

С.К. Мангуш

ВЗРЫВНЫЕ  
РАБОТЫ  
ПРИ ПРОВЕДЕНИИ  
ПОДЗЕМНЫХ  
ГОРНЫХ  
ВЫРАБОТОК

*Издание второе, стереотипное*

*Допущено Учебно-методическим  
объединением вузов Российской Федерации  
по образованию в области горного дела в качестве  
учебного пособия для студентов вузов, обучающихся  
по направлению «Горное дело», специальностям  
«Взрывное дело» и «Подземное и шахтное  
строительство»*

**Высшее  
горное  
образование**



МОСКВА  
ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО  
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА  
2005

УДК 622.233/236

ББК 33.133

М 23

*Книга соответствует*

*«Гигиеническим требованиям к изданиям книжным для взрослых СанПиН 1.2.1253-03», утвержденным Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г.*

**Рецензенты:**

- д-р техн. наук *Н.Н. Казаков* (ИШКОН РАН);
- д-р техн. наук *В.Л. Барон* (ЦПЭС ГП «Союзвзрывпром»)

**Мангуш С.К.**

М 23 Взрывные работы при проведении подземных горных выработок: Учебное пособие. — 2-е изд., стер. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2005. — 120 с.: ил.

ISBN 5-7418-0114-5

Приведены основные, расчетные и экспериментальные характеристики промышленных взрывчатых веществ и средств инициирования, применяемых для проведения горных выработок, а также основные принципы и методики расчетов параметров буровзрывных работ. Рассмотрены технологии производства взрывных работ при сооружении горных выработок и вертикальных стволов. Описаны основные схемы расположения шпуров, типы врубов и области их применения, рассмотрен механизм разрушения горных пород.

Для студентов горных вузов и факультетов, обучающихся по специальностям «Взрывное дело» и «Подземное и шахтное строительство».

*Допечатка тиража.*

УДК 622.233/236

ББК 33.133

ISBN 5-7418-0114-5

© С.К. Мангуш, 2005

© Издательство МГУ, 2005

© Дизайн книги. Издательство МГУ, 2005

# ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение .....	7
<b>Глава 1. Взрывные работы при проведении горных выработок .....</b>	<b>9</b>
1.1. Расположение шпуров на забое выработки .....	11
1.2. Разрушение горных пород удлиненными зарядами при проведении горных выработок .....	12
1.3. Врубы и области их применения при проведении горных выработок .....	16
1.4. Расчет параметров БВР при проведении горных выработок обычным способом .....	22
1.5. Переборы пород при проведении горных выработок .....	27
1.6. Контурное взрывание .....	31
1.7. Расчет параметров взрывных работ при контурном взрывании.....	33
1.8. Предварительное щелеобразование .....	36
1.9. Расчет параметров взрывных работ при предварительном щелеобразовании .....	38
1.10. Оконтуривание горных выработок с использованием зарядов с двусторонними кумулятивными облицовками, расположенными параллельно оси заряда .....	41
1.11. Выбор технического критерия оценки эффективности взрывных работ при проведении горных выработок .....	44
1.12. Буровзрывные работы при проходке вертикальных стволов шахт .....	45
<b>Глава 2. Буровзрывные работы при проведении горных выработок большого сечения .....</b>	<b>51</b>
2.1. Определение удельного расхода ВВ .....	53
2.2. Влияние площади сечения выработки на удельный расход ВВ .....	56
2.3. Влияние свойств взрывааемых пород на удельный расход ВВ .....	57
2.4. Влияние числа взрывааемых шпуров на эффективность взрывных работ .....	59

2.5. Влияние типа применяемого ВВ на эффективность взрывного разрушения пород .....	60
2.6. Влияние глубины шпуров на удельный расход ВВ .....	61
2.7. Расположение шпуров на забое выработки большого сечения и расчет основных параметров БВР .....	62
2.8. Проведение горных выработок скважинным методом .....	68
2.9. БВР при сооружении подземных камер и хранилищ .....	70
2.10. Осторожное проведение выработок .....	77
2.11. Особенности взрывных работ при строительстве тоннелей и метрополитена .....	81
2.12. Технология взрывных работ при проведении выработок в выбросоопасных породах .....	86
2.13. Взрывные работы при проведении горных выработок встречными и параллельными забоями .....	90
2.14. Взрывные работы в вертикальных и наклонных выработках .....	92
Список литературы .....	94
Приложения .....	95

# ВВЕДЕНИЕ

Взрывные работы являются одним из основных способов разрушения горных пород средней и выше средней крепости при разработке полезных ископаемых. В настоящее время на шахтах и рудниках России и за рубежом буровзрывным способом проводится около 95 % подземных горных выработок. При проведении горных выработок по крепким породам буровзрывной комплекс занимает от 40 до 60 % времени от общей продолжительности проходческого цикла, а стоимость БВР составляет 25–30 % общей стоимости единицы выработки.

Состояние техники, технологии и организации буровзрывных работ позволяет достичь высокие скорости проведения горных выработок, однако несовершенные методики расчета и выбора основных параметров буровзрывного комплекса снижают эффективность взрывного разрушения горных пород.

В горнодобывающих отраслях, гидротехническом и транспортном строительстве подземные сооружения и хранилища различного назначения размещают в основном в крепких и устойчивых породах.

Технический прогресс, широкая механизация горнопроходческих работ, разработка и внедрение в подземное строительство более эффективных взрывных технологий способствуют более эффективному взрывному разрушению горных пород при проведении подземных горных выработок.

Выработки, проводимые по крепким и весьма крепким породам, особенно с одной свободной поверхностью, требуют значительных затрат на выемку горной массы и

наиболее сложны при расчете и обработке рациональных параметров буровзрывных работ.

Научные исследования и практический опыт проведения горных выработок показывают, что для достижения высокой эффективности взрывных работ необходимо учитывать физико-технические свойства разрабатываемых пород, технологические и технические условия. Выполнение этих требований затруднено ввиду отсутствия совершенной техники и технологии определения указанных параметров экспресс-методом.

На эффективность взрывного разрушения горных пород значительное влияние оказывают типы применяемых ВВ, их совершенство, газодинамические явления, особенно на глубоких горизонтах рудников и шахт (выбросоопасность, удароопасность, пылегазовый режим в призабойном пространстве и т.д.).

В учебном пособии даны рекомендации по совершенствованию существующей техники, технологии и ассортимента применяемых ВВ.

---

*Глава 1*

**ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ  
ПРИ ПРОВЕДЕНИИ  
ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

---

## 1.1. Расположение шпуров на забое выработки

На основе большого количества промышленных испытаний, теоретических оценок и длительной практической деятельности принято все шпуровые заряды, располагаемые на забое выработки, разделять на врубовые, вспомогательные, отбойные и оконтуривающие.

Как отмечалось ранее, при приближении к свободной поверхности эффективность разрушения породы взрывом удлиненного заряда увеличивается (рис. 1.1). С увеличением числа поверхностей эффективность разрушения горных пород еще больше возрастает. Перед взрыванием комплекта шпуровых зарядов забой имеет только одну свободную поверхность — поверхность забоя. При применении врубовых зарядов, которые взрывают в первую очередь, формируется дополнительная свободная поверхность. Иногда при проведении горных выработок смешанным забоем (по угольному пласту и породам) вруб формируют механическим способом, т.е. производится

производится

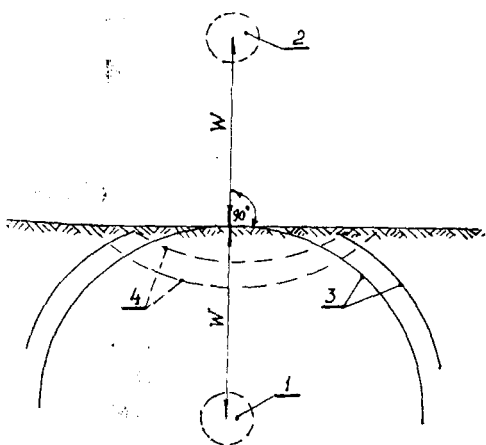


Рис. 1.1. Схема разрушения породы у свободной поверхности:

1 — действительный заряд; 2 — минимальный заряд; 3 — прямая волна сжатия; 4 — отраженная волна растяжения



раздельная выемка угля с использованием врубовой техники.

Взрывной вруб образуют взрыванием небольшого числа шпуров, расположенных наклонно или перпендикулярно к плоскости забоя.

В зависимости от их расположения по отношению к плоскости забоя и принципа действия все применяемые врубы делятся на три группы:

- наклонные — отрывающего действия;
- прямые — дробящего действия;
- комбинированные.

Для расширения врубовой полости применяют вспомогательные шпур. Основную отбойку горной массы производят заряды ВВ, расположенные в отбойных шпурах, которые бурят перпендикулярно плоскости забоя — в горизонтальных выработках или параллельно оси — в наклонных выработках. Оконтуривание горной выработки производится взрыванием зарядов в контурных шпурах, которые бурят под некоторым углом (85–87°) таким образом, чтобы донная часть шпура заходила за проектный контур не более чем на 10–12 см.

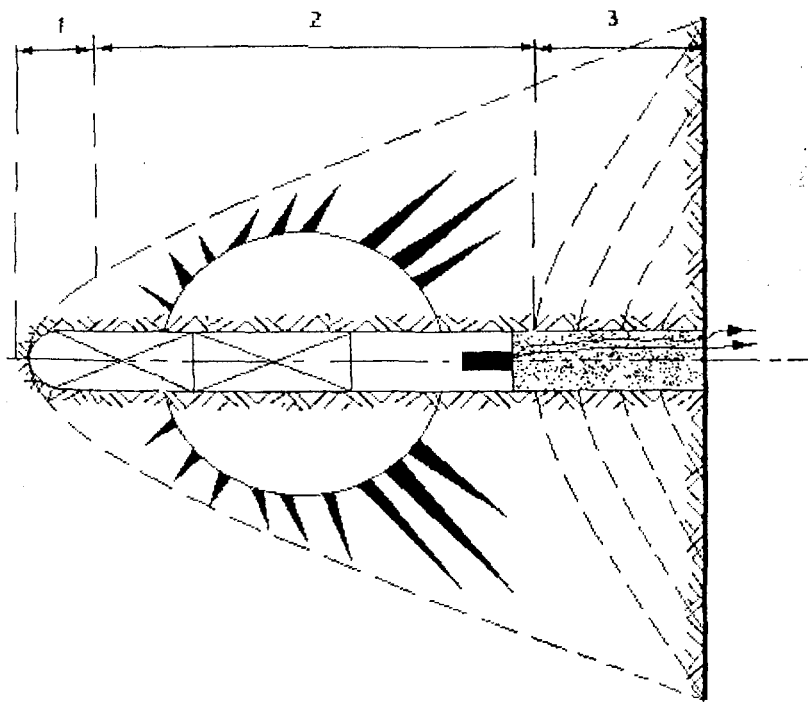
## **1.2. Разрушение горных пород удлинёнными зарядами при проведении горных выработок**

Для разрушения горных пород применяются сосредоточенные, удлинённые и линейно-протяжённые заряды.

Сосредоточенными принято считать заряды ВВ, длина которых не превышает 5–6 диаметров, если длина зарядов более 6 диаметров, то заряды называются удлинёнными. При длине зарядов, превышающей диаметр в десятки метров, — линейно-протяжёнными.

При буровзрывном способе проведения горных выработок наибольшее применение получили удлиненные заряды, ось которых перпендикулярна свободной поверхности или наклонена к ней под некоторым углом, или близка к  $90^\circ$ . Эффективность разрушения горных пород зависит от типа применяемых ВВ, удельного расхода, схемы расположения шпуров, направления и последовательности инициирования и ряда других факторов.

Анализ процессов разрушения горных пород при взрывании удлиненных зарядов, продольная ось которых перпендикулярна поверхности забоя, свидетельствует, что по характеру этого действия на породу различа-



**Рис. 1.2. Схема взрывного разрушения шпура:**

1 — донная часть (образование «стакана»); 2 — колонковая часть; 3 — устьевая часть

ются три области разрушения горного массива (рис. 1.2): в донной, колонковой (средней) и в устьевой части шпура (скважины).

Процессы деформирования и разрушения горных пород взрывом удлиненных зарядов ВВ в донной части шпуров адекватны взрыву некоторых эквивалентных сосредоточенных зарядов, размещенных на забое шпуров (скважин) (рис. 1.3).

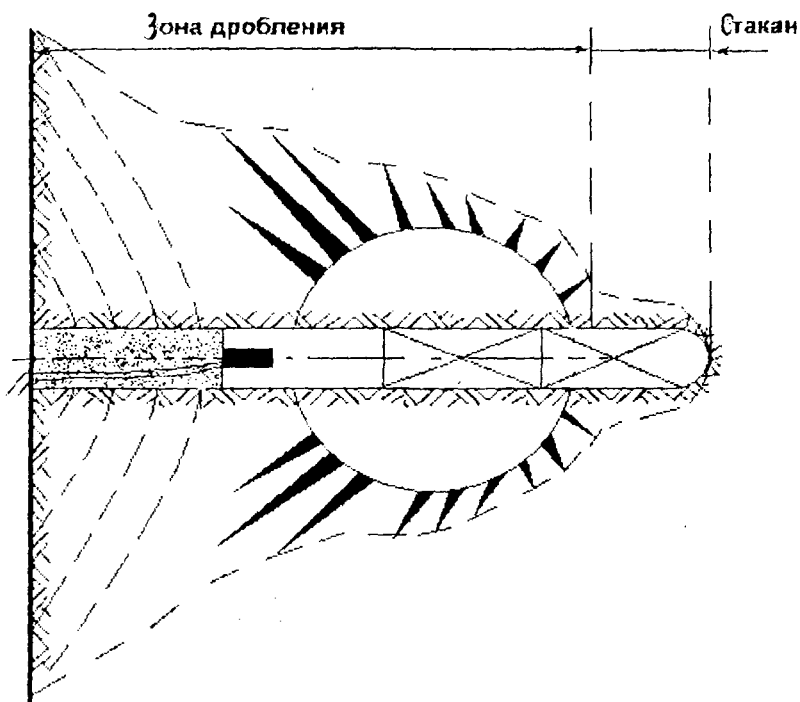
Для процессов формирования приустьевой воронки выброса установлены следующие закономерности: глубина и объем воронки возрастают с увеличением длины заряда.

После достижения зарядом некоторого предельного значения длины, зависящего от условий взрывания глубина и объем воронки не изменяются.

Процесс образования приустьевых воронок определяется в значительной степени концевым эффектом и объясняется особенностями действия взрыва в направлении к свободной поверхности, аналогичного взрыву некоторого эквивалентного сферического заряда, размещенного симметрично относительно свободной поверхности к действительному заряду.

Первые попытки расчета соответствующих частей удлиненного заряда с учетом физико-технических свойств взрывааемых пород и разного характера их нагружения этими частями зарядов предпринял Куамо Хино.

Однако представленные им зависимости не получили практического применения из-за чрезмерного упрощения модели действия взрыва удлиненного заряда. В частности, не получила подтверждение выдвинутая им гипотеза о решающем вкладе отраженных волн напряжений в процессе разрушения породы в устьевой части заряда. Кроме указанных факторов, на процесс разрушения горных пород взрывом при формировании воронки выброса существенное влияние оказывают тип применяемого ВВ, конструкция и направление инициирования зарядов.



*Рис. 1.3. Схема образования «стакана» при взрыве шпурового заряда в породе*

Эффективность разрушения горных пород взрывом в основном определяется донной и колонковой (средней) частями заряда и может быть повышена при наличии дополнительной свободной поверхности.

Наиболее результативное инициирование возможно при условии совпадения направлений распространения детонационной волны в инициирующем и инициируемом зарядах. Такой способ инициирования называется направленным, он позволяет управлять процессом разрушения пород шпуровыми и скважинными зарядами ВВ.

При прямом инициировании капсоль-детонатор (КД) или электродетонатор (ЭД) ориентирован от устья

к основной массе заряда (к донной части). Если инициатор размещают в нижней (донной) части заряда и его рабочая часть направлена к устьевой части заряда, то такое инициирование называют обратным.

При прямом инициировании сближенных зарядов малого диаметра и короткозамедленном взрывании возможен подбор зарядов при движении породы в сторону свободной поверхности.

Обратное инициирование рекомендуется применять при взрывании сближенных зарядов, во всех случаях применения КД и ЭД замедленного действия.

Преимущество обратного инициирования заключается в увеличении времени воздействия продуктов детонации (ПД) на разрушаемый массив, в результате повышается интенсивность дробления, поэтому наиболее целесообразно его применение при взрывании в условиях сильного «зажима» (при проходке стволов шахт и рудников, восстающих, горных выработок в крепких породах).

Кроме описанных способов, для повышения эффективности разрушения горных пород применяют рассредоточенные заряды, создающие местные зоны дробления.

Дополнительная свободная поверхность существенно облегчает процесс разрушения, а для ее формирования применяются различные типы врубов.

### **1.3. Врубы и области их применения при проведении горных выработок**

Ранее отмечалось, что для повышения эффективности разрушения горных пород взрывом на забое выработки размещают врубы, которые при взрывании формируют дополнительную свободную поверхность. В зависимости от горно-геологических и технологических условий их применения разработано большое число

врубов. Рассмотрим основные их типы. Области применения различных типов врубов, их особенности при разрушении горных пород зависят от типа проводимой горной выработки, сечения, применяемого бурового оборудования и свойств взрывааемых пород.

Одни и те же схемы расположения и взрывания шпуров и типы применяемых врубов в различных местах получили разные названия, не полностью отражающие основные принципы и особенности их бурения и взрывания.

Наклонные врубы (рис. 1.4): к этой группе относятся врубы, в которых оси шпуров образуют с горизонтальной осью выработки углы, отличные от  $90^\circ$  (воронкообразный, пирамидальный, клиновой, веерный).

Воронкообразный вруб применяют главным образом при проходке вертикальных стволов шахт с круглой формой сечения в породах различной крепости. Вруб образуют взрыванием пяти-восемью шпуров, расположенных по окружности и направленных к оси ствола под углом  $10-30^\circ$ . После инициирования врубовых зарядов взрываются вспомогательные шпуры, расширяющие врубовую воронку. В крепких породах в центре воронки бурят шпур  $l = 0,7l_{вр}$  для размещения заряда выброса, при взрывании которого образуют первоначальную врубовую воронку, облегчающую дальнейшее формирование врубовой полости.

При проведении горизонтальных и наклонных горных выработок используют пирамидальный вруб, который является модификацией воронкообразного.

Клиновой вруб получил широкое распространение при проведении горных выработок. Вруб образуют взрыванием от двух до шести пар шпуров, наклоненных один к другому. Во всех случаях расстояние между концами шпуров клинового вруба должно быть не менее 20 см. Перегружать шпуры клинового вруба ВВ не рекомендуется вследствие опасности подрыва одного шпура другим.

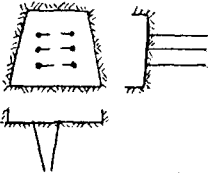
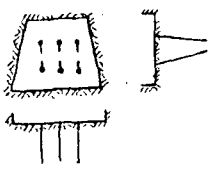
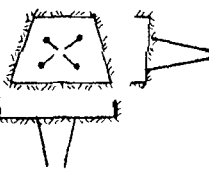
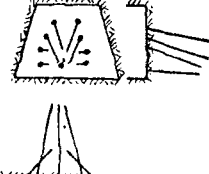
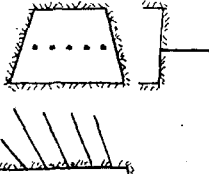
№ п/п	Тип вруба	Схема расположения	Область применения
1	Вертикальный клиновидный		Проведение выработок с вертикальным расположением трещин в породах различной крепости
2	Горизонтальный клиновидный		В однородных породах различной крепости с горизонтальным расположением трещин
3	Пирамидальный		В крепких и весьма крепких породах
4	Комбинированный		В крепких породах при удлиненных заходках
5	Верный		В угольных забоях, подготовительных и нарезных выработках

Рис. 1.4. Наклонные врубы

Преимущества клинового вруба: удобство и простота бурения благодаря возможности рационального расположения оборудования в забое. Наилучшие результаты применения его получаются при перпендикулярном направлении оси вруба к напластованию горных пород.

К недостаткам клинового вруба относятся: ограничение глубины вруба, а следовательно, и подвигания забоя за взрыв, большой разброс взорванной породы, нарушение целостности крепи и боков выработки, сложность бурения шпуров.

Для бурения клиновых врубов значительной глубины необходима достаточная ширина горной выработки, в узких выработках врубы такого типа получают остроугольными и вследствие возрастания зажима КИШ не превышает 0,7–0,75. Кроме того, на эффективность применения этих врубов оказывает влияние точность бурения.

