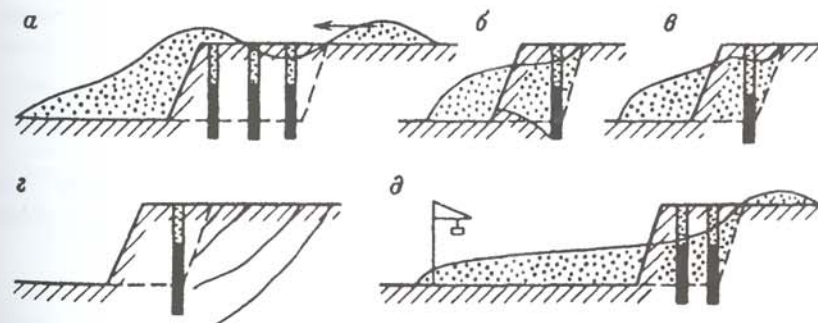


Рис. 6.10. Результаты некачественных массовых взрывов на карьерах

Таблица 6.1

Причины некачественных результатов взрыва и способы их устранения

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

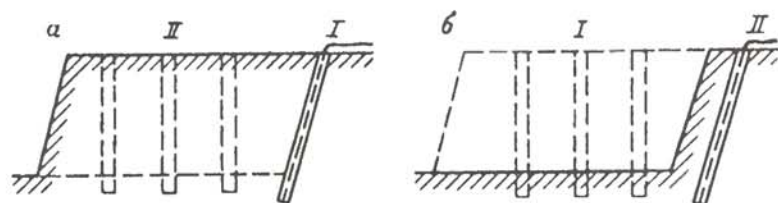


Рис. 6.11. Схемы контурного взрывания:

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

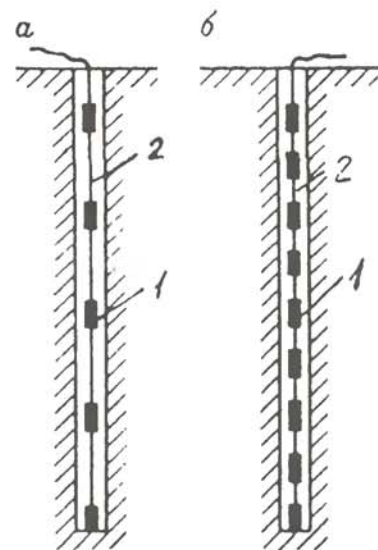


Рис. 6.12. Схемы гирляндных зарядов:

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, взрываемых 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 $a = (4,5 \div 9)d$ (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 оконтури-

вания 90° $k_y = 0,9$; 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 шпигате 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

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).

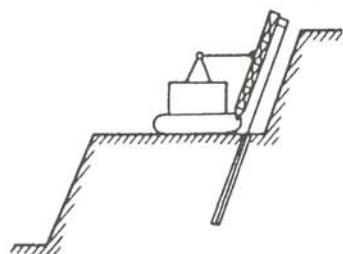


Рис. 6.13. Схемы бурения контурного ряда специальным станком с отрицательным углом наклона мачты

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

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

Таблица 6.2

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

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 $30-70^\circ$	70	22
Известняк VII категории, пласты перемятые, сильно трещиноватые	Параллельное	80	25
То же	Под углом $30-70^\circ$	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 $30-70^\circ$	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, взрываемых с задержками.

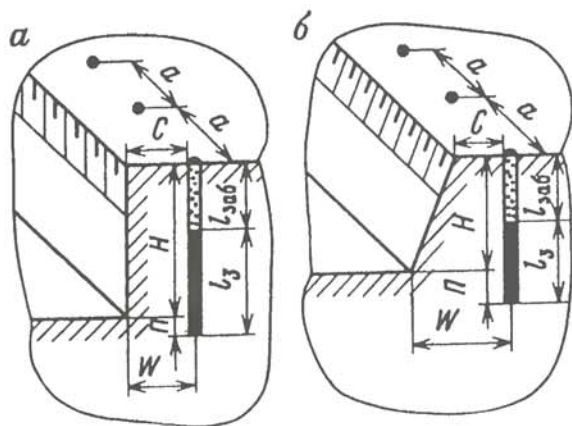


Рис. 6.14. Схемы и элементы расположения шпуров при взрывании на карьерах

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 эллипсовидная камера. В эту камеру после ее охлаждения в течение не менее 15 мин помещают значительно больший заряд ВВ.

