

с. - 95
В.Н. Сытенков, У.Ю. Давронбеков, И.П.Бибик

**ПРОЕКТИРОВАНИЕ
СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ
ПРИ ВЗРЫВНОМ РЫХЛЕНИИ
ПОРОД В КАРЬЕРАХ**

НАВОИЙ
2004

В 22.235

С-95

Б/н

Сытенков В. Н. 4 гр.

Проктирование

экваториальной

заряд

гов

при

взр

речи.

Навон, 2004

Книга должна быть возвращена не
позже указанного здесь срока

Количество предыдущих выданий _____

622.253
С-95

РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН

НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

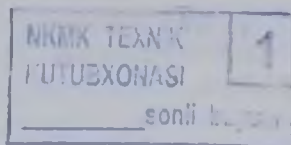
НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

В.Н. Сытенков, У.Ю. Давронбеков, И.П. Бибик

ПРОЕКТИРОВАНИЕ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ПРИ ВЗРЫВНОМ РЫХЛЕНИИ ПОРОД В КАРЬЕРАХ

ПОСОБИЕ

для студентов, обучающихся
по направлению 5540200 «Горное дело»



НАВОИЙ
2004

Сытенков В.Н., Давронбеков У.Ю., Бибик И.П. Проектирование скважинных зарядов при взрывном рыхлении пород в карьерах

Пособие предназначено для студентов, обучающихся по направлению 5540200 «Горное дело», и может быть использовано при выполнении курсовых и выпускных работ по курсу «Буровзрывные работы». Оно призвано дополнить объем полученных знаний по управлению взрывным воздействием на горный массив для достижения желаемого результата.

Данное пособие опирается на знание студентами геологии, физики горных пород, основ технологии горных работ, физики горных процессов и других дисциплин горной науки.

Особенностью изложенного в пособии подхода к проектированию скважинных зарядов в карьерах является использование взаимного влияния, существующего между применяемой технологией и техникой горных работ и показателям взрывного рыхления породных массивов, для усиления желаемого эффекта и оптимизации параметров технологических процессов горного производства. Для этого использованы методики расчета скважинных зарядов, базирующиеся на современном представлении об управлении взрывным рыхлением горных массивов в карьерах, а также влиянии качества дробления пород взрывом на энергетические показатели взрывных работ и сопряженных с ними процессов горного и перерабатывающего производства.

Рецензенты:

Заведующий кафедрой «Горное дело» Навоийского Государственного горного института, кандидат технических наук, доцент У.Ф. Носыров и начальник производственно-технического отдела Центрального рудоуправления Навоийского Горно-металлургического комбината Н.Т. Шпургалов.

Печатается по решению научно-методического совета Навоийского Государственного горного института. Протокол № 1 от 28 сентября 2004 г.

I. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Взрывные работы являются составной частью единого процесса добычи полезных ископаемых открытым способом, от эффективности которых в значительной степени зависят технико-экономические показатели горного предприятия в целом. При этом существенное значение имеет определение рациональных параметров скважинных зарядов ВВ и их размещение в горном массиве. В определении таких параметров наибольшие трудности возникают при разработке месторождений в скальных породах со сложной морфологией рудных тел. Положение осложняется использованием в карьерах разнообразного горно-транспортного оборудования, на основе которого формируются технологические потоки различной структуры. В результате не только для карьера в целом, но и для его отдельных зон к качеству взрывного рыхления пород и смещению горного массива при взрыве предъявляются различные требования. Поэтому при расчетах скважинных зарядов следует учитывать горно-технологические особенности пород, параметры средств механизации горных работ и структуру технологических потоков практически для каждого взрываемого блока. Необходимость в таком индивидуальном подходе объясняется тем, что взрывное рыхление горного массива влияет на все последующие процессы и не только горного, но и перерабатывающего производства.