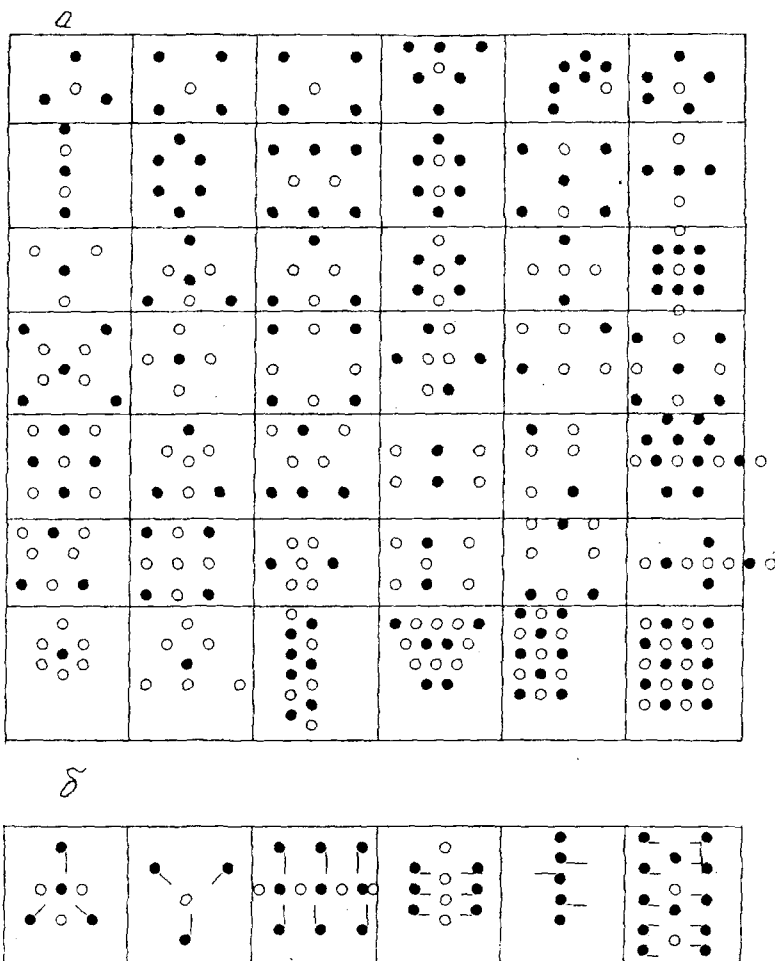
Веерный вруб требует соблюдения точного угла наклона при забурировании и бурении, высокой культуры буровых работ. Завершая анализ применения наклонных врубов, можно сделать вывод о том, что на шахтах и рудниках России наибольшее применение имел клиновой вруб, однако в последнее время все большее распространение получают прямые врубы.

К этой группе относятся врубы, образованные шпурами, пробуренными перпендикулярно плоскости забоя. Большинство прямых врубов составляют комбинацию заряженных и компенсационных (незаряженных) шпуров или скважин. Поэтому в практике ведения взрывных работ их классифицируют в зависимости от комбинации заряженных и компенсационных шпуров (скважин). Бурение и зарядание шпуров в прямом врубе должны производиться с большой точностью. В зависимости от диаметра центральной скважины и остальных шпуров в комплекте изменяется расстояние между ними.

Достоинства прямых врубов:

- глубина заходки не зависит от ширины выработки;





**Рис. 1.5. Схемы прямых (а) и комбинированных (б) врубов**

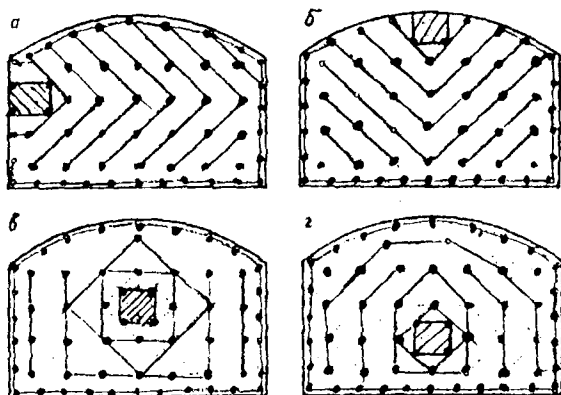
- малый разброс породы;
- максимальная концентрация бурового оборудования у забоя;
- эффективность применения врубов в крепких породах.

### Недостатки:

- трудоемкость бурения скважин большого диаметра;
- необходимость в дополнительном буровом оборудовании для бурения скважин большого диаметра.

Известно большое число отработанных прямых врубов с центральной скважиной, при этом расстояние между ней и ближайшими врубовыми шпурами составляет  $W = 0,7d_{ск}$ . Для вруба с двумя скважинами это расстояние  $W = 1,14d_{ск}$ . Расстояние от вспомогательных шпуров до врубовой полости  $B$  принимается  $W = 0,7B$ .

Комбинированные врубы представляют собой комбинацию прямых и наклонных или только наклонных сдвоенных врубов. Применяются при наличии высокопроизводительного бурового оборудования, обеспечивающего необходимые скорости бурения шпуров и компенсационных скважин большого диаметра. Схемы прямых и комбинированных врубов представлены на рис. 1.5. Несмотря на многочисленность прямых и наклонных врубов, применяемых при проведении выработок, КИШ при взрывном разрушении крепких и весьма крепких пород не превышает 0,7–0,8 (рис. 1.6). В связи с этим рассмотрим применяемые методы расчета параметров БВР при проходке выработок.



*Рис. 1.6. Схемы расположения врубов и шпуров в забое выработки:*

*а — боковое; б — верхнее; в — центральное; г — нижнее*

## 1.4. Расчет параметров БВР при проведении горных выработок обычным способом

Расчет зарядов при проведении горных выработок производится по объемной формуле

$$Q_{з\text{ax}} = qS_{\text{np}}l_{з\text{ax}} = qSl_{\text{шт}}\eta, \quad (1.1)$$

где  $Q_{з\text{ax}}$  — масса заряда ВВ на весь взрываваемый забой, кг;  $q$  — удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $S_{\text{np}}$  — площадь забоя в проходке, м<sup>2</sup>;  $l_{\text{шт}}$  — глубина шпура, м;  $l_{з\text{ax}}$  — длина заходки, м;  $\eta$  — КИШ.

Удельный расход ВВ, необходимого для взрывания 1 м<sup>3</sup> породы в массиве, зависит от физико-технических свойств взрываемых пород (в первую очередь от крепости пород), степени зажима, глубины разработки, мощности взрываемых массивов, их однородности, трещиноватости, типа ВВ, взрываемости и ряда других факторов. Для определения удельного расхода ВВ пользуются в основном эмпирическими формулами, которые в одних случаях дают достаточно точные необходимые удельные расходы ВВ, а в других — значительные расхождения от требуемой величины удельного расхода ВВ.

Поэтому расчет удельного расхода ВВ по эмпирическим формулам следует считать ориентировочным, который необходимо уточнять по результатам опытных взрываний. Наиболее распространенной является эмпирическая формула проф. М.М. Протоdjяконова, которая рекомендована для забоев с одной свободной поверхностью:

$$q = 0,4 \left( \sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S_{\text{np}}}} \right)^2, \quad (1.2)$$

где  $f$  — коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова;  $S_{\text{пр}}$  — площадь сечения выработки, м<sup>2</sup>.

В связи с тем, что приведенная формула не учитывает тип применяемого ВВ и требуемую степень дробления, эту формулу с учетом указанных поправок уточнил проф. П.Я. Таранов [17] двумя коэффициентами:

$$q = 0,4 \left( \sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S_{\text{пр}}}} \right)^2 e^{-1} k, \quad (1.3)$$

где  $e^{-1}$  — показатель, обратный коэффициенту работоспособности, ( $e^{-1} = P_{\text{эт}} / P_x$ , где  $P_{\text{эт}}$  — работоспособность ВВ, принятого за эталонное;  $P_x$  — работоспособность применяемого ВВ).

Расчет удельного расхода ВВ, предложенный Ш.И. Ибраевым, имеет вид

$$q = \frac{\sqrt{f} - a\sqrt{S_{\text{пр}}}}{b}, \quad (1.4)$$

где  $a$  — коэффициент, зависящий от вида выработки ( $a = 0,25-0,3$  — для горизонтальных;  $a = 0,12-0,15$  — для стволов шахт и рудников);  $b$  — коэффициент относительной концентрации энергии в единице объема патронированного ВВ ( $b = 0,8-1,4$ );  $S_{\text{пр}}$  — площадь сечения выработки в проходке, м<sup>2</sup>.

Проф. Н.М. Покровский [14] предложил для расчета удельного расхода ВВ формулу:

$$q = q_1 S_1 V_1 e^{-1}, \quad (1.5)$$

где  $q_1$  — нормальный удельный расход ВВ, который принимается по таблице и зависит от свойств породы;  $S_1$  — коэффициент структуры пород, также принимается по таблице;  $V_1$  — коэффициент зажима взрываваемой по-

роды;  $e^{-1}$  — величина, обратная коэффициенту работоспособности ВВ,  $e^{-1} = \frac{P_{эп}}{P_x}$ .

Коэффициент зажима в приведенной формуле характеризует неравномерность возрастания периметра выработки по сравнению с отрывааемой энергией взрыва объемом пород для забоев с одной обнаженной поверхностью

$V_1 = \frac{6,5}{\sqrt{S_{пп}}}$ ; для двух свободных поверхностей

$V_1 = 1,2-1,5$ .

Н.И. Рыбин [16] предложил определять удельный расход ВВ для выработок большого сечения по формуле

$$q = \left( 0,3\sqrt{f} + \frac{2}{\sqrt{S}} \right) C k e \psi w, \quad (1.6)$$

где  $f$  — коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова;  $S$  — площадь сечения выработки в проходке;  $C, k, e, \psi, w$  — коэффициенты, учитывающие соответственно диаметр заряда, глубину шпура, относительную силу ВВ, плотности заряжения и структуру породы.

У. Лангефорс [5, 6] предложил удельный расход вычислять по формуле

$$q = \frac{14}{\sqrt{S}} + 0,8. \quad (1.7)$$

Эта формула справедлива для конкретных условий строительства выработок большого сечения в крепких породах (при применении мощных ВВ и шпуров малого диаметра и т.д.).

Порядок расчета зарядов следующий.

1. Выбор типа ВВ и СИ в соответствии с типом взрывааемых пород, горно-геологическими условиями и опасностью шахты или рудника по газу и пыли.

2. Выбор типа бурового оборудования

3. Устанавливают глубину шпуров в зависимости от длительности цикла и технологии проведения, диаметр шпура (в зависимости от применяемого бурового оборудования и диаметра патрона ВВ).

4. Определяют объем породы, взрываваемой за одну заходку

$$V_{\text{пор}} = S_{\text{пр}} l_{\text{зах}}. \quad (1.8)$$

5. Определяют удельный расход ВВ.

6. Определяют массу шпурового заряда при условии, что длина колонки заряда не превышает  $2/3$  длины шпура:

$$Q_{\text{шп}} = \frac{2}{3} \cdot \frac{\pi d_3^2}{4} l_{\text{шп}} \Delta = \frac{1}{6} \pi d_3^2 l_{\text{шп}} \Delta, \quad (1.9)$$

где  $\Delta$  — плотность заряжения, г/см<sup>3</sup>;  $d_3$  — диаметр заряда, мм.

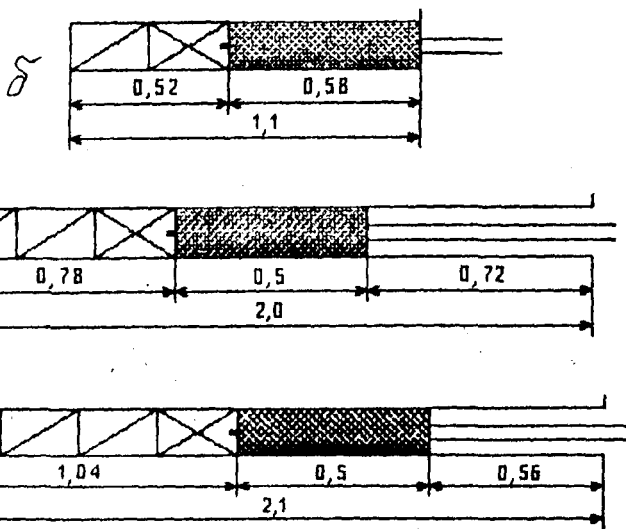
7. Определяют общее число шпуров

$$N = Q_{\text{зах}} / Q_{\text{шп}}. \quad (1.10)$$

8. Выбирают тип вруба и схему расположения шпуров. При построении последней, число шпуров, установленных расчетным путем, можно корректировать исходя из условий целесообразного их размещения на забое. Сначала размещают врубовые шпуры, а после, на оставшейся площади забоя, располагают вспомогательные, отбойные и контурные. Объем взрываваемой породы, приходящейся на один врубовый шпур, должен быть в 3–4 раза меньше, чем для отбойного шпура, так как врубовые заряды работают в условиях интенсивного «зажима» и одной свободной поверхности, их глубина должна быть на 10–20 см больше остальных.

9. В заключение определяют общий расход ВВ, СИ, объем бурения, фактический удельный расход, подвигание забоя за цикл и другие показатели, которые сводят в таблицу. Схема расположения шпуров приводится в 3-х





*Рис. 1.7. Схема расположения шпуров в забое выработки (а) и конструкция шпуровых зарядов (б)*

проекциях (рис. 1.7), с нумерацией шпуров, с указанием расстояния между шпурами и углов наклона, глубин шпуров. На основе расчетов составляется паспорт БВР, являющийся техническим и юридическим документом. Несмотря на имеющиеся методы расчета параметров БВР, в практике проведения горных выработок имеют место значительные переборы пород, которые рассмотрены в следующем разделе.

## **1.5. Переборы пород при проведении горных выработок**

Избыток энергии в оконтуривающих зарядах ВВ при их взрывании, а также отклонение контурных шпуров от проектного направления приводит к значительной концентрации напряжений в контурной части, в результате



образуются значительные вывалы и разрушения пород, резко увеличивается объем работ по уборке излишне разрушенной породы, транспортировке ее в отвал.

При этом вырастают объемы работ по забутовке и тампонажу закрепного пространства, ухудшаются эксплуатационные возможности и устойчивость горных выработок, увеличиваются расходы средств на их поддержание.

Неправильное оконтуривание горной выработки с образованием значительных впадин и выступов на стенках и в кровле, глубокое трещинообразование в массиве — главные причины возникновения высоких концентраций напряжений на крепь, приводящих к деформациям и необходимости перекрепления горных выработок.

Применение в оконтуривающих зарядах больших масс ВВ приводит к интенсивному трещинообразованию, в том числе к трещинам, направленным параллельно контуру и слоистости пород, являющейся главной причиной расслоения и вывалов пород. Глубина образующихся трещин зависит от физико-технических свойств пород, типа применяемых ВВ, конструкции зарядов, интервалов замедления, величины давления газов взрыва в зарядной камере и других факторов.

Анализ проведения горных выработок на шахтах ПО «Артемуголь», «Горезантрацит» показал, что переборы пород в среднем составляют 25–30 % общего объема пород, отбиваемых в пределах проектного сечения проводимых выработок.

Средняя величина переборов породы составила:

- по шахтным стволам — 12–18 %;
- по капитальным выработкам — 25–30 %;
- по пластовым выработкам — 30–35 %.

Исследователи Л.И. Барон и А.В. Ключников приводят следующие данные анализа перебора пород при проходке горных выработок на руднике «Никитис-

Кумужи» комбината «Североникель». Общий объем переборов за год по руднику составил 5–6 тыс. м<sup>3</sup> породы, или 14 % общего объема проходки. Максимальная величина переборов пород при этом доходила до 50 %; 8–10 % объема горнопроходческих работ было осуществлено с недобором породы, максимальное значение которого достигало 15 %, 1/3 горных выработок была проведена с перебором пород, или 13–15 % общего объема проводимых горных выработок.

На шахтах «Красноармейская-Капитальная» (Донбасс) объем переборов пород при проходке горных выработок составил 15–27 % общего объема проходки. Переборы пород при проходке горных выработок по трем шахтам «Прогресс», «Ударник», «Лесная» ПО «Горезантрацит» (Донбасс) составили 35–45 %.

Как показал анализ замеров и наблюдений на шахте «Изотова», переборы пород за шесть месяцев 1991 года составили 10 535 м<sup>3</sup> породы, что равнозначно потерям 684,1 м не проведенных горных выработок, при средней площади сечения в проходке  $S_{\text{пр}} = 15,4 \text{ м}^2$ , а затраты, связанные с уборкой и транспортировкой породы в отвал, весьма существенны. Только по трем выработкам шахты «Комсомолец» ПО «Артемуголь» потери при проведении за квартал составили около 35 м, а по четырем выработкам шахты им. Ленина ПО «Артемуголь» за тот же период — 135 м.

В среднем переборы пород при проведении горных выработок на шахтах ПО «Артемуголь» составляют 25–30 % общего объема проходки.

По шахтам Кузбасса и Карагандинского бассейна, как показали результаты исследований, переборы пород в целом составляют 25–30 % общего объема проводимых горных выработок, при этом из-за потери устойчивости приконтурного массива перекрепляется ежегодно: 2,5–4 % от общей протяженности капитальных выработок;

7–9 % полевых подготовительных выработок; 15–18 % — пластовых выработок.

По Донбассу объем перекрепляемых горных выработок в среднем составляет около 5 % общей протяженности горных выработок, в том числе полевых 8–11 %, пластовых 16–20 %. Тенденция к увеличению объема перекрепляемых горных выработок обусловлена тем, что горные работы в Донбассе ведутся на более глубоких горизонтах по сравнению с другими бассейнами. Такое, примерно, положение на шахтах ПО «Торезантрацит». Кроме того, с опусканием горных работ на большие глубины снижается устойчивость горных выработок, резко возрастает частота их перекрепления, увеличивается трудоемкость их поддержания.

Причины, вызывающие переборы пород при проходке горных выработок, можно разделить на три основные группы: геологические, технологические, организационные. К геологическим факторам относятся: недостаточная устойчивость горных пород, повышенная их трещиноватость, интенсивное горное давление. Характер развития горного давления находит свое отражение в виде деформации горных пород (обрушение). Горное давление и многообразие форм его проявления обуславливаются широким комплексом геологических, технологических факторов, влияние которых на устойчивость выражается в сложной форме и весьма неоднозначно. Глубина нарушения законтурного массива, по данным исследований Ю.К. Пасиченко, М.С. Ярохно, В.М. Сергеева, зависит от л.н.с.  $W$  и расстояния между шпурами  $a$ : с уменьшением  $W$ ,  $a$  — нарушение массива снижается. При этом в определенных интервалах изменения  $W$  и  $a$  величина нарушения законтурного массива  $h$  зависит от их произведения и остается практически постоянной, если при увеличении одного из параметров другой соответственно уменьшается. По мнению авторов, высокое качество оконтуривания может

быть достигнуто только при применении зарядов как с радиальными, так и с продольными зазорами.

Повышение качества оконтуривания горных выработок может быть достигнуто уменьшением разрушающего действия взрыва зарядов ВВ в пределах проектного контура. В связи с указанными требованиями к формированию близкого к проектному контура выработки рассмотрим технологию контурного взрывания.

## 1.6. Контурное взрывание

Контурное взрывание обеспечивает минимальную нарушенность пород по контуру выработки, уменьшение зоны трещинообразования в приконтурном массиве и за его пределами, объема работ по оборке пород, минимальные переборы пород в законтурном пространстве и позволяет снизить себестоимость 1 м проводимой выработки.

При применении технологии контурного взрывания необходимо производить точное бурение контурного ряда шпуров, не допускать их отклонение от проектного направления.

Допустимая величина отклонения при забурировании и бурении шпуров не должна превышать 3 см на один метр длины шпура. Смысл контурного взрывания заключается в равномерном распределении энергии ВВ по периметру контурных шпуров таким образом, чтобы при взрывании оконтуривающих зарядов обеспечить минимальную нарушенность законтурного пространства и сформировать контур выработки, близкий к проектному [6]. Выбор конструкции и типа ВВ производится с учетом снижения бризантного действия взрывааемых зарядов и плотности заряжания. Высота донной части заряда принимается равной  $h_d = (8-10)d_3$ . При этом концентрация ВВ в донной части заряда  $Q_{кд} = \frac{\pi d_3^2}{4} \rho_0$ , а ее масса

$$Q_d = Q_{к.д} h_d. \quad (1.11)$$

Длина незаряженной части шпура принимается равной:  $l_0 = (0,2 - 0,5)W$ , где  $W$  — л.н.с. контурных шпуров;  $W = [B - (4 \div 48)]/2$ ; где  $B$  — ширина выработки.

Высота колонковой и устьевой частей заряда рассчитывается

$$h_{\text{кол. у}} = l_{\text{шп}} - (l_0 + h_d). \quad (1.12)$$

Концентрация в колонковой и донной частях заряда принимается равной  $0,7Q_{к.д}$ .

Общая масса контурного шпура

$$Q_{\text{конт}} = Q_d + Q_{к.у}.$$

Расстояние между шпурами принимается равным  $a = (1,0 - 1,2)W$ .

Для уменьшения динамического воздействия взрывааемых зарядов на законтурный массив, снижения переборов пород и зоны радиального трещинообразования в контурных зарядах применяют патроны ВВ уменьшенного диаметра с установкой вдоль оси заряда с внешней стороны контура демпфирующих прокладок из пористых материалов или деревянных реек.

Кроме указанных выше факторов, на формирование выработки при контурном взрывании большое влияние оказывают свойства взрывааемых пород, а также очередность взрывания зарядов.