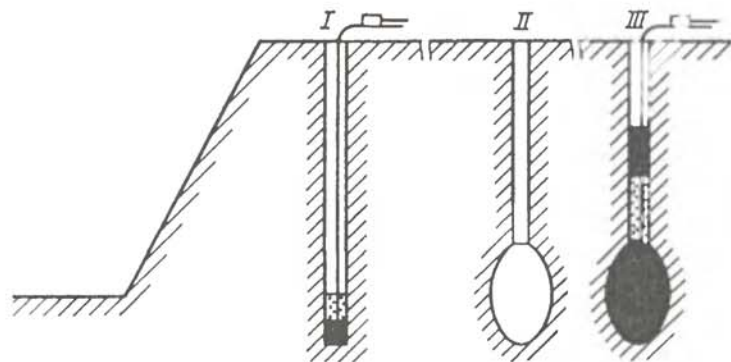


Рис. 6.15. Последовательность операций при котловом взрывании:
I — размещение прострелочного заряда; II — готовая котловая скважина;
III — комбинированный заряд: удлиненный заряд в верхней части скважины, котловой — в нижней части

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 шпегате, 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 шпуры на шпегате.

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/дм^3 ;

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

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

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

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

где $l_{\text{заб}}^I$ — 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 прохождения 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	СБУ-100П	СБУ-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					Способ прокладки троп	
		Характер перемещения по склону	Наличие и ширина троп, м		людей	буровых	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 полувывемка-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 пневмударного бурения на базе трактора)	1,0	Бульдозер	Вручную с использованием шпуровых зарядов	То же
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	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 обустройства 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 обустройством передового забоя тропы горизонтальными и слабонаклонными скважинами. Бурение основных взрывных скважин с буровых троп предусмат-

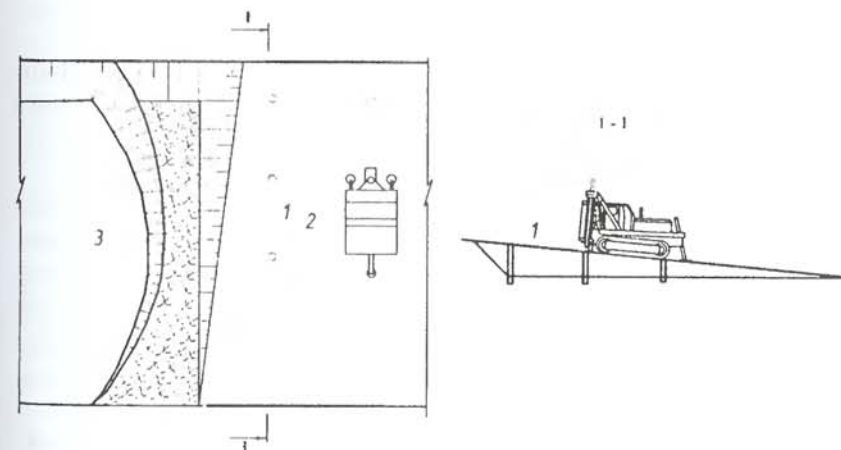


Рис. 6.16. Схема организации работ при сооружении дорог на склонах I типа:

1 — бурение взрывных скважин на склоне; 2 — зарядание и взрывание зарядов; 3 — экскавация горной массы

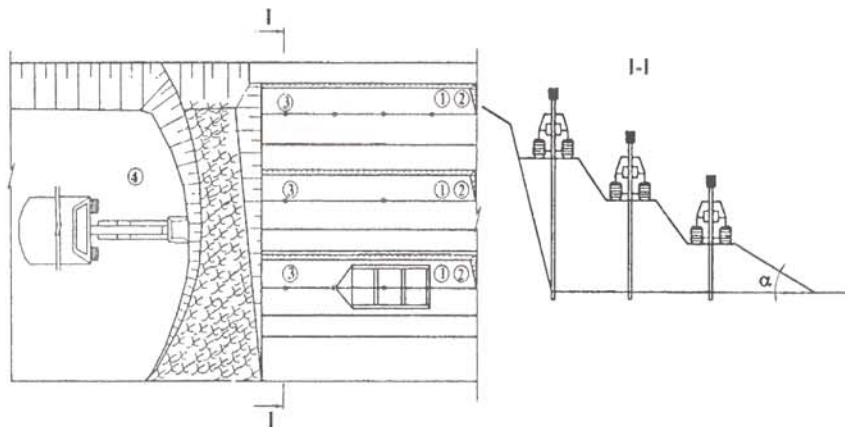


Рис. 6.17. Схема организации работ при сооружении дорог на склонах II типа:

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 всерных 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 достигаемости 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.