Существующие методы расчетов скважинных зарядов при взрывном рыхлении пород в карьерах ориентируют специалистов на упрощенное решение указанной задачи с элементами неопределенности используемых исходных данных и получаемых результатов. В частности, максимально допустимый размер

куска разрушенной породы определяют по геометрическим параметрам горно-транспортного и обогащительного оборудования без взаимосвязи со степенью дробления пород и энергосиловыми характеристиками, например, выемочно-погрузочной техники. При этом предполагается, что полученные параметры скважинных зарядов и их размещение в горном массиве обеспечат требуемое качество его взрывного разрушения. Однако эти предположения редко подтверждаются практикой работы, поэтому такие расчеты требуют уточнений по результатам опытно-промышленных взрывов.

Естественно, что упрощенный подход к расчету параметров скважинных зарядов вносит существенные погрешности в результаты определения технико-экономических показателей добычи минерального сырья. Поэтому целесообразно перейти к оптимизационным расчетам на основе установленных взаимосвязей параметров скважинных зарядов и результатов взрывного разрушения горных массивов с показателями сопряженных процессов горного и перерабатывающего производств.

Предложенный подход к расчету скважинных зарядов при взрывном рыхлении пород в карьерах во многом устраняет отмеченные недостатки. Приведенные в нем методики базируются на результатах последних достижений в области взрывного дела и позволяют ориентироваться на современное представление о роли взрывных работ при добыче и переработке минерального сырья.

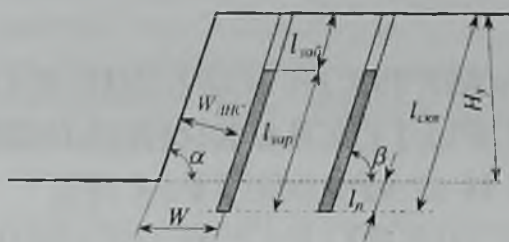


Рис. 2.2. Наклонные скважинные заряды

При скважинной отбойке в карьерах угол откоса уступа α меньше 90° . Естественно, что при отбойке таких уступов вертикальными скважинными зарядами наибольшее сопротивление пород взрывному

воздействию должно преодолеваться на уровне подошвы уступа. Для преодоления этого сопротивления по линии W часть заряда ВВ размещают в скважине, пробуренной ниже подошвы разрабатываемого уступа. Эта часть скважины l_n называется перебуром. Линия сопротивления пород по подошве уступа является основным горно-техническим параметром, определяющим параметры скважинного заряда.

Заряды в скважине могут быть сплошными (рис. 2.3, а) или рассредоточенными (рис. 2.3, б) по высоте воздушным промежутком или другим инертным материалом. Рассредоточение заряда позволяет увеличить эффективность использования энергии взрывчатого вещества для дробления пород за счет более равномерного его распределения в массиве и интерференции взрывных волн от отдельных частей заряда.

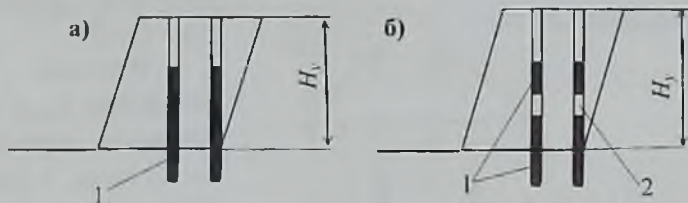


Рис. 2.3. Конструкция сплошных (а) и рассредоточенных (б) скважинных зарядов:

1 – заряд взрывчатого вещества; 2 – воздушный промежуток

Скважины на взрываемом блоке породного массива могут располагаться в один или несколько рядов, образуя своеобразную

сетку скважин. Сетка расположения скважин характеризуется двумя размерами: расстоянием между скважинами в ряду (a) и между рядами скважин (b). Эти размеры выбираются таким образом, чтобы зоны разрушения массива от каждой скважины перекрывали друг друга, не образуя «порогов» в основании уступа (рис. 2.4).