При крепости пород  $f \leq 5$  по шкале М.М. Протодяконова оконтуривающие заряды необходимо взрывать в первую очередь, а в породах средней крепости и крепких ( $f > 8$ ) заряды в контурных шпурах взрываются последними. При проведении горных выработок в крепких и весьма крепких породах между каждой парой контурных зарядов бурят компенсационный шпур на рассто-

янии 30–35 см от заряженного, являющийся свободной поверхностью, на которой смыкаются прорастающие навстречу друг к другу трещины.

На основании анализа работ отечественных и зарубежных ученых можно сделать следующие выводы:

- для успешного применения контурного взрывания необходимо использовать в оконтуривающих шпурах патроны ВВ малого диаметра;
- применять конструкцию зарядов, обеспечивающую малое бризантное действие;
- для уменьшения переборов пород, снижения зоны радиального трещинообразования необходимо применять в оконтуривающих шпурах со стороны внешнего контура демпфирующие прокладки по оси заряда из пористых материалов или деревянные рейки.

Основным недостатком контурного взрывания является большой объем буровых работ, при котором должна обеспечиваться высокая культура буровых работ (точность бурения и минимальное отклонение от проектного контура).

Более подробно рассмотрим основные принципы расчета параметров при контурном взрывании зарядов.

## **1.7. Расчет параметров взрывных работ при контурном взрывании**

При расчете параметров контурного взрывания следует определять параметры оконтуривающих зарядов ВВ отдельно от остальных. Площадь забоя, разрушаемая врубовыми, вспомогательными и отбойными (предконтурными) шпурами, названа условно — внутренней и определяется как разность между общей площадью  $S$  и той частью площади, которая отбивается оконтуривающими шпурами,

$$S_{\text{вн}} = S - S_{\text{к}}. \quad (1.13)$$

Величина площади  $S_{\text{к}}$  для горных выработок различного направления, по А.В. Ключникову, определяется

$$S_{\text{к}} = W(\Pi - vW), \quad (1.14)$$

где  $W$  — л.н.с. оконтуривающих шпуров;  $v$  — коэффициент формы поперечного сечения выработки (для сводчатой формы  $v = 1,8$ );  $\Pi$  — периметр выработки.

Число шпуров, необходимых на заходку,

$$N = N_{\text{вн}} + N_{\text{к}}, \quad (1.15)$$

где  $N_{\text{вн}} = N_{\text{вр}} + N_{\text{всп}} + N_{\text{отб}}$  — число внутренних шпуров на заходку.

Исходя из оценки сопротивляемости горной породы взрывному разрушению, по показателю дробимости  $V_{\text{max}}$  рассчитывается необходимое число шпуров

$$N = \frac{27\sqrt{S}}{\sqrt{1,5V_{\text{max}} + 2,5}}, \quad (1.16)$$

где  $S$  — площадь сечения выработки;  $V_{\text{max}}$  — показатель дробимости (для аммонита № 6ЖВ —  $1,7 \text{ см}^3$ ).

При определении  $N_{\text{вн}}$  в формулу (1.15) следует подставлять  $S_{\text{вн}}$ .

Необходимое число оконтуривающих шпуров определяется из соотношения

$$N_{\text{к}} = \Pi/a + 1, \quad (1.17)$$

где  $a$  — расстояние между оконтуривающими шпурами по периметру контура.

Коэффициент сближения описывается [6] при этом зависимостью:  $m = \frac{0,95}{\sqrt{W}}$ , поскольку  $m = \frac{a}{W}$ , то отсюда

$$a = 0,95\sqrt{W}.$$

Поставив значение  $a$ , получим

$$N_k = 1,05 \frac{\Pi}{\sqrt{W}} + 1. \quad (1.18)$$

После подстановки значений в (1.18) и преобразований общее число шпуров

$$N = \frac{27 \sqrt{S - W(\Pi - W)}}{\sqrt{1,5V_{\max} + 2,5}} + 1,05 \frac{\Pi}{\sqrt{W}} + 1. \quad (1.19)$$

Обозначим отношение длины заряда в шпуре к полной глубине шпура через  $\tau$ . При этом количество ВВ  $Q_{\text{шп.вн}}$  на один шпур

$$Q_{\text{шп.вн}} = \frac{\pi d_3^2}{4} \tau l_{\text{шп}} \rho_0 = 0,785 d_3^2 \tau l_{\text{шп}} \rho_0, \quad (1.20)$$

где  $d_3$  — диаметр заряда ВВ;  $\rho_0$  — плотность применяемого ВВ;  $l_{\text{шп}}$  — глубина шпура;  $\tau = 0,6-0,75$  — для наклонных врубовых шпуров;  $\tau = 0,8-0,9$  — для прямых вспомогательных шпуров.

Общий расход ВВ на внутренние шпуры

$$Q_{\text{вн}} = N_{\text{вн}} Q_{\text{шп.вн}} = 0,785 d_3^2 \tau l_{\text{шп}} \rho_0 N_{\text{вн}}. \quad (1.21)$$

При расчете максимальных удельных расходов используются формулой

$$q_0 = EW. \quad (1.22)$$

Значение градиента удельного заряда оконтуривающих шпуров определяется по формуле

$$E = 0,4 + K_{\text{мон}} (0,58 - 0,032V_{\max}). \quad (1.23)$$

Отсюда общая масса заряда

$$Q_{\text{шп}}^* = q_0 l_{\text{шп}} = E W l_{\text{шп}}. \quad (1.24)$$

Подставив значения  $E$  в формулы (1.22; 1.24), получим:

$$q_0 = [0,4 + K_{\text{мон}} (0,58 - 0,032V_{\max})]; \quad (1.25)$$

$$Q_{\text{шп}}^* = [0,4 + K_{\text{мон}} (0,58 - 0,032V_{\max}) W l_{\text{шп}}]. \quad (1.26)$$



Общий расход ВВ на контурные шпуры

$$Q_k = Q_{\text{шп}}^* N_k = 1,05 [0,4 + K_{\text{мон}} (0,58 - 0,032V_{\text{max}})] \sqrt{W} l_{\text{шп}} \Pi, \quad (1.27)$$

где  $K_{\text{мон}} = 1$  — для монолитных пород;  $K_{\text{мон}} = 0,5$  — для пород средней крепости;  $K_{\text{мон}} = 0$  — для сильнотрещиноватых пород.

Удельный расход в донной части заряда контурных шпуров принимают равным  $q_d = 0,2-0,4$  кг в обычных условиях;  $q_d = 0,4-0,6$  в условиях зажима.

Общий расход на донные заряды

$$Q_d = q_d N_k = 1,05 q_d \frac{\Pi}{\sqrt{W}}. \quad (1.28)$$

Применение донных зарядов целесообразно предусматривать для угловых оконтуривающих шпуров. Основным требованием к конструкции контурных зарядов является равномерность распределения ВВ по длине шпуров.

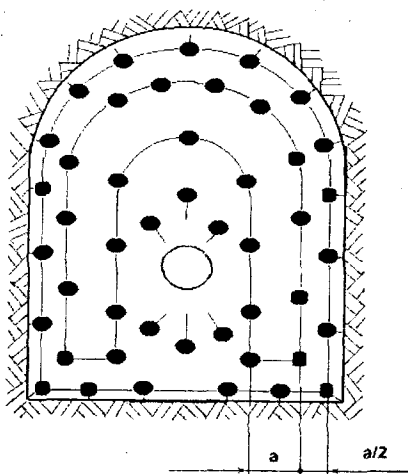
Рассмотрим технологию предварительного щелеобразования для получения контура выработки в пределах проектного сечения.

## 1.8. Предварительное щелеобразование

Производится для достижения тех же результатов, которые получаются при контурном взрывании. При предварительном щелеобразовании оконтуривающие шпуры взрывают в первую очередь для создания отрезной щели по контуру проводимой горной выработки. Отрезная щель образуется по линии, соединяющей шпуры, при этом расстояние между ними составляет 30–40 см в крепких и средней крепости породах, а в слабых — 45–60 см. Как показали экспериментальные взрывные работы на шахтах им. Изотова, «Комсомолец», ПО «Артем-

**Рис. 1.8. Схема расположения шпуров на забое при проведении выработки методом предварительного щелеобразования:**

$a$  — расстояние между шпурами;  $a/2$  — расстояние между предконтурными и контурными шпурами



уголь», оптимальное расстояние между шпурами и масса заряда ВВ в донной части зависят от горно-геологических условий залегания пород, их физико-технических свойств.

Анализ экспериментальных работ, проведенных на шахтах Донбасса, показал, что у крайних шпуров образованные трещины отклоняются от схемы расположения шпуров и следуют по направлению естественного кливажа, однако при сближении шпуров эта тенденция нейтрализуется, и их вынуждают прорасти вдоль линии, соединяющей центры шпуров.

Оптимальные параметры предварительного щелеобразования на основе экспериментальных взрываний при проведении горных выработок на шахтах «Лутугина», «Прогресс», ПО «Горезантрацит»:  $d_{зар} = 25-28$  мм в зависимости от крепости и трещиноватости пород, расстояние между шпурами  $0,35-0,5$  м.

Если нет ограничений уровня сейсмических колебаний, применяется одновременное взрывание. При необходимости уменьшения сейсмических колебаний целесообразно применять короткозамедленное взрывание, так как интенсивность трещинообразования в этом случае гораздо меньше, чем при одновременном взрывании, но в этом случае необходимо уменьшить расстояние между зарядами (шпурами). При этом, как показал опыт про-

ведения горных выработок, следует применять электродетонаторы с минимальным интервалом замедления и минимальным разбросом во времени срабатывания. Если при этом время срабатывания будет слишком большим, то щелеобразование по контуру выработки не происходит.

Для щелеобразования можно применять различные схемы короткозамедленного взрывания; при этом взрывающиеся заряды по контуру выработки распределяются по группам, каждая из которых инициируется одновременно, а интервал ступеней замедления выбирают таким образом, чтобы масса заряда в каждой ступени была небольшой. Опыт предварительного щелеобразования при проведении горных выработок на угольных шахтах Донбасса показал, что ориентировочно рекомендуемая масса в донной части заряда при глубине шпуров составляет:  $l_{\text{шп}} = 2$  м,  $Q_d = 0,05$  кг;  $l_{\text{шп}} = 2-4$  м,  $Q_d = 0,1$  кг;  $l_{\text{шп}} = 6-10$  м,  $Q_d = 0,5$  кг.

Для предварительного щелеобразования необходимо оконтуривающие шпуры взрывать перед обуриванием и взрыванием остального комплекта шпуровых зарядов. При этом шпуры, примыкающие к щелеобразующему ряду, необходимо располагать от него на расстоянии, равном половине расстояния между шпурами в заходке, причем этот параметр справедлив для шпуров с различным диаметром (рис. 1.8). Рассмотрим порядок расчета параметров при предварительном щелеобразовании.

## 1.9. Расчет параметров взрывных работ при предварительном щелеобразовании

Рассмотрим массив, в котором расположены два цилиндрических шпура (см. рис. 1.8) радиусом  $a_1$ , при расстоянии между зарядами  $a$ . Предположим, что в момент

$t = 0$  (одновременно) каждый шпур подвергается действию взрывного импульса. Цилиндрический фронт УВ распространяется радиально от каждого шпура со скоростью  $C_p$ , по истечении времени  $a/2C_p$  фронты УВ встретятся в промежутке между двумя шпурами, где сжимающие напряжения достигнут максимального значения

$$\sigma_{с.ж. \max} = P_B \sqrt{a/r} e^{-kt}, \quad (1.29)$$

где  $P_B$  — давление в шпуре;  $r$  — радиальное расстояние от заряда;  $k$  — постоянная времени,

$$\text{так как } t = \frac{d}{2C_p}, \text{ то } \sigma_{с.ж. \max} = P_B \sqrt{2a/d} e^{\frac{kd}{2C_p}}. \quad (1.30)$$

В направлении по касательной к фронту УВ на горную породу действуют напряжения, равные

$$E\nu = -\sigma P_B \sqrt{2a/d} e^{\frac{kd}{2C_p}}, \quad (1.31)$$

где  $E$  — модуль Юнга;  $\nu$  — коэффициент Пуассона.

Общее напряжение параллельного осей цилиндра уменьшается силой сжатия породы в объеме, разрушаемом взрывом.

Другая тангенциальная составляющая не уменьшает этой силой и приводит к образованию трещины между шпурами, если предположить, что  $E\nu$  превышает предел прочности породы на растяжение.

Рассмотрим точку на плоскости, параллельной осям и находящейся между ними. Пусть эта плоскость будет перпендикулярна плоскости, образованной осями цилиндра.

Проведем линию по радиусу от одной из осей через эту точку. Предположим, что эта линия образует угол  $\theta$  с линией  $AB$ . В этой точке сжимающая сила в момент встречи волн имеет максимальную величину

$$P_N = \cos \theta P_B \sqrt{2a \cos \theta / d} e^{-\frac{kd}{2C_p}}. \quad (1.32)$$

Тангенциальное напряжение при этом вычисляется по формуле

$$\tau_N = -\frac{\mu}{E} \cos \theta P_B \sqrt{2a \cos \theta / d} e^{-\frac{kd}{2C_p \cos \theta}}. \quad (1.33)$$

Тангенциальное напряжение в точках, не лежащих на линии, которая связывает две оси, уменьшается по следующим причинам:

$$1) \text{ отношение } r = \frac{-kd}{2C_p \cos \theta} < -\frac{kd}{2C_p}, \quad (1.34)$$

следовательно,  $e^{-r} < e^{-\frac{kd}{2C_p}}$ , отсюда

$$2) \quad 2a \cos \theta < 2a;$$

$$\sqrt{2a \cos \theta / d} < \sqrt{2a / d}; \quad (1.35)$$

$$3) \quad \cos \theta P_B < P_B, \quad (1.36)$$

так как предел прочности пород на сжатие больше, чем предел прочности их на растяжение (13–16 раз), поэтому разрушение не происходит вблизи точки, а трещины образуются в том случае, когда расстояние между шпурами достаточно мало. При этом возникают дополнительные напряжения за счет увеличения диаметра (радиуса) цилиндрических шпуров. Увеличение радиуса от  $a_1$  до  $a_1 + \Delta r$  приводит к возрастанию длины окружности цилиндра от  $2\pi a_1$  до  $2\pi(a_1 + \Delta r)$ , таким образом прирост длины окружности составляет:

$$\Delta C = 2\pi \Delta r. \quad (1.37)$$

Эти напряжения стремятся создать радиальные трещины вокруг шпуров во всех направлениях.

Величина силы, стремящейся вызвать смещение частиц, определяется по формуле

$$F = 2 \sin \theta P_B \sqrt{2a \cos \theta / d} e^{\frac{kd}{2C_p \cos \theta}}. \quad (1.38)$$

При расчете массы ВВ необходимо учитывать давление в шпуре  $P_B$  и увязывать его с давлением при детонации заряда:

$$P_B = V_e P_0 / (2V_C), \quad (1.39)$$

где  $V_e$  — объем ВВ;  $V_C$  — объем зарядной полости.

Расчет производится с учетом объема цилиндра высотой  $h$  и радиусом  $a$ , где  $h$  — расстояние между центрами рассредоточенных зарядов в шпуре.

При этом  $V_e$  выбирается из условия:  $P_B < [\sigma_{сж}]$ , где  $[\sigma_{сж}]$  — прочность породы на сжатие.

В.И. Дюваль предположил, что разрушающий фактор может быть заменен:

$$\tau = e^{-\frac{\alpha R}{C}}, \quad (1.40)$$

где  $R$  — расстояние по радиусу;  $C$  — радиус заряда;  $\alpha$  — постоянная поглощения,  $\alpha \approx 0,03$  и не зависит от ВВ.

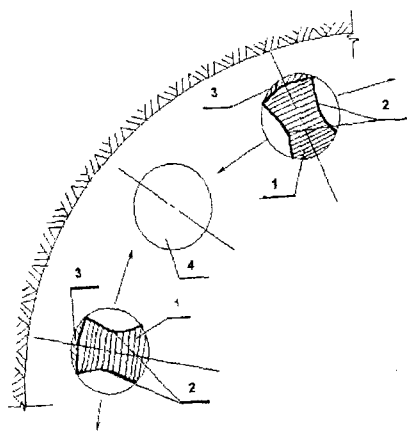
Рассмотрим технологию оконтуривания горной выработки с применением зарядов ВВ с продольными кумулятивными облицовками.

## **1.10. Оконтуривание горных выработок с использованием зарядов с двусторонними кумулятивными облицовками, расположенными параллельно оси заряда**

Впервые при оконтуривании заезда на промквершлаг участка № 70 гор. 870 м шахты им. Изотова ПО «Артемуголь» были использованы удлиненные заряды с двусторонними кумулятивными облицовками, расположенными параллельно оси заряда. Расстояние между за-

ряженными шпурами было принято 0,65–0,75 м, в качестве ВВ — аммонит Т-19, СИ-ЭДКЗ-ПМ-15. Для забойки использован запирающий эффект песчано-глинистой смеси с соотношением песка и глины: 0,75:1; 1:1,2; 2:1. Кумулятивные экраны, установленные в контурных зарядах, были ориентированы к линии, соединяющей оси зарядов, направленные навстречу друг другу. Между двумя кумулятивными зарядами был компенсационный шпур, который использовался в качестве дополнительной свободной поверхности. Для уменьшения зоны трещинообразования в глубине массива вдоль кумулятивных зарядов со стороны внешнего контура устанавливались демпфирующие экраны, изготовленные из деревянных реек. Схема расположения зарядов по контуру выработки представлена на рис. 1.9.

В результате проведенных десяти опытных взрываний комиссией было установлено, что применение продольных кумулятивных выемок вдоль оси удлинённых зарядов малого диаметра (25 мм) и демпфирующих прокладок из пористых материалов (деревянные рейки, пенополиуретановые прокладки и т.д.) позволяет получить контур выработки, близкий к проектному, при котором переборы пород не превышают 2 % общего объема взорванной породы, а разность между выступами и впадинами по вновь образованному контуру не более 3 см.



**Рис. 1.9. Схема оконтуривания горной выработки с продольными кумулятивными облицовками:**

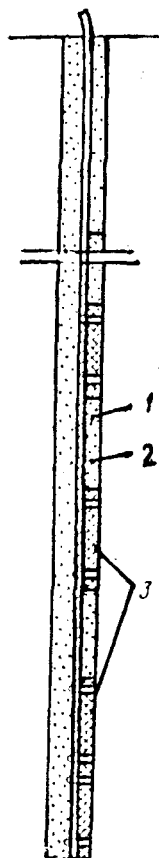
1 — заряд ВВ; 2 — продольная кумулятивная облицовка; 3 — демпфирующая прокладка; 4 — компенсационный шпур

Таким образом было установлено, что применение удлиненных зарядов с двусторонними кумулятивными облицовками, направленными вдоль линии будущего контура, уменьшает динамическое воздействие взрыва на приконтурный массив (использование демпфирующих экранов), позволяет оконтурить выработку в пределах проектного сечения, значительно уменьшить нарушенность законтурного массива и довести переборы пород до 2 %.

Наряду с рассмотренными взрывными технологиями нарушенность законтурного массива можно уменьшить методом буферного взрывания.

### **Буферное взрывание при проведении горных выработок**

Буферное взрывание проводится в целях уменьшения переборов пород и нарушенности законтурного массива. Для проведения буферного взрывания по периметру горной выработки бурят ряд шпуров. Шпуры заряжают низкобризантным ВВ с малой плотностью заряжания, с ярусным расположением зарядов ВВ. Для обеспечения полноты детонации ярусных зарядов прокладывается нить ДШ. Соотношение между диаметром патронов и диаметром шпуров должно быть таким, чтобы более половины сечения шпура было занято песчаной забойкой, амортизирующей действие УВ на стенку зарядной камеры.



**Рис. 1.10. Конструкция заряда при буферном взрывании:**

1 — забойка; 2 — нить ДШ; 3 — заряд низкобризантного ВВ



Практикой ведения взрывных работ установлено, что с увеличением диаметра шпуров и размера забойки амортизирующее действие возрастает. Линия наименьшего сопротивления между шпурами зависит от свойств взрывааемых пород, типа применяемого ВВ. Взрывание буферных зарядов производится с применением короткозамедленного или замедленного взрывания. Максимальная глубина шпуров зависит от типа применяемого бурового оборудования и необходимой величины подвигания забоя.

### **1.11. Выбор технического критерия оценки эффективности взрывных работ при проведении горных выработок**

При проведении горных выработок буровзрывные работы занимают от 25 до 50 % времени проходческого цикла, причем качество взрывных работ оказывает существенное влияние на трудоемкость и продолжительность других операций (погрузка породы, возведение крепи и т.д.), и в дальнейшем определяют эксплуатационные возможности и последующие затраты на их поддержание. В связи с этим определение и выбор технического критерия оценки эффективности взрывных работ при проведении горных выработок является актуальной задачей.

Главными требованиями при буровзрывном способе проведения горных выработок являются высокий коэффициент использования шпуров и минимальное разрушение в законтурной части массива (образование контура выработки, близкого к проектному).

Таким образом, при выборе критерия оценки эффективности разрушения горных пород необходимо решить две противоречивые задачи: получить высокий КИШ и образовать глубокую воронку выброса, что важно для

формирования глубокого вруба, от которого зависит дальнейшая эффективность разрушения породы вспомогательными и отбойными шпурами. Для решения первой части поставленной задачи (для формирования глубокого вруба) наиболее простым методом является увеличение массы взрываемого ВВ (удельного расхода ВВ), что влечет за собой интенсивное динамическое воздействие энергии взрыва по всему забою, в том числе и в приконтурной части массива.