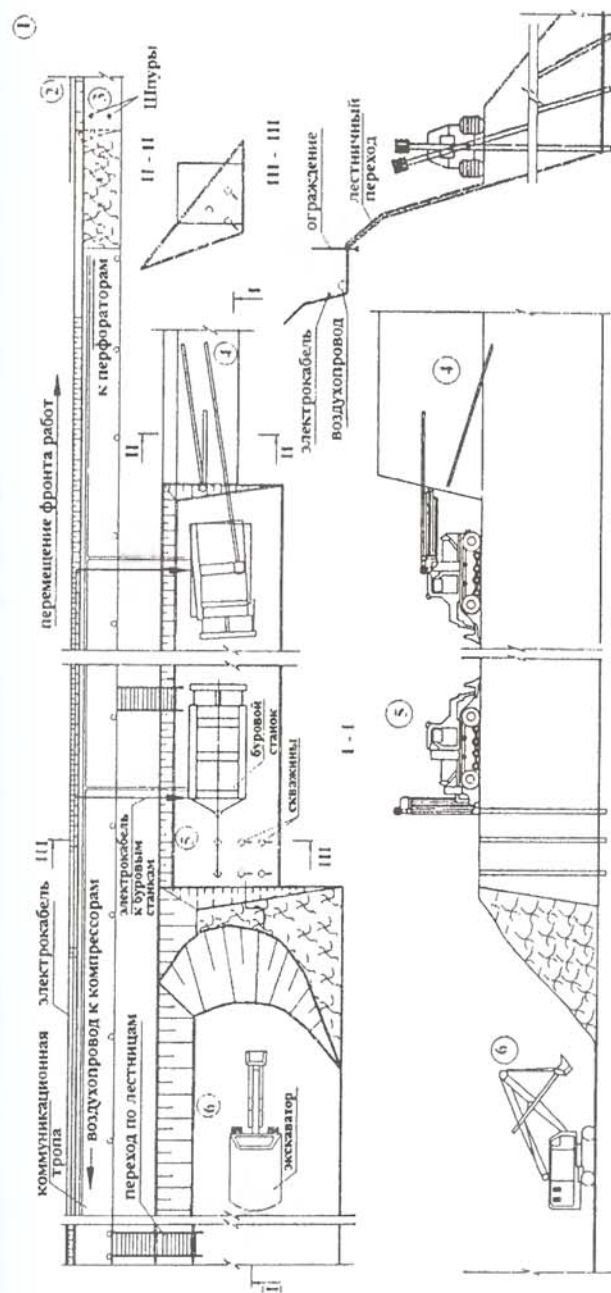


Рис. 6.18. Схема организации работ при сооружении дорог на склонах III типа:

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

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 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 ($q_{\text{опт}}$), при котором себестоимость добычи минимальна. Эти параметры взрывания и рекомендуется применять при проектировании взрывов для каждой категории пород.

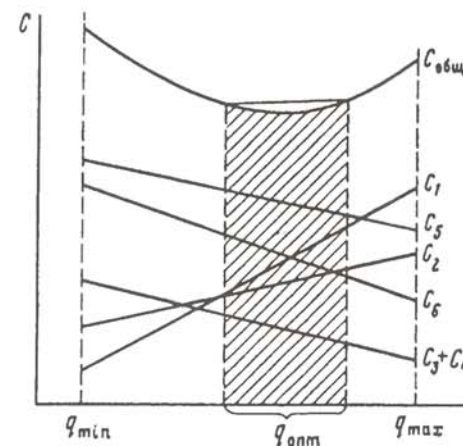


Рис. 6.20. Экспериментальное определение рациональной степени дробления горных пород взрывом в зависимости от удельного расхода ВВ

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 взрывааемых 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 взрыва часть исходных данных вводится в ЭВМ непосредственно перед проектированием — диаметр скважины, удельный расход ВВ, тип бурового станка, объем взрывааемого блока и т. п.