Таким образом, остается один технологический критерий оценки эффективности взрывных работ — КИШ, который необходимо увеличить при сложившихся обстоятельствах.

На основании изложенного следует:

а) основным критерием оценки эффективности взрывного разрушения горных пород при проведении горных выработок является КИШ, увеличение которого позволит улучшить эффективность взрывного разрушения породы в донной части шпура;

б) для поддержания высокого КИШ и формирования контура выработки в пределах проектного сечения необходимо обеспечить минимальное динамическое воздействие взрыва на приконтурную часть массива. В этом случае образуется минимальная нарушенность контурного пространства, а переборы не будут превышать 5 % от общего объема взрываемых пород. Данное условие может быть реализовано ранее описанными методами.

## **1.12. Буровзрывные работы при проходке вертикальных стволов шахт**

Основными параметрами взрывных работ при проходке вертикальных стволов шахт являются: удельный расход ВВ, общий расход ВВ на взрыв, масса заряда ВВ в одном шпуре, глубина шпура, площадь забоя, прихо-

дящаяся на один шпур, общий объем буровых работ на цикл, удельный расход бурения на сооружение 1 м ствола, тип ВВ и СИ, схема инициирования зарядов ВВ.

В соответствии с проектом на проходку ствола должны быть известны: диаметр ствола, физико-технические свойства пород, в которых сооружается ствол (крепость пород по шкале М.М. Протодяконова или другие упругопрочностные свойства), опасность забоя по пылегазовому фактору, его обводненность.

На основе перечисленных данных выбираем тип ВВ и СИ, тип буровой установки для бурения шпуров (скважин), диаметр патрона ВВ, в соответствии с принятой буровой установкой и технологией проходки ствола принимаем глубину шпуров.

1. Рассчитываем объем взрываемой породы за цикл

$$V_{\text{зах}} = S_{\text{пр}} l_{\text{шп}} \eta, \quad (1.41)$$

где  $S_{\text{пр}}$  — площадь сечения ствола в проходке, м<sup>2</sup>;  $l_{\text{шп}}$  — глубина шпура, м;  $\eta$  — коэффициент использования шпуров.

2. Определяем удельный расход ВВ по формуле проф. М.М. Протодяконова

$$q = 0,4 \left( \sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right) e^{-k} \quad (1.42)$$

или проф. Н.М. Покровского

$$q = q_1 S_1 e_1 v, \quad (1.43)$$

или принимаем табличный удельный расход в зависимости от свойств взрываемых горных пород; после двух-трех опытных взрываний во всех случаях удельный расход ВВ в обязательном порядке подлежит корректировке, что необходимо для составления постоянного паспорта БВР.

3. Рассчитываем расход ВВ на заходку

$$Q_{\text{ВВ}} = q V_{\text{зах}}; \quad (1.44)$$

определяем массу заряда ВВ в одном шпуре

$$Q_{\text{ВВ}}^{\text{шп}} = \frac{\pi d_3^2}{l_{\text{зар}}} \rho_0 = 0,785 d_3^2 l_{\text{зар}} \rho_0, \quad (1.45)$$

где  $d_3$  — диаметр заряда;  $l_{\text{зар}}$  — длина полости заряда;  $\rho_0$  — плотность заряжения.

4. Определяем число шпуров

$$N_{\text{шп}} = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{Q_{\text{ВВ}}^{\text{шп}}}. \quad (1.46)$$

5. Далее располагаем шпуры на забое ствола. Наиболее рациональным является их расположение по концентрическим окружностям.

6. Определяем площадь забоя, приходящуюся на один шпур

$$S = \frac{S_{\text{шп}}}{N}. \quad (1.47)$$

7. Принимая площадь, приходящуюся на один шпур, за окружность, определяем ее диаметр

$$d' = \sqrt{\frac{4S}{\pi}} = \sqrt{1,27S}. \quad (1.48)$$

Полученное значение  $d'$  принимаем за среднее расстояние между концентрическими окружностями и шпурами на окружностях.

8. Определяем число концентрических окружностей, по которым располагаются шпуры

$$N'_{\text{окр}} = \frac{d_{\text{ств}}}{2d'}, \quad (1.49)$$

где  $N'_{\text{окр}}$  — число концентрических окружностей;  $d_{\text{ств}}$  — диаметр ствола, м.

Число шпуров на каждой окружности при геометрическом построении корректируем таким образом,

чтобы было удобно при разметке и незначительное расхождение с расчетным.

По центру ствола, для повышения эффективности взрывных работ, бурят центральную скважину диаметром не менее 200 мм или используют имеющуюся скважину (при ее наличии) при геологоразведочном бурении в месте заложения ствола.

Далее в соответствии с проведенными построениями и расчетами распределяем массу взрывааемых зарядов. В связи с тем, что врубовые шпуров работают в весьма тяжелых условиях зажима и, по существу, при одной свободной поверхности, с учетом свойств взрывааемых пород их массу увеличиваем на 15–25 %.

Заряд вспомогательных и отбойных шпуров в этом случае равен расчетному, а масса заряда ВВ в контурном ряде шпуров должна быть уменьшена в целях недопущения интенсивного трещинообразования, разрушений

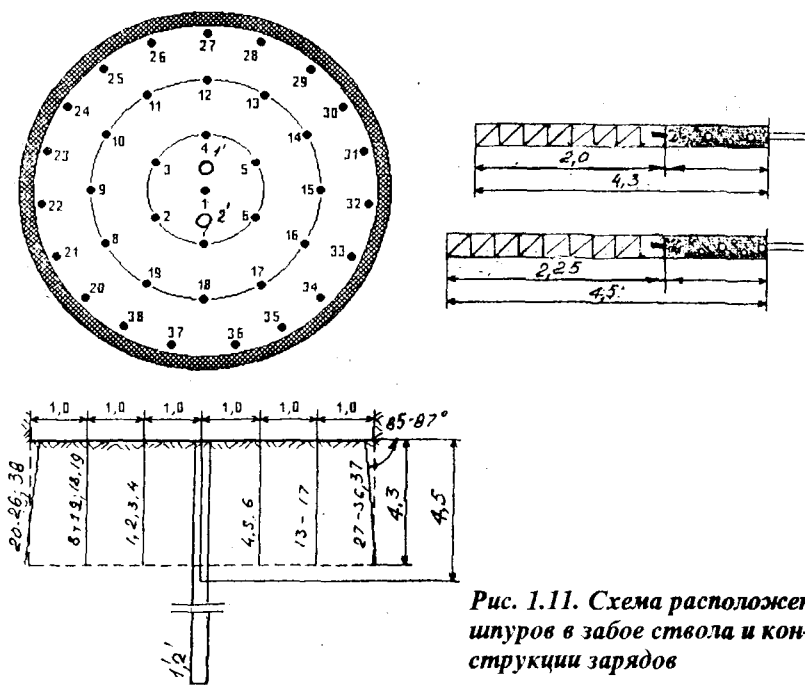


Рис. 1.11. Схема расположения шпуров в забое ствола и конструкции зарядов

и значительных переборов породы в законтурном массиве, или применена комбинированная конструкция зарядов ВВ.

На основе расчетных параметров составляют паспорт БВР (в двух проекциях схема расположения шпуров, расчетные и исходные параметры ВР), схему коммутации взрывной сети, выбирают тип взрывного прибора, тип и конструкцию заряда и забойки.

Кроме существующих методов расчета параметров БВР, имеются рекомендуемые схемы расположения шпуров при проходке стволов шахт (ВНИИОМШС).

Типовая схема расположения шпуров в забое ствола приведена на рис. 1.11.

---

*Глава 2*

**БУРОВЗРЫВНЫЕ  
РАБОТЫ  
ПРИ ПРОВЕДЕНИИ  
ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК  
БОЛЬШОГО СЕЧЕНИЯ**

---

---

Эффективность строительства подземных сооружений, в том числе и выработок большого сечения в крепких горных породах, зависит от применения высокопроизводительного бурового оборудования, передовой техники и технологии ведения взрывных работ, породоборочного и доставочного циклического и непрерывного транспорта, механизации возведения постоянной крепи. Достижение высоких темпов проведения горных выработок в подземных условиях в основном определяется совершенством буровзрывного комплекса, трудоемкость и затраты которого составляют от 35 до 60 % времени всего горнопроходческого цикла.

Выбор оптимальной технологии ведения ВР в подземных условиях и отдельных параметров является весьма трудоемким процессом ввиду тесной их взаимосвязи.

Рассмотрим взаимосвязь отдельных параметров на основе обобщения опыта проведения выработок большого сечения в России и за рубежом, а именно: влияние удельного расхода ВВ на остальные параметры взрывного комплекса.

## 2.1. Определение удельного расхода ВВ

Удельный расход ВВ при проведении выработок большого сечения и тоннелей является основным параметром, на основе которого определяют все остальные расчетные характеристики и в целом оценивают эффективность взрывного разрушения горных пород.

Снижение удельного расхода ВВ приводит к уменьшению КИЩ, неравномерному дроблению горной породы, плохому оконтуриванию проводимой горной выработки, при завышении удельного расхода ВВ происходят излишние разрушения пород в кровле и боках вы-



работки, формирование мощных УВ, вызывающих разрушение постоянной и временной крепи, неравномерное дробление и разлет породы, перерасход ВВ.

При определении удельного расхода ВВ существуют два основных подхода.

*Первый* характеризуется необходимым количеством ВВ для разрушения породы в пределах проектного сечения выработки.

В основу этого принципа положена взрываемость горных пород. Под взрываемостью пород, в данном случае, понимается необходимая масса ВВ для разрушения уступа породы высотой 0,5 м зарядом в вертикальном шпуре, расположенным от края уступа на расстоянии 0,5 м ( $W = 0,5$  м).

Зная взрываемость, теоретическими расчетами или по номограмме устанавливают максимальную л.н.с. одного шпура, после чего определяют величину заряда.

На основе этого подхода определяется удельный расход при проведении выработок большого сечения (шведские исследователи, а в России — В.М. Мостков).

*Второе* направление характеризует объемный подход к определению необходимого расхода ВВ:

$$Q_{\text{общ}} = qV, \quad (2.1)$$

где  $q$  — удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $V$  — объем породы, подлежащей разрушению взрывом в пределах проектного сечения горной выработки, м<sup>3</sup>.

Этот подход основан на определяющей роли удельного расхода ВВ при проектировании всего буровзрывного комплекса.

Первый метод определения удельного расхода ВВ характеризуется следующими недостатками. Необходимая величина заряда и число шпуров определены независимо друг от друга, указанные параметры не связаны со свойствами взрывааемых массивов. Из-за отсутствия функциональной зависимости числа шпуров  $N = f(Q, \sigma_{\text{сж}}$ ,

$\sigma_p, \tau_{сд}, E, \mu$ ) применение формул первого направления не имеет физического смысла:

- зависимости выведены теоретически, а коэффициенты, входящие в формулы, являются эмпирическими;
- при выводе формул делается значительное количество допущений;
- методика и расчетные формулы основаны на принципе определения удельного расхода ВВ при взрывных работах на открытых разработках, что не отражает специфику их ведения в подземных условиях.

Преимуществом второго направления определения удельного расхода ВВ является тот фактор, что физический смысл основан на размещении в разрушаемом массиве количества ВВ, необходимого для отрыва от него определенного объема породы, причем для его реализации следует пробурить определенное число шпуров, взаимосвязанных по своему объему с потребной массой взрывааемых зарядов. Анализируя два подхода, связанных с определением удельного расхода ВВ, можно прийти к заключению, что наиболее целесообразным является второй.

Однако вопрос корректности определения удельного расхода ВВ является дискуссионным на протяжении длительного периода времени, а предложенные различными авторами формулы не отражают существенного изменения удельного расхода ВВ при возрастании сечения выше 30–40 м<sup>2</sup>, из-за чего они не пригодны для выработок сечением более 30 м<sup>2</sup>. Н.И. Рыбин [16] предложил определять удельный расход ВВ для выработок большого сечения по формуле

$$q = \left( 0,3\sqrt{f} + \frac{2}{\sqrt{S}} \right) c k e \psi \omega_{с тр}, \quad (2.2)$$

где  $f$  — коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова;  $S$  — площадь сечения тоннеля,

$m^2$ ;  $c$ ,  $k$ ,  $e$ ,  $\psi$ ,  $\omega_{стр}$  — коэффициенты, учитывающие соответственно диаметр заряда, глубину шпура, относительную силу ВВ, плотность заряжения и структуру пород.

Формула Н.И. Рыбина представляет собой видоизмененную формулу проф. М.М. Протодяконова с приведенными поправками, учитывающими соответствующие условия ведения взрывных работ.

Шведский ученый У. Лангефорс предлагает удельный расход ВВ определять по формуле [6]

$$q = \frac{14}{S} + 0,8. \quad (2.3)$$

Формула У. Лангефорса справедлива для конкретных условий сооружения тоннеля в Швеции с учетом использования ВВ малых диаметров шведского производства, специальной взрывной технологии и не применима для условий проведения тоннелей в России.

## **2.2. Влияние площади сечения выработки на удельный расход ВВ**

Общеизвестно, что процесс взрывного разрушения горных пород происходит в условиях интенсивного зажима, особенно это характерно при одной свободной поверхности. Анализ статистической обработки данных показал, что с увеличением площади поперечного сечения выработки удельный расход ВВ гиперболически уменьшается. В объяснении причин уменьшения удельного расхода ВВ при увеличении площади поперечного сечения выработки существует много противоречивых мнений. Э.О. Миндели [10, 11] объясняет это явление наличием напряженно-деформированного состояния близи забоя, следствием которого является образование зоны «отжима» и концентрации касательных напряжений, направленных в сторону свободной поверхности.

Н.М. Покровский [14] причину интенсивного зажима объясняет неравномерностью возрастания периметра выработки по сравнению с ее объемом. Для образования любой подземной выработки необходимо отделить определенный объем горной породы от основного массива, для чего требуется преодолеть сопротивление частиц отрыву от основного массива, при этом с увеличением поверхности отрыва увеличивается энергия, расходуемая на разрушение. При этом поверхность отрыва не находится в прямой зависимости от сечения проводимой горной выработки. При проведении горных выработок с меньшим поперечным сечением на единицу поверхности отрыва затрачивается большее количество ВВ, то есть происходит увеличение удельного расхода ВВ на  $1 \text{ м}^3$  разрушаемого массива.

Количество ВВ, необходимого для отрыва  $1 \text{ м}^2$  поверхности забоя в выработках любого поперечного сечения, стремится оставаться постоянным для пород с одинаковыми физико-техническими свойствами.

### **2.3. Влияние свойств взрывааемых пород на удельный расход ВВ**

Влияние физико-технических свойств массива на эффективность взрывного разрушения горных пород является очевидным фактом, однако до настоящего времени нет общепринятого критерия оценки их сопротивляемости при взрывном нагружении. Наиболее распространенным методом такой оценки является крепость горных пород по шкале проф. М.М. Протодяконова, дающая усредненную сопротивляемость пород разрушению и ориентировочно равную  $0,01[\sigma_{сж}]$ .

Эффективность взрывного разрушения горных пород в большей степени зависит от структуры разрушаемого массива (трещиноватость, слоистость, блочность, напластование и т.д.), которая не учитывается коэффициентом крепости.

Различные исследователи стремятся оценить сопротивляемость породы взрывному разрушению в зависимости от количества ВВ, необходимого для разрушения единицы объема в массиве. Такими величинами являются нормальный удельный расход ВВ и взрываемость пород.

Для оценки взрываемости горных пород целесообразно использовать подход проф. А.Ф. Суханова, который считал, что разрушаемость породы зависит от фактического расхода ВВ для каждого конкретного случая с обязательным учетом способа выемки. Взрываемость пород, по А.Ф. Суханову,  $\text{кг/м}^2$ , математически описывается зависимостью

$$B = \frac{qV}{P_0}, \quad (2.4)$$

где  $V$  — объем пород, подлежащих разработке,  $\text{м}^3$ ;  $P_0$  — поверхность отрыва,  $\text{м}^2$ ;  $q$  — фактический удельный расход ВВ,  $\text{кг/м}^3$ .

При этом автор рекомендует определять взрываемость опытным путем, что предусмотрено при отработке и корректировке паспортов БВР, либо обобщением значительного количества статистических данных по удельным расходам ВВ при проведении горных выработок в идентичных условиях.

Учитывая тот фактор, что взрываемость пород является величиной постоянной для пород с одинаковой крепостью и одного типа ВВ, ее можно определять при проведении выработок различного сечения.

Ориентировочные данные взрываемости горных пород выведены на основе обобщения данных практики при сооружении выработок большого сечения [12].

## 2.4. Влияние числа взрывааемых шпуров на эффективность взрывных работ

Качественные и количественные показатели взрыва при проведении выработок большого сечения прежде всего зависят от правильного определения числа шпуров на забое и их размещения.

Для определения числа шпуров на забое выработки В.М. Мостков [9] рекомендует пользоваться формулой

$$N = \frac{S}{W_0^2} + \frac{P}{W_0}, \quad (2.5)$$

где  $W_0$  — л.н.с. шпура, м;  $P$  — периметр выработки, м;  $S$  — площадь сечения выработки в проходке, м<sup>2</sup>.

По мнению Н.М. Покровского, в забое должно быть такое число шпуров, которое необходимо для размещения расчетного количества ВВ и забойки:

$$N_{\text{шп}} = \frac{Q_{\text{об шп}}}{Q_{\text{шп}}}, \quad (2.6)$$

где  $Q_{\text{шп}}$  — масса ВВ в одном шпуре, кг,

или

$$N = \frac{qlS}{\frac{\pi d^2}{4} l k \gamma} = 1,24 \frac{qS}{k \gamma d^2}, \quad (2.7)$$

где  $k$  — коэффициент заряжения шпуров;  $l$  — глубина шпура, м;  $\gamma$  — плотность заряжения, кг/м<sup>3</sup>.

При этом число шпуров по контуру при проведении выработок большого сечения контурным взрыванием составляет

$$N_{\text{к о н}} = 0,34 N_{\text{о б шп}}. \quad (2.8)$$

## 2.5. Влияние типа применяемого ВВ на эффективность взрывного разрушения пород

Основной характеристикой, определяющей эффективность применяемых ВВ, является скорость детонации. Опыт ведения взрывных работ на горнодобывающих предприятиях показал, что с увеличением скорости детонации интенсифицируется степень дробления горных пород. На основе проведенных исследований в ИГД им. А.А. Скочинского была установлена зависимость теплоты взрыва  $Q_{взр}$  от удельного расхода ВВ, свидетельствующая, что с увеличением  $Q_{взр}$  удельный расход ВВ уменьшается. На основе полученных результатов были найдены переводные коэффициенты от одного типа ВВ к другому в зависимости от детонационных и взрывчатых характеристик.

Значения переводных коэффициентов различных типов ВВ приведены в табл. 2.1.

Таблица 2.1

№ п/п	Типы ВВ	Переводной коэффициент
1	Аммонит № 6ЖВ	1,0
2	Аммонит скальный № 1 прессованный	0,81
3	Аммонал скальный № 3	0,8
4	Детонит М	0,82
5	Алюмотол	0,83
6	Гранулит АС-8	0,89
7	Граммонит 79/21	1,0
8	Динафталит	1,04
9	Гранулит М	1,13
10	Игданит	1,13
11	Граммонит 30/70	1,14

## 2.6. Влияние глубины шпуров на удельный расход ВВ

Важнейшим фактором, определяющим трудоемкость горнопроходческих работ, является глубина шпуров, от которой зависит продолжительность проходческого цикла.

В практике сооружения выработок большого сечения и тоннелей глубина шпуров обуславливается в первую очередь техническими возможностями имеющегося в наличии бурового оборудования, устойчивостью пород, принятой технологией проходки. В.П. Волков [1] рекомендует глубину шпуров определять по формуле

$$l = \frac{b}{4}(\operatorname{tg}\alpha - 0,1\sin\alpha), \quad (2.9)$$

где  $\alpha$  — угол наклона шпура, градус;  $b$  — ширина выработки, м.

По А.Ф. Суханову, при строительстве тоннелей наиболее целесообразно глубину шпуров определять по формуле

$$l = b / \left( 4 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} \right). \quad (2.10)$$

Американские и немецкие исследователи рекомендуют глубину шпуров определять по формуле

$$l = (0,5 - 0,55)b. \quad (2.11)$$

Шведская практика сооружения тоннелей:

$$l^{0,3} = \frac{50W_{\max}}{B_{\text{ш}} h_3^{0,3} d_3^{0,8}}, \quad (2.12)$$

где  $W_{\max}$  — максимальная л.н.с., м;  $B_{\text{ш}}$  — показатель взрываемости пород;  $h_3$  — длина заряда ВВ, м;  $d_3$  — диаметр заряда.

Однако с появлением высокопроизводительной и мобильной буровой техники, позволившей внедрить



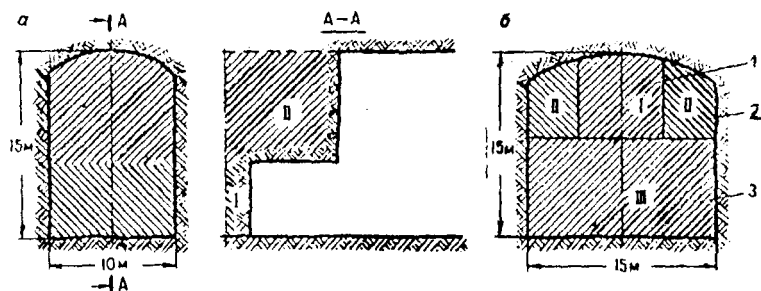
прямые врубы при проведении тоннелей, все ранее приведенные формулы теряют свой смысл, а глубина шпуров определяется техническими возможностями применяемого бурового оборудования, продолжительностью проходческого цикла, свойствами и устойчивостью пород, в которых проводится горная выработка.

## 2.7. Расположение шпуров на забое выработки большого сечения и расчет основных параметров БВР

Рациональное расположение шпуров на забое выработки имеет важное значение для обеспечения высокого КИШ, качественного оконтуривания, малого развала, необходимого грансостава отбитой горной породы.

Возросшие требования к качеству оконтуривания, сокращение объема переборов пород в пределах проектного сечения привели к разработке новых схем расположения и взрывания шпуров, обеспечивающих высокую эффективность взрывных работ.

Рассмотрим технологию взрывных работ при проведении горных выработок большого сечения (рис. 2.1):

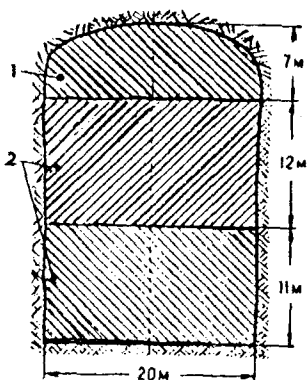


**Рис. 2.1. Схемы проведения подземных камер:**

*a* — нижней опережающей выработкой; *б* — верхней передовой выработкой; I-III — очередность взрывания; 1 — передовая выработка; 2 — потолкоуступающая выемка пород; 3 — уступающая выемка

*Рис. 2.2. Схема проведения камеры уступным забоем с верхним расположением опережающей выработки:*

1 — опережающая выработка; 2 — уступ



а) полным забоем — при наличии бурового оборудования, обеспечивающего бурение шпуров на всю высоту и ширину выработки, с минимальным числом перемещений буровой установки, с обязательным заряданием шпуров с площадки, установленной на буровой установке;

б) веерное размещение скважин, обеспечивающих при их взрывании оконтуривание выработки в пределах проектного сечения;

в) проведение передовой выработки малого сечения, расположенной в кровле или другом месте, с последующим ее расширением до проектных размеров;

г) проведение выработок большого сечения методом нижнего уступа (рис. 2.2, 2.3).

В этом случае составляют два проекта БВР:

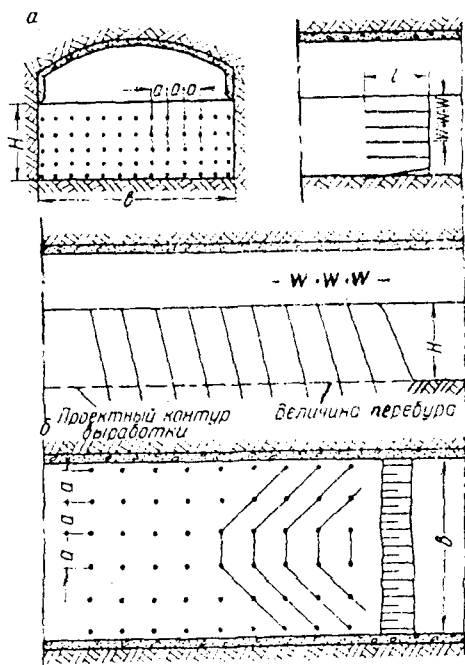
- на разработку пород верхней части выработки;
- нижнего уступа.

Буровзрывная выемка пород в верхней части выработки практически ничем не отличается от технологии проведения горных выработок полным сечением.

Разработка пород нижнего уступа имеет ряд особенностей, которые не позволяют использовать формулы для расчета параметров БВР, применяемые при разработке уступов на земной поверхности. В связи с этим рассмотрим существующие технологии разработки нижних уступов:

а) бурением и взрыванием горизонтальных шпуров;

б) бурением и взрыванием наклонных или вертикальных скважин (нисходящих).



**Рис. 2.3. Схемы разработки нижнего уступа при сооружении выработок большого сечения:**

*a* — методом горизонтальных шпуров; *б* — методом нисходящих скважин

Сущность этого метода заключается в том, что забой нижнего уступа обуривают горизонтально расположенными шпурами аналогично обычному способу проведения горных выработок. В этом случае бурение производится с почвы уступа, когда буровое

оборудование позволяет обуривать забой на всю высоту уступа, либо с проходческих полков.

Преимущества шпурового метода:

- использование бурового оборудования, применяемого для бурения шпуров в верхней части выработки;
- минимальный разброс породы;
- высокая и равномерная степень дробления пород, обеспечивающая высокопроизводительную уборку породы;
- высокий КИШ за счет использования второй дополнительной поверхности;
- минимальная масса одновременно взрываемого ВВ обеспечивает сохранность постоянной крепи в верхней части выработки;
- хорошая проработка почвы выработки.

Недостатки: ограниченное подвигание забоя уступа за взрыв; невозможность совмещения проходческих операций в верхней части забоя и на уступе.

По методу нисходящих скважин уступ обуривается из почвы ранее проведенной передовой выработки. В этом случае погрузка породы и другие операции проходческого цикла могут быть совмещены во времени с бурением скважин.

К преимуществам этого метода относятся:

- а) возможность совмещения бурения скважин с уборкой породы;
- б) неограниченная длина подвигания забоя;
- в) минимальный процент вспомогательных работ;
- г) возможность высоких темпов проведения выработки.

Недостатки:

- а) необходимость второго комплекта бурового оборудования для бурения скважин;
- б) низкая точность получения проектного контура выработки в уступной ее части;
- в) недопустимость отказов при взрывании зарядов ВВ в уступной части забоя;
- г) затраты труда на ликвидацию (уборку) породы в области «перебура» скважин.

Анализ преимуществ и недостатков каждого из методов позволяет отдать предпочтение скважинному способу разработки уступа, при котором совмещаются операции проходческого цикла и достигаются высокие темпы проведения выработок.

**Параметры БВР при разработке нижнего уступа шпуровыми зарядами методом горизонтальных шпуров.** Удельный расход ВВ ориентировочно принимается тот, который был принят оптимальным при проведении передовой выработки в кровле. Однако при этом необходимо учитывать, что в этом случае работа взрыва значительно облегчается ввиду наличия второй обнаженной поверхности, поэтому фактический удельный

расход ВВ на разработку уступа может быть в этом случае сокращен на 30–40 %. Разработка нижнего уступа горизонтальными шпурами аналогична расширению ранее проведенной выработки до проектных размеров.

Необходимое количество ВВ на нижний уступ

$$Q_{н.у} = Q_{общ} - Q_{в.у}, \quad (2.13)$$

где  $Q_{общ}$  — количество ВВ, необходимого для забоя выработки, кг;  $Q_{н.у}$  — количество ВВ для разработки нижнего уступа, кг;  $Q_{в.у}$  — количество ВВ для разработки верхнего уступа, кг.

Удельный расход ВВ на разработку нижнего уступа шпуровыми зарядами определяется по формуле:

$$q_{н.у} = \frac{q\sqrt{S_{в.у}}}{S_{н.у}} \left[ \left( \frac{12 + \sqrt{S_{с.б.ш}}}{12 + \sqrt{S_{в.у}}} \right) \sqrt{S_{с.б.ш}} - \sqrt{S_{в.у}} \right] e, \quad (2.14)$$

где  $S_{в.у}$  — площадь забоя верхнего уступа, м<sup>2</sup>;  $S_{н.у}$  — площадь забоя нижнего уступа, м<sup>2</sup>;  $q_{в.у}$  — фактический удельный расход ВВ для забоя верхнего уступа, кг/м<sup>3</sup>;  $e$  — коэффициент работоспособности ВВ.

Диаметр и глубина шпуров зависят от технических возможностей имеющегося в наличии бурового оборудования, диаметра патронов ВВ, принятой технологии ведения ВР при сооружении выработки.

Общее число шпуров для забоя нижнего уступа определяется по формуле

$$N_{н.у} = 1,75 \frac{q_{н.у} S_{н.у}}{\gamma d_{п}^2}, \quad (2.15)$$

где  $q_{н.у}$  — удельный расход ВВ для забоя нижнего уступа, кг/м<sup>3</sup>;  $S_{н.у}$  — площадь сечения забоя нижнего уступа, м<sup>2</sup>;  $\gamma$  — плотность заряжания, кг/м<sup>3</sup>;  $d_{п}$  — диаметр патронов ВВ, мм.

При разработке забоя нижнего уступа горизонтальными шпурами их необходимо располагать горизонтальными рядами без бурового комплекта.

**Параметры БВР при разработке нижнего уступа скважинными зарядами.** Выбор рационального диаметра скважин зависит от степени дробления горных пород, технико-экономических показателей по буровзрывному комплексу и циклу сооружения выработки. Анализ отечественного и зарубежного опыта отработки уступов позволил рекомендовать при выборе бурового оборудования формулу для расчета оптимального диаметра скважин:

$$d_{\text{скв}} = (0,07-0,08)H_y, \quad (2.16)$$

где  $H_y$  — высота уступа, м.

Величина скважинного заряда вычисляется по формуле

$$Q = q \frac{bWH_y}{\frac{b}{a} + 1}, \quad (2.17)$$

где  $b$  — расстояние между рядами скважин, м;  $a$  — расстояние между скважинами в ряду, м;  $W$  — л.н.с. между скважинами, м;  $H_y$  — высота уступа.

Удельный расход ВВ рассчитывается по формуле, как и при разработке уступа горизонтальными шпурами.

Линия наименьшего сопротивления при этом вычисляется по формуле

$$W = d_c \sqrt{\frac{0,9k\gamma}{q_{н.у}}}, \quad (2.18)$$

где  $d_c$  — диаметр скважин, мм;  $k$  — коэффициент заряжения ( $k = 0,6-0,7$ );  $\gamma$  — плотность заряжения, г/см<sup>3</sup>;  $q_{н.у}$  — удельный расход ВВ для нижнего уступа, кг/м<sup>3</sup>.

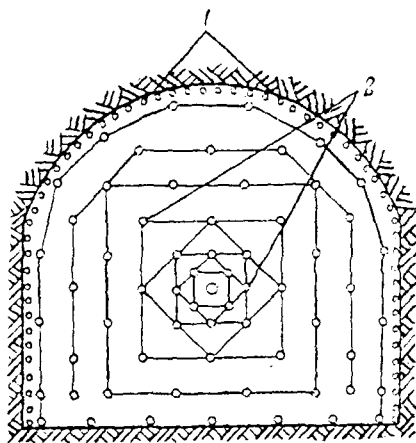
Величина перебура, м, определяется из условия:

$$h_{\text{пер}} = (0,36 - 0,4)W. \quad (2.19)$$

По данным шведских исследователей, величина перебура должна составлять

*Рис. 2.4. Схема расположения шпуров и скважин при проведении выработок большого сечения:*

1 — шпурты для контурного взрыва-  
ния; 2 — скважины



$$h_{\text{пер}} = 0,3W. \quad (2.20)$$

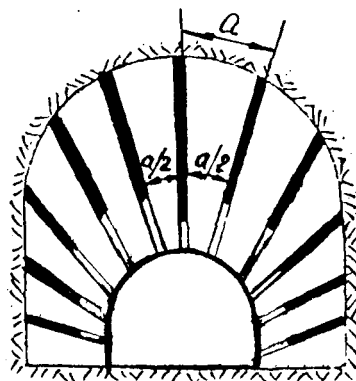
Следует подчеркнуть, что кроме ранее приведенных факторов на эффективность взрывных работ существенное влияние оказывают угол наклона, схема расположения и очередность взры-

вания скважин, взрывание на не убранную породу в забое и другие факторы.

## 2.8. Проведение горных выработок скважинным методом

Для проведения горных выработок скважинным методом при одной свободной поверхности бурят скважины диаметром от 42 до 110 мм. Взрывание зарядов ВВ производится секционно. Перед заряданием скважин на глубину секции устанавливают песчано-глинистую забойку длиной 200–300 мм для образования пробки, перекрывающей скважину. Затем производится обычное зарядание. Скважины диаметром 100–110 мм бурят тяжелыми станками или погружными пневмоударниками из буровой камеры высотой 3,5–3,7 м и длиной 2,5–3,0 м. Скважины малого диаметра бурят непосредственно из выработок.

*Рис. 2.5. Схема расположения веерных скважин при проведении выработок большого сечения*



Расчет параметров БВР производится по формулам, применяемым для расчета параметров взрывного комплекса при скважинной отбойке руд.

При проведении выработок с применением скважин диаметром 100–110 мм в качестве вруба используют 2–4 парносближенные скважины, из которых одна не заряжается, а используется в качестве свободной поверхности.

Схемы расположения скважин при проведении горных выработок представлены на рис. 2.4, 2.5.

Проведение выработок с использованием скважин диаметром 43 мм допускается в породных забоях при отсутствии метановыделений и взрывчатой угольной пыли. Проведение горных выработок с применением скважин большого диаметра разрешено ЕПБ при ВР в шахтах, не опасных по взрыву газа и пыли.

При проведении горизонтальных и наклонных горных выработок с двумя открытыми поверхностями в качестве второй свободной поверхности могут быть использованы незаряженные скважины большого диаметра 0,8–1,2 м и более или разрезные (передовые) выработки малого сечения, которые проводятся шпуровым методом. Предельная глубина скважин диаметром 43 мм достигает 40 м, а расстояние между ними — 1,2 м.

Коэффициент заряжения скважин в этом случае составляет 0,8–0,85.



Технология ведения взрывных работ при сооружении горных выработок с использованием веерных скважин заключается в следующем: первоначально шпуровым методом проводится передовая выработка сечением, позволяющим производить бурение полувеера в зависимости от размеров станка, используемого для бурения веерных скважин, затем производится бурение веерных скважин, причем отдельные веера бурят перпендикулярно оси выработки. Расстояние между скважинами в одном веере принимают с учетом углов смещения смежных вееров, а параметры их расположения рассчитывают аналогично веерной отбойке руд.

Особенностью веерного расположения скважин является неравномерное распределение зарядов в соседних скважинах одного и того же веера. В этом случае для равномерного распределения энергии взрыва в донной части скважины производится их недозаряд различной длины, обеспечивающий относительно равномерное распределение энергии взрыва в плоскости веера.

## **2.9. БВР при сооружении подземных камер и хранилищ**

В последние годы значительно возросло применение подземных камер различного назначения. Подземные убежища от воздушного нападения и подобные сооружения по понятным причинам обычно размещают в крепких породах. Ниже перечислены некоторые области применения подземных камер:

- хранилища горючего;
- холодильники;
- убежища от воздушного нападения;
- военные сооружения;
- сооружения для очистки сточных вод;
- хранилища для различных продуктов и опасных материалов;

- сооружения для опасных производств;
- подземные гаражи и хранилища оборудования.

Следует ожидать дальнейшего расширения областей применения подземных камер, поскольку в течение последних нескольких лет происходили оживленные дискуссии по проблемам охраны окружающей среды, освоению подземных пространств крупных городов.

Помимо хранения отходов и загрязненных продуктов для последующей переработки, вероятно, под землей можно размещать даже производства, особенно сильно загрязняющие окружающую среду.

Американские исследователи доказали возможность повторного использования наиболее загрязненных продуктов и, следовательно, сочетания охраны окружающей среды с более полным использованием промышленной продукции.

Таким образом, неиспользованные массивы твердых пород можно рассматривать как потенциальные хранилища важных продуктов.

С точки зрения взрывной технологии не вызывает затруднений сооружение камер необходимого объема и формы. Однако при проектировании камер следует учитывать, что толщина слоя породы над камерой связана с длиной подводящих выработок, а ширина камеры — с прочностью и устойчивостью породы.

При слишком глубоком заложении подземной камеры затрудняется доступ в нее не только во время проведения, но также и позднее, при ее использовании. С другой стороны, нежелательно по техническим причинам располагать камеры на слишком малой глубине, поскольку вблизи поверхности порода обычно имеет пониженную прочность.

Подземные камеры не могут иметь слишком большую ширину даже в очень крепких породах. Однако в противоположность очистным выработкам при сооружении камер обычно не возникает проблем, связанных с горным давлением, поэтому в устойчивой породе вполне возможна ширина пролета около 20 м.

При выборе места расположения подземных камер решающее значение имеет учет горно-геологических условий залегания горных пород. Большинству проектов предшествует геологическое обследование, на основе результатов которого определяется не только место расположения подземных камер, но во многих случаях и их размеры. Хотя в последние годы методы обследования горных пород были усовершенствованы, проведены более детальные предварительные геологические изыскания с совместным участием геологов и взрывников, что обеспечивает более надежное обоснование выбора технологии ведения взрывных работ.

Методы исследования и изучения массивов должны совершенствоваться для определения основных характеристик горных пород количественными показателями с необходимым запасом надежности.

Необходима классификация горных пород по применимости различных технологий взрывания при проведении подземных камер и других сооружений.

Небольшие подземные камеры высотой до 6 м обычно проводятся так же, как и горные выработки.

В больших подземных камерах забой обычно делится на несколько участков, в которых отбойка породы производится различными методами.

Наиболее часто проходка производится уступным методом с нижним расположением уступа. Верхнее расположение опережающей выработки облегчает оборку и крепление кровли. Отбойка породы в остальной части сечения камеры производится одним или несколькими уступами. Практика показывает, что высота уступа не должна приниматься слишком большой, поскольку отбойные заряды работают в сравнительно сильном зажиме, особенно в тех случаях, когда уступная отбойка производится на неубранную породу. В тоннель необходим доступ для уборки породы и подвоза материалов.

Расчет зарядов производится, как и при обычной уступной отбойке, однако при отбойке на неубранную по-

роду масса заряда должна быть увеличена с учетом коэффициента разрыхления. Очень важное значение имеет наклон шпуров.

Для оконтуривания стен, как правило, применяется обычное контурное взрывание, параметры которого определяются диаметром применяемых шпуров (см. подразд. «Контурное взрывание»).

Обуривание уступов может также производиться горизонтальными шпурами, причем в последние годы такое расположение шпуров применяется все более часто. Это обусловлено не только удобством применения современных бурильных установок, но также улучшением степени дробления породы и уменьшением сейсмического действия взрыва.

Осторожность ведения взрывных работ оказывает очень большое влияние на конечный результат проходки. Значительно выгоднее меньше ослаблять породу трещинами и затем меньше бетонировать и тампонировать закрепное пространство, чем проводить большой объем бетонирования сильно разрушенной взрывами породы.

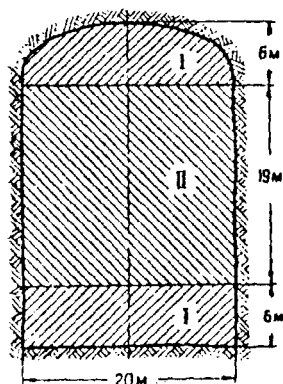
Важным показателем степени осторожности взрывных работ при сооружении подземных камер является интенсивность сейсмических колебаний в законтурном массиве породы.

Путем установления необходимого критерия осторожности взрывных работ можно достигнуть желательного конечного результата с горно-инженерной точки зрения.

Качество оконтуривания в значительной степени зависит от величины отклонения концов шпуров от проектного контура выработок.

**Метод центральной части.** По этому методу ведения взрывных работ при проходке камер вначале проводятся опережающие выработки  $I$  в верхней и нижней частях сечения камеры, а затем производится отбойка породы

Рис. 2.6. Схема проведения камер по методу центральной части



в центральной части II (рис. 2.6). При применении этого метода увеличивается объем проходческих работ, однако, с другой стороны, облегчается отбойка породы центральной части благодаря отсутствию зажима при взрыве зарядов.

Недостатком метода центральной части является затрудненный доступ в верхнюю и нижнюю части выработки для выполнения работ по оборке породы и креплению.

Проходка верхней и нижней выработки производится обычным способом (см. подразд. «Проведение выработок»).

**Отбойка породы в центральной части сечения камеры.** Ввиду отсутствия зажима в донной части шпуров заряд по их длине можно распределять равномерно. Удельный расход ВВ может быть уменьшен до  $0,3 \text{ кг/м}^3$ .

Концы шпуров необходимо располагать на расстоянии около  $0,5 \text{ м}$  от кровли нижней выработки. Если шпур пройдет насквозь, то в нем следует поставить пробку на этом же уровне. При больших водопритоках рекомендуется предусмотреть меры для осушения шпуров. В глубоких шпурах для более надежного инициирования следует применять по два детонатора. Схема расположения шпуров при применении контурного взрывания такая же, как и в предыдущем примере. Донная часть заряда ограничивается боевиком из мощного ВВ массой  $0,25 \text{ кг}$ .

Кроме двух описанных методов, применяется еще много комбинированных. В неустойчивых породах поддержание больших незакрепленных поверхностей поро-

ды без временного крепления может вызвать значительные обрушения, несмотря на тот фактор, что современные методы цементации позволяют поддерживать большие незакрепленные пролеты при условии небольшого подвигания за цикл.

Для правильного выбора метода проведения подземных камер очень важно иметь представление о воздействии взрывов на окружающую породу. Это касается не только взрывания зарядов в оконтуривающих шпурах, но и в целом при ведении взрывных работ, связанных с проведением камер. Если масса зарядов в основном комплекте шпуров настолько велика, что их взрыв вызывает образование трещин в законтурном массиве, применение контурного взрывания является не эффективным.

Ранее отмечалось, что степень осторожности, проявленной при ведении взрывных работ в подземных камерах, можно определить по интенсивности сейсмических колебаний в законтурном массиве. Исследованиями установлено, что глубина зоны трещинообразования пропорциональна скорости сейсмических колебаний.

В этом случае необходимо уменьшить массу одновременно детонирующих зарядов ВВ.

Учитывая, что трещины в породе возникают при скорости колебаний 300 мм/с и более (на основе многочисленных исследований), для различных пород и при разных массах взрывааемых зарядов можно рассчитать глубину зоны трещинообразования. Эта скорость является критической для пород, имеющих обычные ослабления и зачатки трещин. Для совершенно однородной породы скорость трещинообразования будет иметь значительно большее значение.

**Размеры зоны трещинообразования при взрыве зарядов в контурных шпурах.** В табл. 2.2 приведены рассчитанные значения глубины зоны трещинообразования при контурном взрывании, а также значения при взрывании зарядов с высокой концентрацией энергии в шпурах большого диаметра.

Таблица 2.2

Заряд	Диаметр, мм	Концентрация заряда, кг/м	Глубина зоны трещинообразования, м
Патроны аммонита № 6ЖВ	32	0,12	0,34
	36	0,16	0,42
Патроны детонита М Полностью заряженные шпуры	28	0,36	1,2
	42	1,60	2,0
	51	2,60	2,8
	75	5,60	4,6

Концентрация заряда ВВ представляет собой наиболее корректную основу для расчета специальных контурных зарядов.

При применении зарядов детонита М в совершенно однородной породе за проектным контуром практически не образуется никаких трещин.

Таким образом, выполненные и описанные расчеты показывают, что контурное взрывание вызывает незначительное трещинообразование за проектным контуром выработки. Расчеты показали также, что взрывание зарядов высокой концентрации в шпурах основного комплекта может вызывать законтурное разрушение породы. Это вовсе не означает, что контурное взрывание является бесполезным. Трещинообразование в этом случае проявляется в виде тонких трещин вблизи места расположения зарядов, инициирующих в условиях сильного зажима. На практике следует ожидать, что по мере удаления от проектного контура влияние взрыва зарядов с еще более высокой концентрацией энергии будет сравнительно быстро убывать с расстоянием.

## 2.10. Осторожное проведение выработок

Осторожное проведение выработок включает приемы ведения взрывных работ, позволяющие уменьшить опасность сейсмических колебаний, воздушных ударных волн и разлета породы. Поскольку значительная доля выработок проводится в районах строительства, то применение осторожного взрывания является важным.

При проведении выработок под зданиями или иными «чувствительными» сооружениями ограничение сейсмических колебаний представляет главную проблему.

В начальный период проведения выработок часто опасность для окружающих зданий представляют также воздушные ударные волны и разлет породы. В этот же период нередко возникают трудности, связанные с недостаточной несущей способностью покрывающих пород и необходимостью крепления.

Поэтому в начальный период проведения выработок в районах строительства целесообразно:

- применять осторожное взрывание с уменьшенной массой зарядов, длиной шпуров и ограниченным количеством ВВ, взрываемым за один прием;
- применять короткозамедленное взрывание;
- использовать подвесные защитные маты;
- измерять интенсивность сейсмических колебаний и воздушных ударных волн.

Ранее в начальный период осторожного проведения выработок наиболее часто применялся веерообразный вруб. Однако было доказано, что прямые врубы с центральной компенсационной скважиной большого диаметра, в особенности с двумя центральными скважинами, обеспечивают лучшие показатели. Бурение шпуров основного комплекта производится на глубину от 1,0 до 1,6 м в зависимости от технологических условий и технических свойств породы. Вначале взрывают заряд в одном врубовом шпуре, а затем — заряды в двух других



врубных шпурах. Далее число зарядов, взрывааемых за один прием, во вспомогательных и отбойных шпурах увеличивают в зависимости от массы и прочности защитных матов, позволяющих удерживаться им на месте во время взрывания. Однако не следует взрывать за один прием слишком большое число шпуровых зарядов, поскольку в менее прочном месте взрыв может сорвать защитный мат. Необходимо постоянно следить за состоянием защитных матов, которые должны предотвращать разлет камней и распространение воздушных ударных волн. Наибольшая безопасность обеспечивается при короткозамедленном взрывании. В случае применения миллисекундных замедлений возникает опасность поднятия защитных матов взрывом зарядов первой ступени, после чего может произойти бросок породы. В этом случае важно, чтобы защитные маты были достаточно тяжелыми. Эффективными являются подвесные бревенчатые и тяжелые резиновые маты. Для предотвращения разлета осколков породы и обеспечения защиты от воздушной ударной волны целесообразно применять дополнительно старый брезент или технический войлок.

Защитные маты должны применяться при каждом взрыве до тех пор, пока длина выработки не станет такой, что воздушные ударные волны перестанут представлять опасность. При проведении прямых выработок безопасная длина может быть довольно большой.

В случаях, когда проводятся измерения интенсивности сейсмических колебаний и воздушной ударной волны, параметры взрывных работ можно корректировать в соответствии с результатами измерений.

Поскольку воздушные ударные волны вызывают колебания окружающих зданий, то при их инструментальных измерениях наибольшее внимание следует уделять горизонтальной компоненте ударной волны.

Интенсивность воздушной ударной волны можно определить расчетным путем исходя из массы заряда в каждой ступени замедления и расстояния до охраняемо-

го объекта. При таких расчетах наиболее трудно оценить влияние фактора замкнутости шпурового или скважинного заряда. Однако по мере накопления результатов измерений воздушных ударных волн точность подобных расчетов будет повышаться.

При необходимости ограничения уровня сейсмических колебаний для уменьшения массы зарядов шпуры располагают по сближенной сетке с уменьшением величины подвигания за цикл.

При проведении выработок в условиях необходимости ограничения уровня сейсмических колебаний заряд рассчитывают таким же способом, как и при уступной отбойке и проведении траншей. На основе допустимой массы одновременно детонирующего заряда принимаются: сетка шпуров, их глубина, масса зарядов и порядок их инициирования таким образом, чтобы уровень сейсмических колебаний не превышал допустимого значения.

Как правило, при проведении выработок шпуры в забое располагают так, чтобы допустимая масса одновременно детонирующего ВВ не превышала массу одиночного шпурового заряда при обычном взрывании. Взрывание зарядов с различными интервалами замедления приводит к снижению уровня сейсмических колебаний в окружающем массиве.

Некоторые типы врубов, например клиновые, являются неприемлемыми при необходимости ограничения уровня сейсмических колебаний, так как при их применении возникает опасность одновременной детонации большого числа врубовых зарядов. Бочкообразные врубы различных типов в этих условиях также неприменимы. Веерный вруб можно использовать в этих условиях главным образом в выработках большого сечения. В выработках небольшого сечения, где бурение шпуров под углом к забою затруднено, весьма удобно применять прямые врубы с центральной скважиной большого диаметра.

При осторожном взрывании предпочтительно применять врубы с двумя центральными скважинами, поскольку это позволяет уменьшить зажим и вероятность неудовлетворительного результата взрыва. Кроме того, за счет уменьшения расстояния между центральными скважинами можно снизить концентрацию зарядов. Однако в этом обычно нет необходимости и вполне достаточно уменьшить глубину шпуров.

При расчете зарядов в случае применения веерного вруба масса зарядов вспомогательных шпуров при обычном взрывании должна быть уменьшена. В случае же осторожного взрывания массу зарядов вспомогательных шпуров часто принимают близкой к предельному значению. При проведении выработок большого сечения забой разделяют на отдельные участки, чтобы в схемах взрывания можно было уменьшить массу одновременно детонирующего заряда ВВ.

Расчет заряда для веерного вруба при осторожном взрывании можно производить на основе тех же величин, что и при осторожном проведении траншей, руководствуясь следующими данными о допустимом удельном расходе ВВ:

Проктное подвигание за один цикл, м .....	1	1,2	2,4	3,2
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup> .....	0,8	0,9	1	1,2

При осторожном взрывании обычно применяют шпуры небольшого диаметра.

Глубина отбойных шпуров и л.н.с. при осторожном взрывании принимаются значительно меньшими, чем при обычном способе проведения горных выработок.

Часто наиболее рациональным является не уменьшение подвигания за цикл, а переход на более сближенную сетку шпуров с соответствующим уменьшением массы заряда.

При проведении выработок вблизи непрочных сооружений целесообразно постоянно измерять уровень

сейсмических колебаний, поскольку практический уровень колебаний часто оказывается выше расчетного.

Корректировка параметров взрывных работ в соответствии с результатами измерений сейсмических колебаний позволяет поддерживать оптимальную скорость проведения при допустимом уровне сейсмических колебаний.

## **2.11. Особенности взрывных работ при строительстве тоннелей и метрополитена**

Ведение взрывных работ вблизи подземных и наземных зданий и сооружений должно осуществляться по проекту, утвержденному и согласованному с органами Госгортехнадзора и с организацией, эксплуатирующей эти сооружения.

При проходке стволов шахт в городских условиях и при больших водопритоках патроны-боевики разрешено изготавливать на первом полке от забоя ствола или на специально устроенном для этих целей полке. Монтаж взрывной сети на высоте более 2 м необходимо производить только с полков, примыкающих к забою, или выдвижных площадок укладчиков тоннельной обделки и щитов.

При электрическом взрывании зарядов в тоннелях перед зарядными работами отключается напряжение со всего проходческого оборудования.

Изготовление патронов-боевиков на площадках укладчиков тоннельной обделки запрещено.

При этом предельно допустимая масса взрываемых зарядов в каллотах устанавливается руководителем предприятия, а их инициирование, в обоих крыльях, производится в разное время.

Зарядание забоя осуществляется взрывником в присутствии лица технического надзора.

При одиночном огневом взрывании в щитовом забое разрешено зарядание и одновременное инициирование не более чем в двух смежных ярусах, причем на одном горизонтальном ярусе допускается за один прием взрывать в соответствии с § 217 ЕПБ при ВР 10 шпуровых зарядов, а на двух горизонтальных ярусах это число не должно превышать 8 шпуров.

### ***Особенности ведения взрывных работ на угольных шахтах, опасных по газу, и разрабатывающих пласты, опасные по взрывам пыли***

Безопасность взрывных работ в угольных шахтах, опасных по пылегазовому режиму, зависит в первую очередь от интенсивности проветривания забоев, контроля за содержанием метана перед каждым заряданием шпуров, их взрыванием, после взрывных работ. Перед выполнением указанных технологических операций мастер-взрывник обязан производить замер концентрации метана в забое. При концентрации метана 1 % и более в забое и на протяжении 20 м в примыкающих к нему выработках взрывание зарядов запрещается.

Замер концентрации метана в месте укрытия мастера-взрывника должен производиться перед подключением электровзрывной сети к взрывному прибору.

Взрывные работы производятся только в непрерывно проветриваемых выработках, с соблюдением требований правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах, с выполнением мероприятий по борьбе с взрывчатой угольной пылью. При электрическом взрывании зарядов в выработках с повышенным содержанием метана допускаются к применению только взрывные приборы в искробезопасном исполнении.

Запрещается производить частичное разбуривание газоносных угольных пластов в тупиковых забоях подготовительных выработок, а также предварительное

рыхление угольного массива в очистном забое впереди комбайна.

Выбор соответствующих ВМ производится с учетом степени опасности забоя, условий взрывания, обязательным выполнением мероприятий, связанных с предотвращением воспламенения пылегазовых смесей взрывчатых концентраций, и утверждается руководителем предприятия (шахты, шахтостроительного управления). Непредохранительные ВМ применяются при проведении горизонтальных, наклонных, восстающих и вертикальных выработок, углубке стволов шахт с действующих горизонтов при соблюдении следующих условий:

- отсутствии выделений метана в забое угольных пластов и пропластков;
- подтоплении забоя ствола перед взрыванием зарядов на высоту не менее 20 см от высшей его точки;
- отставании любой точки забоя по нормали от угольного пласта не менее 5 м и после его пересечения и удаления на расстояние не менее 20 м;
- в забоях проходимых с поверхности шурфов или стволов шахт, опасных по газу и пыли, включая пересечение забоями опасных угольных пластов, при подтоплении забоев водой на высоту не менее 20 см, считая от наивысшей точки забоя;
- при проведении сотрясательного взрывания в забоях выработок, сооружаемых по выбросоопасным породам, при обязательном применении водораспылительных завес, полиэтиленовых сосудов с водой в сочетании с туманообразователями.

Взрывание зарядов производится из камер убежищ или с поверхности при:

- сотрясательном взрывании забоев проводимых по выбросоопасным породам выработок;
- торпедировании опасных угольных пластов;

- применении зарядов для создания надщитовых подушек на участках, подверженных прорыву глины или пульпы;
- предварительном разупрочнении труднообрушаемой кровли в очистных забоях.

В забоях шахт, опасных по пылегазовому режиму, применяются ВМ, допущенные ЕПБ при взрывных работах. В забоях, где выделяется метан или имеется взрывчатая пыль, применяются только предохранительные электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия.

Максимальное время замедления при этом для ВВ 4-го класса не должно превышать 220 мс, а 5-го класса — 320 мс. При длине угольного забоя более 5 м разрешено его делить на участки с раздельным их взрыванием.

Взрывание зарядов в подготовительных выработках, проводимых с подрывкой боковых пород по углю и породе, производится как раздельно, так и одновременно (одним забоем или с опережением не менее 5 м), причем раздельное взрывание допускается по письменному разрешению руководителя шахты при числе циклов не более одного по углю и одного по породе.

Запрещается выдача мастеру-взрывнику для производства взрывных работ одновременно ВВ различных классов и предохранительных и не предохранительных электродетонаторов. Места укрытия взрывников должны быть на свежей струе воздуха, хорошо проветриваться и располагаться на расстоянии не менее:

- для горизонтальных и наклонных выработок (до  $10^\circ$ ) — 150 м;
- в наклонных и восстающих (более  $10^\circ$ ) — 100 м;
- в лавах с углом падения пластов более  $18^\circ$  — 50 м, но не ближе 20 м от сопряжения лавы со штреком;
- в очистных забоях камерного типа и при погашении угольных целиков — 200 м;
- в щитовых забоях — 50 м, но не ближе 20 м от ходовой печи;

- при пропуске угля и породы в восстающих выработках — 100 м;
- при проходке стволов и шурфов с поверхности — 50 м.

В породных и смешанных забоях подготовительных выработок, где имеются газовыделения, необходимо применять электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия с интервалом замедления не более 320 мс. При этом взрывание комплекта зарядов разрешается проводить раздельно, но не более чем три приема с соблюдением мер, исключаяющих воспламенение пылегазовых смесей.

Электродетонаторы замедленного действия применяют в забоях, в которых допущено использование ВВ 2-го класса, при отсутствии газовыделения и взрывчатой пыли.

Запрещено применение в одном шпуре ВВ различных классов и наименований, а при сплошном колонковом заряде — более одного патрона-боевика.

Минимальная глубина шпуров по углю и породе должна быть не менее 0,6 м. При взрывании по углю и породе минимальная длина забойки всех видов должна быть при глубине:

- 0,6–1 м — 1/2 глубины шпура;
- 1 м и более — 0,5 м;
- во всех случаях взрывания скважинных зарядов — не менее 1 м.

Расстояние от зарядов до ближайшей свободной поверхности:

- по углю — не менее 0,5 м;
- по породе — не менее 0,3 м.

В случаях применения ВВ 5-го класса для взрывания по углю это расстояние должно быть не менее 0,3 м.



## 2.12. Технология взрывных работ при проведении выработок в выбросоопасных породах

При строительстве и реконструкции шахт на больших глубинах (более 700 м) в крепких породах (песчаниках) происходят выбросы породы и газа.

Выбросы песчаников приводят к значительному ухудшению условий безопасного ведения горных работ, резкому снижению темпов проведения горных выработок, удорожанию и значительному увеличению сроков строительства шахт. По данным Донгипрошахта, удорожание, связанное с выбросоопасностью песчаников, при строительстве шахты им. А.А. Скочинского (Донбасс, г. Донецк) составило более 30 млн. руб. (в ценах 1970 г.).

Для борьбы с выбросами песчаников разработаны следующие способы.

1. Торпедирование выбросоопасного породного массива для создания сети трещин в массиве, прилегающем близко к забою.

2. Использование канатных и других перемычек предусматривало самоподбучивание призабойной зоны при взрывании зарядов ВВ с целью уменьшения интенсивности выброса.

3. Использование демпфирующих прокладок, в результате уменьшается динамическое воздействие энергии взрыва на выбросоопасный породный массив. Демпфирующая прокладка устанавливается между зарядом и стенкой шпура со стороны контура выработки или оставляется воздушный промежуток между стенкой шпура и патроном ВВ.

4. Создание зарубной щели по контуру проводимой горной выработки предусматривает снятие напряженного состояния в ядре (сечении выработки) и уменьшение вероятности и интенсивности выброса песчаников.

5. Способ дегазации выбросоопасного породного массива методом глубинного взрывания скважинных зарядов. Этот способ разработан в МГГУ, является высокоэффективным.

На основе теоретических и лабораторных исследований явления выброса пород при проведении горных выработок на глубоких горизонтах угольных шахт установлено, что процесс выброса обусловлен в основном энергией газа, заключенного в порах. Поэтому предварительная дегазация газонасыщенного породного массива может служить одним из самых эффективных методов борьбы с явлением выброса.

С учетом замкнутости пор, низкой газовой проницаемости, а также упругопрочностных и коллекторских свойств песчаников, наиболее эффективной следует считать дегазацию, проводимую раскрытием и разрушением пор в массиве методом глубинного взрывания скважинных зарядов ВВ.

При определенном расстоянии от поверхности забоя до взрывааемых зарядов волны напряжений, образующиеся при взрыве, могут вызвать разрушение массива в момент подхода к открытой поверхности и после их отражения, образуя откольные воронки, что может быть причиной развития явления выброса породы и газа. Поэтому параметры глубинного взрывания скважинных зарядов должны быть такими, чтобы при их взрывании исключить указанные явления. Одним из основных параметров при этом является минимально допустимое расстояние от забоя выработки до взрывааемых зарядов, при котором энергия волн напряжений не в состоянии вызвать откольный эффект.

Минимально допустимое расстояние от поверхности забоя до взрывааемых скважинных зарядов определяется из условия

$$l_m = l_1 + l_2, \quad (2.21)$$

где  $l_1$  — величина участка массива, прилегающего к забою и нарушенного трещинами в результате предыду-

щего взрыва шпуровых зарядов (по результатам натуральных (шахтных) измерений  $l_1 = 0,5-0,7$  м);  $l_2$  — величина ненарушенного участка массива, расположенного между первой зоной  $l_1$  и взрывающимися зарядами, зависит от упругопрочностных свойств пород и параметров взрывааемых зарядов ВВ (тип ВВ, диаметр скважин, величина заряда и т. д.).

Величину участка  $l_2$  рекомендуется определять по формуле

$$l_2 = R_0 \sqrt{\frac{3(1-\mu)P}{8[\sigma_p]}}, \quad (2.22)$$

где  $R_0$  — радиус свода выработки, м;  $\mu$  — коэффициент Пуассона (для выбросоопасных песчаников  $\mu = 0,13-0,17$ );  $P$  — давление газа в выбросоопасном пласте песчаников;  $\sigma_p$  — предел прочности пород (песчаников) на растяжение.

Размер участка массива, исключаяющего выброс при глубинном взрывании скважинных зарядов, вычисляется по формуле

$$l_i = l_1 + R_0 \sqrt{\frac{3(1-\mu)P}{8[\sigma_p]}}. \quad (2.23)$$

Экспериментальными исследованиями установлено, что эффективная дегазация породного массива происходит при взрывании скважинных зарядов массой 3,5–4,0 кг на 1 п. м скважины, при котором эффективный радиус дренирования  $R_{эф} = 1,0-1,2$  м в породах с коэффициентом крепости  $f \geq 6$ .

Число скважин, необходимых для дегазации выбросоопасного породного массива, зависит от площади и объема выбросоопасного участка породного массива, величины эффективного радиуса дренирования, образованного взрывом заряда ВВ, расположенного в одной скважине, и определяется по формуле

$$N = S_{в.з} / S'_{др}, \quad (2.24)$$

где  $S_{в.з}$  — площадь выбросоопасного забоя,  $m^2$ ;  $S'_{др}$  — эффективная площадь дренирования, образованная взрывом заряда ВВ, расположенного в одной скважине,  $m^2$ .

Эффективный радиус дренирования определяется на основе экспериментальных взрывов и измерения скорости распространения продольных волн в нетронутом и нарушенном массиве после ВР или другими методами. Эффективная глубина дегазации зависит от длины зарядов и размеров массива, нарушенного трещинами в результате взрывания, и определяется по формуле

$$L_{эф} = l_3 + 2l_1, \quad (2.25)$$

где  $l_3$  — длина заряда, м.

При опытно-промышленной проверке параметров предварительной дегазации породного массива по разработанной методике выбросы пород не зарегистрированы как при глубинном взрывании скважинных зарядов ВВ, так и при проведении горной выработки по всей глубине дегазированной зоны, что свидетельствует об эффективности примененного метода.

Способ глубинного взрывания скважинных зарядов ВВ применим при проведении горных выработок по породам с любой степенью выбросоопасности.

При этом технология выполнения работ должна быть следующей.

1. Определяются степень выбросоопасности пород, их горно-геологические и физико-технические свойства (по делению керна на диски, внутрискважинное давление газа).

2. Предварительная дегазация методом глубинного взрывания скважинных зарядов ВВ производится до подхода к выбросоопасному породному массиву за 5 м и осуществляется на всем его протяжении.

3. Определяются минимально допустимое расстояние до взрывааемых зарядов ВВ, эффективный радиус дренирования, число необходимых скважин и глубина обработки массива. Неснижаемое опережение обработанного массива при диаметре скважин 105 мм и расходе ВВ 3,5–4,0 кг/м должно быть не менее 5 м.

4. Обработку массива следует проводить зарядами из высокобризантных ВВ.

5. Угол наклона скважин определяется с учетом возможности заполнения их водой перед взрыванием зарядов ВВ, а при восстающих и вертикальных скважинах следует применять песчано-глинистую забойку.

6. При применении 2-ярусных рассредоточенных зарядов осуществляется внутрискважинное замедление с интервалом не менее 30 мс, а расстояние между ярусами не должно превышать 2–2,5 м.

7. Если в сечении выработки имеются выбросоопасные и невыбросоопасные породы, дегазацию массива следует проводить только в выбросоопасном слое.

8. После каждого проходческого цикла замерять зоны разрушения для построения контуров обработанной зоны.

## **2.13. Взрывные работы при проведении горных выработок встречными и параллельными забоями**

Взрывные работы при проведении горных выработок встречными забоями производятся обычным способом, когда расстояние между забоями не менее 15 м. Однако при достижении указанного расстояния и сбойке выработок их проведение разрешается при условии соблюдения следующих требований: при сближении забоев на расстояние 15 м перед началом заряжания шпуров в одном из встречных забоев проходчики, не связанные с выполнением взрывных работ, должны быть выведены на безопасное расстояние, а у входа в противоположный забой выставлен пост. Взрывание шпуровых зарядов в каждом забое должно производиться одновременно, с обязательным определением размера целика между встречными забоями. На каждое отдельное взрывание

шпуровых зарядов взрывнику выдается наряд-путевка, которая утверждается (подписывается) руководителем шахты (шахтоуправления, рудника) или лицом, замещающим его. В присутствии лица технического надзора выполняются:

- взрывание зарядов в забое после получения сообщения о выводе людей из противоположного забоя и выставления поста;
- снятие поста с противоположной выработки производится только с ведома взрывника.

В случаях, когда размер целика между встречными забоями составит 7 м, взрывные работы, связанные с проведением выработки, ведутся только из одного забоя, с обязательным бурением разведочной скважины или шпура глубиной более 1 м.

В забоях, опасных по пылегазовому режиму, при размере целика между забоями 3 м и менее производится замер содержания газа с обязательным обеспечением устойчивого проветривания проводимых выработок в целях предотвращения взрыва газа и угольной пыли. Для этого, кроме вышеуказанных мероприятий, в забоях выработок, опасных по пылегазовому режиму, устанавливаются в обязательном порядке средства автоматизированного контроля содержания газа.

При проведении параллельных (парных) выработок в угольных и сланцевых шахтах при расстоянии между ними 15 м и менее взрывание зарядов в каждом забое производится только после вывода проходчиков из другого забоя в безопасное место и выставления постов охраны.

При отставании параллельного забоя на расстояние более 50 м от места, где ведутся взрывные работы, разрешается не выводить людей из второго забоя.

## 2.14. Взрывные работы в вертикальных и наклонных выработках

Запрещается огневое и электроогневое взрывание в угольных шахтах и рудниках, опасных по газу и пыли.

Огневое и электроогневое взрывание зарядов запрещено в вертикальных стволах шахт и наклонных выработках с углом наклона более  $30^\circ$ , а также в тех случаях, когда своевременный отход взрывника от мест взрывания затруднен.

При проходке и углубке стволов шахт взрывные работы производятся с поверхности или с рабочего горизонта шахты (рудника) со свежей струей воздуха.

Не допускается спуск-подъем патронов-боевиков в бадьях, разгружающихся через дно.

Выполнение указанных работ в опрокидывающихся бадьях осуществляется при наличии исправных блокировочных устройств, препятствующих подъему выше верхней приемной площадки ствола, при этом скорость спуска-подъема бадьи не должна превышать 1 м/с при ее движении без направляющих и 2 м/с — по направляющим.

Спуск патронов-боевиков производится отдельно от ВВ в сопровождении взрывника, при этом в забое ствола должны находиться только лица, занятые зарядными работами, а также машинист по откачке воды из забоя ствола.

Лица, сопровождающие бадьи с ВВ и патронами-боевиками, должны находиться на рабочем полке или натяжной раме, все другие работы на этих полках запрещены.

Электровзрывная сеть в обводненных забоях должна монтироваться с помощью антенных проводов, высота стоек для их установки должна быть таких размеров, чтобы не произошло их подтопление и короткое замыкание антенны.

Монтаж ЭВС производится взрывником только после выезда всех людей, не занятых подачей сигналов и обслуживанием полка.

В качестве магистральных проводов применяется гибкий кабель во влагонепроницаемой оболочке, который опускается до уровня проходческого полка.

После монтажа ЭВС и выезда людей в стволе должны быть открыты ляды.

При новом обурировании забоя ствола шпуры должны быть смещены по окружности по отношению к шпурам предыдущего цикла без изменения схемы их расположения во избежание разбуривания невзорвавшихся (отказавших) зарядов ВВ.



# СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Волков В.П. Тоннели. – М.: Транспорт, 1970.
2. Ватолин Е.С. К вопросу об определении количества шпуров в забое. Взрывные работы. – Промстройиздат, вып. III, 1956.
3. Гаек Ю.В., Друкованый М.Ф. Короткозамедленное взрывание и его преимущества и расчет основных элементов взрыва. – М.: Госгортехиздат, 1961.
4. Кутузов Б.Н., Мангуш С.К., Горбонос М.Г. Техника и технология взрывных работ. Часть III. Взрывные работы при подземной разработке полезных ископаемых: Учеб. пособие. – М.: Недра, 1966.
5. Langerfors U. Principles of tunnel blasting. – Water Power, 1955, № 1.
6. Лангефорс У., Кильстрем Б. Современная техника взрывной отбойки горных пород. – М.: Недра, 1968 (пер. с англ.).
7. Мангуш С.К. Разрушение горных пород взрывом. – М.: МГИ, 1980.
8. Мангуш С.К. Разработка физико-технических способов повышения эффективности и безопасности взрывных работ при проведении подземных выработок: Дис. д-ра техн. наук. – М., 1997.
9. Мостков В.М. Строительство подземных сооружений большого сечения. – М.: Госгортехиздат, 1963.
10. Миндели Э.О. Буровзрывные работы при проведении горных выработок. – М.: Госгортехиздат, 1960.
11. Миндели Э.О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых. – М.: Недра, 1966.
12. Мельников Л.Л. Сооружение выработок большого сечения в крепких породах. – М.: Недра, 1974.
13. Нифонтов Б.Н. Скоростное проведение горных выработок. – М.: Госгортехиздат, 1962.
14. Покровский Н.М. Сооружение и реконструкция горных выработок. – М.: Госгортехиздат, 1962.
15. Руководство по ведению взрывных работ в угольных шахтах. – М., 1996.
16. Рыбин Н.И. Определение удельного расхода ВВ при проходке тоннелей // Транспортное строительство. – 1964. – № 10.
17. Таранов П.Я. Буровзрывные работы. – 2-е изд. – М.: Недра, 1964.
18. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных масс взрывом. – М.: Недра, 1974.

---

---

# **ПРИЛОЖЕНИЯ**

---

---

# Приложение 1. Установки для бурения шпуров

Таблица III

Показатели	Тип установки				
	УБШ-322П	УБШ-322Д	УБШ-332Д	УБШ-532Д	УБШ-520ДЭВ
Высота бурения, м	4,2	4,4	4,4	7,0	7,0
Ширина бурения, м	6,9	6,9	7,6	11,3	11,3
Площадь сечения обуриваемого забоя, м <sup>2</sup>	6-22	8-22	11-27	15-60	15-60
Глубина бурения, м	3	3	3	4	5
Число бурильных машин	2	2	3	3	2
Тип бурильной головки*	ПНП	ПНП	ПНП	ПНП	ГВ
Тип ходовой части	Колесно-рельсовый	Пневмоколесный			
Тип привода ходовой части	Пневматический	Дизельный			
Скорость передвижения, км/ч	-	10	10	10	4,5
Преодолеваемый уклон, градус	-	15	15	15	15
Мощность привода хода, кВт	15	55	55	55	55
Наименьший внешний радиус поворота, м	-	4,0	5,0	5,8	5,8
Основные размеры в транспортном положении, м:					
длина	10,0	11,0	11,0	12,5	13,0
ширина	1,4	1,75	2,2	2,5	2,4
высота	1,5	2,3	2,5	2,8	2,8
Масса, т	10	12	18	22	20
Завод-изготовитель	Завод горного оборудования «Коммунист», г. Кривой Рог				

\* ПНП — пневматический перфоратор; ГВ — гидравлический вращатель.

Тип перфоратора	Завод-изготовитель	Масса, кг	Длина, мм	Диаметр поршня, мм	Ход поршня, мм	Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	Частота ударов, с <sup>-1</sup>	Энергия удара, Дж
<i>Переносные перфораторы</i>								
ПП36В	Пневматика	24	705	72	46	2,8	38,33	36
ПП50В1	Коммунист	30	717	80	45	3,4	37	54
ПП54В1	Пневматика	31,5	820	85	45	4,1	39,16	55,5
ПП54ВВ1	То же	31,5	895	85	45	4,1	39,16	55,5
ПП63В	"-	33	860	75	71	3,85	30	63,74
ПП63ВВ	"-	33	920	75	71	3,85	30	63,74
ПП63С	"-	33	750	75	71	3,85	30	63,74
ПП63П	"-	33	880	75	71	3,85	30	63,74
ПП63СВП	"-	33	880	75	71	3,85	30	63,74
ПР30К	Кыштымский	36	650	76	70	4	37	60
<i>Колонковые перфораторы и бурильные головки</i>								
ПК60А	Коммунист	60	600	110	40	9,1	45	95
ПК75А	То же	75	700	125	55	13	37	176
БГП	"-	135	725	140	40	14	46	190
БГА	Старооскольский механический	140	1070	100	45	10	43	83
<i>Гидравлическая бурильная головка</i>								
ГБГ 180-250	Коммунист	118	870	35,5-40	60	-	40-60	125-189
<i>Телескопный перфоратор</i>								
ПТ48А	Коммунист	48	1470	100	35	5,8	43,3	86,3

Тип перфоратора	Завод-изготовитель	Мощность, кВт	Крутящий момент, Н·м	Диаметр коронки, мм	Максимальная глубина бурения, м	Диаметр шланга, мм		Осевое усилие подачи, Н	Ход телескопа, мм
						воздушного	водяного		
<i>Переносные перфораторы</i>									
ПП36В	Пневматика	1,6	20	32-40	2	25	12	830	-
ПП50В1	Коммунист	2,2	20	36-40	3	25	12	800	-
ПП54В1	Пневматика	2,36	29,43	40-16	4	25	12	1190	-
ПП54ВБ1	То же	2,36	29,43	40-46	4	25	12	1190	-
ПП63В	"-	2,2	26,93	40-46	5	25	12	910	-
ПП63ВБ	"-	2,2	26,93	40-46	5	25	12	910	-
ПП63С	"-	2,2	26,93	40-46	5	25		910	-
ПП63П	"-	2,2	26,93	40-46	5	25		910	-
ПП63СВП	"-	2,2	26,93	40-46	5	25		910	-
ПР30К	Кыштымский	3,2	18	38-46	4	25	12	800	-
<i>Колонковые перфораторы и бурильные головки</i>									
ПК60А	Коммунист	5,25	160	40-65	25	32	18	8000	-
ПК75А	То же	8,1	255	45-85	50	38	18	10000	-
БГП	"-	10,1	225	40-57	5	38	18	11000	-
БГА	Старооскольский механический	3,5	216	42-52	5	38	18	6000	-
<i>Гидравлическая бурильная головка</i>									
ГБГ 180-250	Коммунист	15,35	250	40-60	5	-	12	8000	-
<i>Телескопный перфоратор</i>									
ПТ48А	Коммунист	3,9	32,3	52-85	15	25	12	1700	650

Таблица ПЗ

Типоразмер буровой установки	Зона бурения, м, не менее		Основные размеры установки в транспортном положении, м, не более			
	высота от опорной плоскости	ширина	с колесно-рельсовой ходовой частью		с нерельсовой ходовой частью	
			ширина	высота от опорной плоскости	ширина	высота от опорной плоскости
УБШ 1	2	2,2	1,1	1,25	1,25	1,6
УБШ 2	2,5	3,3	1,3	1,5	1,5	1,8
УБШ 3	3,6	4,5	1,4	1,6	2/2,2*	2,4
УБШ 4	5	6	1,4	2	2,5	2,5/3,3***
УБШ 5	7	8,4	—	—	2,6	2,8/3,4***
УБШ 6	10	9,4	—	—	3,3/3,8**	4,5

\* В числителе — размеры для установки с двумя буровыми машинами, знаменателе — с тремя.  
 \*\* В числителе — размеры для установки с четырьмя буровыми машинами, знаменателе — с шестью.  
 \*\*\* В числителе — размеры для пневмоколесной установки, знаменателе — для гусеничной установки.

Таблица П4

Тип установки	УБШ-121 (УБШ101)	БК-2П	2УБН-2П (УБШ208)	УБА	СВУ2МН (УБШ304)	1СВУ2К УБШ401
1	2	3	4	5	6	7
Высота зоны бурения шпуров, м	3	3	3,2	7	3,9	5
Ширина зоны бурения шпуров, м	4	4	4,6	8	5,5	7,7
Глубина зоны бурения шпуров, м	2	2	2,5	4	2,75	4
Площадь обуриваемого забоя, м <sup>2</sup>	6-11	6-11	6-14	25-50	24	34
Число буровых машин	2	2	2	2	2	1
Тип буровой головки	ПК60А	ПК60А	ПК60А	ПК60А	1100-1-1М	БГА-1М
Тип ходовой части	Пневмоколесный			Гусеничный		

1	2	3	4	5	6	7
Скорость передвижения, км/ч	3	5	3,5	6	1,8	0,85
Преодолеваемый уклон, градус	18	12	15	15	15	15
Мощность привода хода, кВт	20	20	20	100	14	18
Основные размеры в транспортном положении, м:						
длина	4,5	5,7	6,8	9,5	7,1	9,2
ширина	1,45	1,4	1,5	2,6	1,87	2,4
высота	1,5	1,4	1,5	3,5	1,75	2,8
Масса, т	4	5,5	6,25	14	6	13,9

Тип установки	СБКН2М (УБШ207)	БУ-1Б УБШ202	БУР2Б УБШ302	БКГ-2 (УБШ309)	БУЭ-1М УБШ204
Высота зоны бурения шпуров, м	3,2	4	4,5	4,5	3,2
Ширина зоны бурения шпуров, м	4,4	5	5,5	4,5	3,3
Глубина зоны бурения шпуров, м	2,5	2,75	2,75	2,8	2,8
Площадь обуриваемого забоя, м <sup>2</sup>	6-12	18,5	22,8	22	6-10
Число бурильных машин	2	1	2	2	1
Тип бурильной головки	ПК60 А	БГА-1М	БГА-1М	ГП-1	Электрический
Тип ходовой части		Колесно-рельсовый			
Скорость передвижения, км/ч	2	-	0,55	0,55	-
Преодолеваемый уклон, градус	2	2	2	3	-
Мощность привода хода, кВт	14	14	14	14	-
Основные размеры в транспортном положении, м:					
длина	6	6,5	7	7,2	8,2
ширина	1,3	1,08	1,3	1,32	1,15
высота	1,3	1,5	1,5	1,4	1,25
Масса, т	5,7	2,3	4,95	5,5	5,4

Таблица П5

Показатели	Тип установки				
	СБУ-2М	1СБУ-2К	УБА	2УБН-2П	БК-2П
Высота бурения, м	3,9	6,0	7,0	3,2	3
Ширина бурения, м	5,5	8,7	8,0	4,6	4
Площадь сечения буряемого забоя, м <sup>2</sup>	6-20	18-50	25-50	6-14	6-11
Глубина бурения, м	27,5	4,0	4,0	2,5	2,0
Число бурильных машин	2	2	2	2	2
Тип бурильной головки	БГА-1М		ПК-60		
Тип ходовой части	Гусеничный		Пневмоколесный		
Скорость передвижения, км/ч	2	0,8	60	3,5	5,0
Преодолеваемый уклон, градус	20	20	15	15	12
Мощность привода хода, кВт	14,7	18	100	20	20
Основные размеры в транспортном положении, м:					
длина	7,1	9,5	9,5	6,8	5,7
ширина	1,87	2,4	2,6	1,5	1,4
высота	1,75	3,25	-	1,5	1,4
Масса, т	6,7	11,0	14	6,25	5,5

Таблица П6

Тип бурильной головки	Фирма (страна)	Масса, кг	Длина, мм	Диаметр поршня, мм	Ход поршня, мм	Частота ударов поршня, Гц
1	2	3	4	5	6	7
S100	«Тамрок» (Финляндия)	24,7	625	100	26	43
S125	То же	515	820	125	31	48
L400T	«-»	79	710	125	40	56
L500T	«-»	84	755	125	50	44
LT50T	«-»	174	960	130	75	30
СОР91ЕД	«Атлас Копко» (Швеция)	91	670	90	45	56
СОР125Д	То же	95	800	125	50	50



1	2	3	4	5	6	7
COP126ЕД	«Атлас Копко» (Швеция)	175	1040	130	68	40
PR123	«Гарднер Денвер» (США)	131,5	978	114,3	60	28
PR133	То же	148,2	1016	127	60	37
PR143	«-»	310	1400	140	60	37
URD475	«Ингерсолл Рэнд»(США)	110	825	121	92	30
URD550 А	То же	209	950	140	92	30
VL170	«-»	380	1400	170	92	40
COP131Е	«Атлас Копко» (Швеция)	179	700	130	65	35

Тип буриль- ной головки	Фирма (страна)	Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	Диаметр шланга, м		Форма буро- вой ста- ли, мм	Диаметр буровой стали, мм
				воз- душ- ного	водя- ного		
S100	«Тамрок» (Финлян- дия)	0,6	3,6	19	13	Шести- гран- ная	25
S125	То же	0,6	4,1	25	13	То же	25
L400T	«-»	0,7	9,0	38	19	Круг- лая	32
L500T	«-»	0,7	10,6	38	19	То же	32
LT50T	«-»	0,7	11,6	38	19	«-»	38
COP91ЕД	«Атлас Копко» (Швеция)	0,6	7,5	25	13	Шести- гран- ная	25
COP125Д	То же	0,6	14,6	38	19	Круг- лая	32
COP126ЕД	«-»	0,6	15,5	38	19	То же	38
PR123	«Гарднер Денвер» (США)	0,6	11,4	38	19	«-»	32
PR133	То же	0,6	11,4	38	19	«-»	38
PR143	«-»	0,6	21	51	32	«-»	51
URD475	«Ингер- солл Рэнд» (США)	0,6	25	38	19	«-»	32
URD550 А	То же	0,62	28	38	19	«-»	38
VL170	«-»	0,7	31	50	19	«-»	50
COP131Е	«Атлас Копко» (Швеция)	0,62	18	38	19	«-»	38

Таблица П7

Тип установки	Микродрилл СММ500 HE	Микрома- тик Н102F	Миниматик Н	Датаматик HS305	СТНО
Диаметр шпу- ров, мм	28-45	28-45	36-56	41-64	32-38
Глубина бурения шпуров, м	2,2	2,2	2,2	3,4-5,8	3,4
Площадь обури- ваемого забоя, м <sup>2</sup>	4-12	4-10	8-38	14-120	4-14
Число буриль-ных машин	1	1	2	3	2
Тип гидро- перфоратора	30RP	HE322	HLR438	HL538	RPH200
Тип мани- пулятора	Н.д.	FB201H	MR 600	MR 600	BL36F
Тип ходового механизма			Колесно- шинный		Гусенич- ный
Скорость пе- редвижения, км/ч	3	15	10	15	3
Преодолева- емый уклон, гра- дус	18	20	20	14	25
Основные раз- меры в транс- портном положе- нии, мм:					
длина	5250	7550	10800	15300	6400
ширина	800	1300	1940	2500	1000
высота	1570	1600	2400	3200	Н.д.
Масса, т	3,8	3	14	15	8
Фирма	«Экипман Минь»		«Тамрок»		«Секома»
Страна	Франция		Финляндия		Франция
Тип установки	ATH12	Алиматик H632	BW32R	MK35	96MH
Диаметр шпу- ров, мм	32-38	36-56	38-64	41-64	38-64
Глубина буре- ния шпуров, м	3,4	3,4	Н.д.	3,66	3,8
Площадь обури- ваемого забоя, м <sup>2</sup>	4-15	6-20	10-30	6-52	12-46
Число бури- льных машин	1	2	2	2	2
Тип гидро- перфоратора	RPH200	AD102:	HB5001	HPR-1	HARD-III
Тип манипу- лятора	BL36F	BRH20	Н.д.	HFM12	LHB183

Таблица П8

Показатели	Каводрилл			
	550-89	P550-89	550-15	P550-15
Основные размеры в транспортном положении, м:				
длина	8,3	8,3	8,3	8,3
ширина	1,8	1,8	1,85	1,8
высота	1,8	1,8	1,8	1,8
Масса установки, кг	5400	9300	7500	9500
Бурильная головка:				
число	2	2	2	2
тип*	ПНП	ПНП	ПНП	ПНП
обозначение	COP89	COP89	COP115	COP1022
Тип манипулятора	BUT6	BUT6	BUT6	BUT6
Площадь сечения забоя, м <sup>2</sup>	24	24	24	24
Привод хода	Пневматический	Дизельный	Пневматический	

\* ПНП — пневматический перфоратор, ГП — гидравлический перфоратор.

Продолжение табл. П8

Показатели	Каводрилл		Рейддрилл	
	H500-22	H550-22	450-89	450-89
Основные размеры в транспортном положении, м:				
длина	8,4	8,4	6,5	8,0
ширина	1,4	1,8	1,7	1,7
высота	1,7	1,8	1,8	1,8
Масса установки, кг	6900	8950	4600	4800
Бурильная головка:				
число	1	2	2	2
тип*	ГП	ГП	ПНП	ПНП
обозначение	COP1022	COP1022	COP89	COP115
Тип манипулятора	BUT6	BUT6	BUT6	BUT6
Площадь сечения забоя, м <sup>2</sup>	18	24	21	21
Привод хода	Дизельный		—	—

\* ПНП — пневматический перфоратор, ГП — гидравлический перфоратор.

Показатели	Рейдрилл			
	Н-102	Н450-22	Н450-32	Н450-38
Основные размеры в транспортном положении, м:				
длина	8,0	8,3	8,7	10,1
ширина	1,5	1,6	1,6	1,65
высота	1,75	1,6	1,6	2,15
Масса установки, кг	4700	5800	5800	12000
Бурильная головка:				
число	2	2	2	2
тип*	ГП	ГП	ГП	ГП
обозначение	СОР1022	СОР1022	СОР1032	СОР1038
Тип манипулятора	BUT2	BUT6	BUT6	TR315
Площадь сечения забоя, м <sup>2</sup>	14	22	22	30
Привод хода	—	—	—	—
* ПНП — пневматический перфоратор, ГП — гидравлический перфоратор.				

Таблица П9

Показатели	Тип установки					
	Бумер Н15	Бумер Н120	Бумер Н125	Бумер Н170	Миниматик Н 201М	Марк III
Высота бурения, м	4,25	5,5	6,7	7,0	4,6	5,74
Ширина бурения, м	6,2	7,2	12,5	12,7	6,5	9,6
Площадь сечения обуриваемого забоя, м <sup>2</sup>	24	35	75	80	25	52
Число бурильных машин	2	2	2	3	2	2
Тип гидроперфоратора	COP1032	COP1038	COP1038	COP1038	HL438	HPPI
Тип манипулятора	BUT6	BUT30	BUT15	BUT15	MR600H	-
Скорость передвижения, км/ч	10	10	10	16	5	7,4
Преодолеваемый уклон, градус	14	14	14	14	10	20
Наименьший внешний радиус, м	5,0	7,0	8,0	9,2	5,0	5,4
Основные размеры установки в транспортном положении, м:						
длина	11,2	12,2	14,5	13,1	11,0	12
ширина	1,83	2,5	2,5	2,6	1,9	-
высота	2,25	2,9	2,9	3,0	2,45	2,7
Масса, т	14	20	23	28,3	14	-
Фирма (страна)	"Атлас Копко" (Швеция)				"Тамрок" (Финляндия)	"Гарднер Денвер" (США)

Таблица III0

Показатели	Тип манипулятора					
	BUT2	BUT6E	Тонмк R315	BUT10G	BUT30B	BVT15E
Полная длина манипулятора с бурильной машиной, мм	5000	4190	6000	6050	6250	7450
Ход штока телескопа, мм	—	1250	—	—	—	1600
Надвигание бурильной машины, мм	—	1250	1000	1600	1600	1600
Площадь обуриваемого забоя, м <sup>2</sup>	15	25	31	30	30	50
Масса манипулятора, кг	550	950	1290	1800	1950	2295
Масса манипулятора в комплекте с бурильной машиной, кг	700	1300	1650	2150	2550	2915
Радиус зоны бурения, мм	2200	2800	3150	3600	3500	4600

Таблица III1

Показатели	Тип манипулятора			
	MR600; MR600H	UMR600; UMR600H	ZR650; ZR650H	ZR990; ZR990H
1	2	3	4	5
Радиус зоны бурения, мм	3000	3050	3250	4950
Угол вращения, градус	360	360	360	360
Площадь сечения обуриваемого забоя, м <sup>2</sup>	28	28	33	77
Угол наклона податчика, градус	90	90	160	165
Угол поворота податчика, градус	—	±37	+23/-26	+23/-26

1	2	3	4	5
Угол наклона рукояти, градус	80	80	58	57
Угол поворота рукояти, градус	-	$\pm 18,5$	$\pm 26$	+26/-23
Выдвижение телескопа, мм	-	-	1200	1500
Масса без податчика, кг	1080	1440	2025	2350
Наименьшее расстояние между двумя манипуляторами, мм	800	1000	1100	1100

## Приложение 2. Станки для бурения скважин

Таблица П12

Показатели	Симба 11R	Симба 26	Симба 312	Симба 323	Симба H221
1	2	3	4	5	6
Диаметр скважин, мм	51-64	51-64	48-76	48-76	48-89
Глубина бурения скважин, м	25	25	30	30	40
Число бурильных машин	1	2	2	3	1
Тип перфоратора	BBC 120F	BBC-54 RFL	COP 130EL	COP 131EL	COP 1038HB
Тип податчика	BMS46	BMS47	BMS180	BMS180	BMS180H
Диаметр буровых штанг, мм	32	32	38	38	38
Длина буровых штанг, м	1,8	1,2	1,8	1,8	1,8
Размеры выработки, м	2,8×3	3,3×3,4	4,6×3,4	6×3,5	3,6×3,6
Скорость передвижения, км/ч	1	2,6	2,6	2,6	4
Давление в воздушной системе, МПа	0,6	0,6	0,6	0,6	
Давление в гидросистеме, МПа	6	10	10	10	15-25
Основные размеры, мм:					
длина	3300	4300	5000	6500	6150
ширина	1500	2200	2300	2500	1840
высота в рабочем положении	2600	2900	3000	3300	3400
высота в транспортном положении	1780	1500	2200	2000	2765
Масса, кг	2800	2770	9100	11100	9400



Показатели	Промек М159	Промек М155	Промек М164	Промек М138	Промек М137
Диаметр скважин, мм	48-89	48-89	48-89	48-89	48-89
Глубина бурения скважин, м	35	35	30	30	30
Число бурильных машин	1	1	2	2	2
Тип перфоратора	COP 131EL	COP 131EL	COP 131EL	COP 131E	COP 131E
Тип податчика	BMS180	BMS180	BMS180	BMS180	BMS180
Диаметр буровых штанг, мм	38	38	38	38	38
Длина буровых штанг, м	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8
Размеры выработ- ки, м	3,2×3,4	3,3×3,3	3,5×3,4	3,5×3,4	3,2×3,2
Скорость передви- жения, км/ч	3,6	3,6	3,6	3,6	3,6
Давление в воздуш- ной системе, МПа	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6
Давление в гидро- системе, МПа		10	10	10	10
Основные размеры, мм:					
длина	4600	4850	4750	5200	6600
ширина	1600	1800	1800	1800	1700
высота в рабочем положении	3250	3100	3100	3100	2970
высота в транс- портном положе- нии	2950	2750	2700	2700	2900
Масса, кг	2300	5500	6500	7000	8500

Таблица П13

Показатели	Тип станка					
	ПБУ-80	СБ-1П	СБП-50/85	СБУ-100	СБСЦ-155/320	СБУ-50Э
Диаметр скважин, мм	65-75	50-85	50-85	105, 125	155,320	50-80
Глубина бурения, м	40	25	25	24	70	30
Число бурильных машин	1	1	2	1	1	1
Тип перфоратора, пневмоударника	ПК-75	ПК-75	ПК-75	М-48, П-125	П-160	ПГ-50
Тип податчика	Винтовой	Пневматический			Гидравлический	
Диаметр буровых штанг, мм	38	32	38	83	114	
Длина буровых штанг, мм	1500	1200	1000	1000	800	
Размеры выработки, м	2,8×2,8	2,8×2,8	2,5×2,5	4×4	2×2	2,8×2,8
Скорость передвижения, км/ч	1,0	5	2	0,85	4,8	1,0
Давление в воздушной системе, МПа	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	-
Давление в гидросистеме, МПа	6,0	6,5	6,5	6,0	6,5	14,0
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /мин	16	15	30	7	12	-
Расход воды, л/мин	25	25	40	21	36	18
Основные размеры, мм:						
длина	3300	3100	3380	3830	2920	3830
ширина	1500	1430	1350	2210	1320	1820
высота в рабочем положении	2600	2600	2250	3730	1880	2600
высота в транспортном положении	1780	1900	1500	2000	1500	2020
Масса, кг	2800	3870	3200	4000	2170	5000

### Приложение 3. Взрывчатые вещества и средства инициирования

Таблица III4

№ п/п	Типы ВВ	Диаметр патрона, мм	Длина патрона, мм	Масса патрона, г
1	Аммонит № 6ЖВ	32	250	200
		36	300	300
		45 (в полиэтиленовой оболочке)	300	480
		90 (в полиэтиленовой оболочке)	300	1950
2	Детонит М	28	250; 300	150; 200
		32	250	200-220
		36	250	250
3	Аммоналы: скальный № 3	32	250	200
				( $\rho = 0,9 \text{ г/см}^3$ ); 250
4	М-10	32	250	200
		45 (в полиэтиленовой оболочке)	300	480
		90 (в полиэтиленовой оболочке)	300	1950
5	Э-5 (патронированный)	32	250	250
6	Аммонит АП-5ЖВ	36	180	200
		36	230	250
		36	260-270	300
7	Аммониты: Т-19; ПЖВ-20	36	170	200
		36	200-220	250
		36	240-260	300
		36		
8	Угленит Э-6	36	170	200
		36	200	250
		36	260	300
9	Угленит П12ЦБ-2М	38	250	300

Таблица П15

Тип ВВ	Состав ВВ	Расчетные характеристики				Экспериментальные характеристики	
		Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Полная идеальная работа, кДж/кг	Объем газов, м <sup>3</sup>	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Работоспособность, см <sup>3</sup>
1	2	3	4	5	6	7	8
Аммонит № 6ЖВ	Смесь водоустойчивая. Смеси селитры - 79%, тротил - 21%	-0,53	4311	3097	895	1,0-1,2	360-380
Детонит М	АС-79 %, ж.н.э. - 10 %, коллоидный хлопок - 0,3%, машинное масло - 0,2%, сода - 0,2%	+0,18	5785	4312	832	1,0-1,3	450-500
Аммоналы М-10 (патр.), М-10 (п/э), d = 45 и 90 Э-5 (патр.)	Аммиачная селитра - 72%, ТНТ - 6%, алюминиевая пудра - 4,5%	+0,18	4940	3935	845	0,9-1,1	400-430
Скальный № 3, d = 24 и 28	Аммиачная селитра - 72%, ТНТ - 6%, гексоген - 15%, алюминиевая пудра - 8%	-0,78	5692	4437	810	1,0-1,1	450-470
Граммонит 79/21	Аммиачная селитра - 79%, ТНТ - 21%	+0,02	4311	3097	895	0,9-1,0	360
Граммонит 82/18	Аммиачная селитра - 82%, ТНТ - 18%	+0,02	4300	3090	895	0,9-1,0	360

1	2	3	4	5	6	7	8
Акванал АРЗ-8, АРЗ-8Н	Водосодержащие ВВ пластичной кон- систенции. Порош- кообразный аммо- нит или аммонал, кальциевая или нат- риевая селитра, во- да и пластификатор	-3,3			850	0,85	340
Гранулиты А-6, АС-4,	Смесь аммиачной селитры и алюми- ниевой пудры 94/6	-1,3	3850	3150	980	0,85	390-410
АС-4В, АС-8, АС- 8В,	94/4, соляровое масло - 4%	+0,41	4500	3640	907	0,8-0,85	390-410
АС-М, Д-5	90/8, соляровое масло - 4%	+0,34	5200	4000	347	0,87-0,92	410-430
	95/0, соляровое масло - 5%	+0,14	3850	3160	980	0,93-0,95	320-330
Игданит	Аммиачная селит- ра - 94%	+0,12	3800	3170	990	0,8	320
Игданит-М	ДТ - 6%	+0,14	3850	3180	995	0,9	330

Тип ВВ	Состав ВВ	Экспериментальные характеристики				Скорость детонации, км/с
		Бризантность, мм	Критический диаметр откр. зар., мм	Передача детонации между патронами, см		
				сухими	после выдержки в воде	
1	2	9	10	11	12	13
Аммонит № 6ЖВ	Смесь водоустойчивая. Смеси селитры – 79%, тротил – 21%	14–16	10–13	$\frac{5-9}{7-12}$	$\frac{3-6}{4-10}$	3,6–4,8
Детонит М	АС-79 %, ж.н.э. – 10%, коллоидный хлопок – 0,3 %, машинное масло – 0,2 %, сода – 0,2 %	17–22	8–10	$\frac{8-22}{-}$	$\frac{6-15}{-}$	4,9–5,3
Аммоналы М-10 (патр.), М-10 (п/э), d = 45 и 90 Э-5 (патр.)	Аммиачная селитра – 72 %, ТНТ – 6 %, алюминиевая пудра – 4,5 %	16–19	12–14	$\frac{4-8}{6-12}$	$\frac{3-5}{4-6}$	4–4,5
Скальный № 3 d = 24 и 28	Аммиачная селитра – 72 %, ТНТ – 6 %, гексоген – 15 %, алюминиевая пудра – 8%	18–20	8–10	$\frac{7-12}{8-14}$	$\frac{5-10}{6-12}$	4–4,5

1	2	9	10	11	12	13
Граммонит 79/21	Аммиачная селитра – 79%, ТНТ – 21%	22	40			3,5
Граммонит 82/18	Аммиачная селитра – 82%, ТНТ – 18%	28	60			4,2
Акванал АРЗ-8, АРЗ-8Н	Водосодержащие ВВ пластичной консистенции. Порошкообразный аммонит или аммонал, кальциевая или натриевая селитра, вода и пластификатор	2–25	70–100			3,0–3,6
Гранулиты А-6, АС-4,	Смесь аммиачной селитры и алюминиевой пудры 94/6	18–22				2,5–3,6
АС-4В, АС-8, АС-8В,	94/4, соляровое масло – 4%	22–24	70–100			2,6–3,2
АС-М, Д-5	90/8, соляровое масло – 4%	24–28	70–100			3,0–3,6
	95/0, соляровое масло – 5%	15–20	100–120			2,2–2,7
Игданит	Аммиачная селитра – 94%	15–20	100–120			2,2
Игданит-М	ДТ – 6%					2,7

Примечание. В числителе диаметр патрона 32 мм, знаменателе — 36 мм.

Таблица П16

Класс ВВ	Тип ВВ	Состав ВВ	Расчетные характеристики			Экспериментальные характеристики	
			Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Объем газов, м <sup>3</sup>	Температура взрыва, К	Плотность, см <sup>3</sup>
III	Аммонит АП-5ЖВ	Аммиачная селитра - 70%, ТНТ - 18%, хлористый натрий - 12%	-0,02	3860	787	2793	1,0-1,15
IV	Аммонит ПЖВ-20	Аммиачная селитра с добавкой фуксина - 64%, ТНТ - 16%, хлористый натрий - 21%	+0,32	3400	717	2493	1,05-1,2
	Аммонит Т-19	Аммиачная селитра с добавкой фуксина - 61%, ТНТ - 19%, хлористый натрий - 21%	-2,47	3380	724	2503	1,05-1,2
V	Углиниты Э-6	Натриевая селитра - 46%, хлористый аммоний - 30%, хлористый натрий - 7%, древесная мука - 2,5%, стеарат кальция - 1%, сода - 2%, коллоидный хлопок - 0,2%	+0,53	2680	560	2063	1,1-1,25
VI	13 П 13 П/1 Углиниты П12ЦБ-2М (патроны высокопр. в п/э обол.)	Ионобированные соли, сенсibilизированы жидкими нитроэфирами Смесь карбамида, натриевой селитры, хлористый натрий, желатинизатор, натрий карбоксильный, метилцеллюлоза	0	2300	520		1,25-1,35
VII	Ионит  Заряды ЗПН-1 ЗПН в п/э	Смесь NaNO <sub>3</sub> с хлористым аммонием, сенсibilизирован жидкими нитроэфирами (коллоидный хлопок)	+6,74	1930	580	513	1,0-1,2



Класс ВВ	Тип ВВ	Экспериментальные характеристики				Скорость детонации, км/с	Область применения
		Работоспособность, см <sup>3</sup>	Бризантность, мм	Передача детонации между патронами			
				сухими	после выдержки в воде		
III	Аммонит АП-5ЖВ	320–330	14–17			3,6–4,6	Разрешено применение при содержании СН <sub>4</sub> до 1%
IV	Аммонит ПЖВ-20	265–280	15–17			3,5–4,0	Предназначен для взрывных работ в смешанных забоях различной крепости пород и углей
	Аммонит Т-19	270–280	15–17			3,6–4,3	
V	Углиниты Э-6	130–170	7–11	5–12	3–10	1,9–2	Для взрывания углей и пород слабой и средней крепости только при наличии 2-х обнаженных поверхностей, средней крепости при наличии одной обнаженной поверхности
	13 П 13 П/1						
VI	Углиниты П12ЦБ-2М (патроны выскопр. в п/э оболочке)	95–120		4–5		1,9–2	Для взрывных работ в особо опасных забоях для взрывной отбойки угля и породы, кроме особо опасных комбайновых, или с одной плоскостью обнажения
VII	Ионит	95–125	5–6	Детонация впритык		1,6–1,8	Не воспламеняет угольную пыль при взрыве зарядов в канальной мортире массой 900 г, применяется в виде накладных зарядов Применяются в виде накладных зарядов
	Заряды ЗПН-1 ЗПН в п/э						

Наименование ЭД	Тип ЭД	Область применения
ЭЛ-8Ж, ЭД-8Э	Мгновенного действия	Для инициирования боевиков зарядов ВВ на земной поверхности, в шахтах и рудниках, не опасных по пыли и газу
ЭД-3-Н	Предохранительные, короткозамедленного и замедленного действия	Для инициирования боевиков зарядов ВВ с замедлением до 100 мс (2–3 серии) на земной поверхности, кроме шахт и рудников, опасных по пыли и газу
ЭДЗД	Непредохранительные замедленного действия	До 1000 мс (9 серий)
ЭДКЗ	Непредохранительные	С замедлением до 250 мс (6 серий), кроме шахт и рудников, опасных по пыли и газу
ЭДКЗ-ОП	Предохранительные	Для шахт и рудников, опасных по пыли и газу
ЭДКЗ-П		С замедлением до 125 мс
ЭДКЗ-35П		Для шахт и рудников, опасных по пыли и газу
ЭДКЗ-ПК		Для инициирования боевиков зарядов с замедлением до 200 мс (6 серий), в том числе для шахт и рудников, опасных по пыли и газу
ЭДКЗ-ПМ		До 120 мс (7 серий)

Сергей Кириллович Мангуш

## ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

*Режим выпуска «стандартный»*

Редактор текста *М.М. Титова*  
Компьютерная верстка и подготовка  
оригинал-макета *Е.В. Воронцова*  
Дизайн серии *Е.Б. Капралова*  
Зав. производством *Н.Д. Урбушкина*  
Полиграфическое производство  
*Г.Н. Потемкина*

Подписано в печать 22.04.2002. Формат 60×90/16.  
Бумага офсетная № 1. Гарнитура «Times».  
Печать трафаретная на цифровом дупликаторе.  
Усл. печ. л. 8,0. Тираж 1000 экз.  
[2-й завод (допечатка тиража — 300 экз.)].  
Заказ 1294

ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО  
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

*Лицензия на издательскую деятельность*  
*ЛР № 062809*  
*Код издательства 5Х7(03)*

Отпечатано в типографии Издательства  
Московского государственного горного университета

*Лицензия на полиграфическую*  
*деятельность ПЛД № 53-305*

**Высшее  
горное  
образование**



119991 Москва, ГСП-1, Ленинский проспект, 6,  
Издательство МГГУ;  
тел. (095) 236-97-80; факс (095) 956-90-40;  
тел./факс (095) 737-32-65