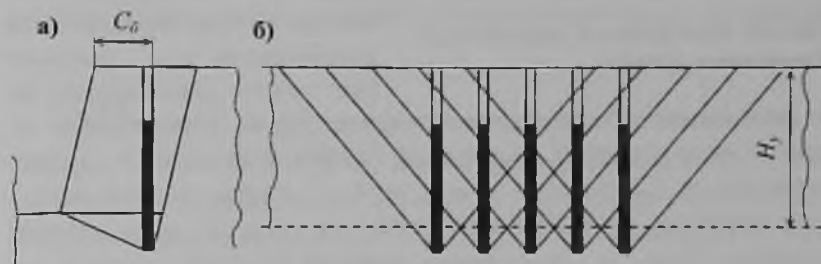


Рис. 2.4. Схема расположения и зоны действия скважинного заряда в поперечном (а) и продольном (б) сечениях взрываемого блока

Расстояние C_0 от первого ряда скважин до верхней бровки уступа должно обеспечивать безопасность работы бурового станка и персонала, занятого бурением скважин и подготовкой массового взрыва. При ведении взрывных работ «на подобранный забой» это расстояние должно составлять не менее 2,0 м, а при ведении с «подпорной стенкой» из неубранной горной массы - не лимитируется.

Патрон-боевик в скважине располагается, как правило, на уровне подошвы уступа. Это обеспечивает совпадение направления детонации заряда взрывчатого вещества с направлением разрушения массива, а также улучшает проработку подошвы.

При больших значениях сопротивления по подошве уступа, когда одиночные скважинные заряды не обеспечивают нормальной проработки подошвы уступа, возможно применение параллельно-сближенных зарядов в виде группы из двух, трех и более скважин (рис. 2.5). Заряды в таких группах взрываются одновременно.

Основными параметрами скважинных зарядов и их пространственного расположения являются (рис. 2.1–2.5):

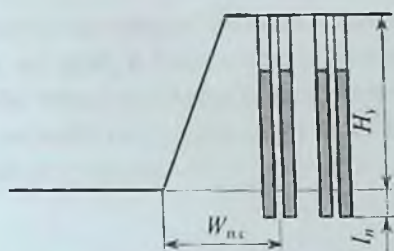


Рис. 2.5. Конструкция параллельно-сближенных зарядов

D — диаметр заряда, м; H_y — высота взрываемого уступа, м; W — линия сопротивления пород по подошве уступа, м; $W_{л.н.с}$ — линия наименьшего сопротивления, равная кратчайшему расстоянию от центра заряда до свободной поверхности, м; a — расстояние между скважинами, м;

b — расстояние между рядами скважин, м; C_b — расстояние от первого ряда скважин до верхней бровки уступа, м; l — длина скважины, м; $l_{зар}$ — длина заряда, м; $l_{заб}$ — длина забойки, м; l_n — длина перебура, м; α — угол откоса уступа, град.; β — угол наклона скважины, град.; φ — угол между верхней бровкой уступа и рядами одновременно взрываемых скважин, град. (при расположении одновременно взрываемых скважин параллельно верхней бровке уступа $\varphi = 0^\circ$, а перпендикулярно — $\varphi = 90^\circ$).

Взрывание скважинных зарядов при отбойке уступов на открытых разработках должно обеспечить: полный отрыв взрываемого слоя породы и возможно более равномерное ее дробление по всей высоте уступа на куски заданного размера; развал взорванной массы заданной высоты и ширины для высокопроизводительной и безопасной работы выемочно-погрузочного оборудования.

Эффективность и технико-экономические показатели скважинной отбойки зависят от параметров скважинного заряда и параметров его размещения в горном массиве, которые должны быть согласованы с физико-механическими свойствами разрушаемых пород, параметрами применяемого оборудования, высотой уступа, условиями работы взрыва, величиной линии сопротивления по подошве уступа, требованиями к смещению пород при взрывном разрушении массива.

Объем взрываемого блока пород принимается в зависимости от режима взрывных работ в карьере (один раз в смену, сутки, неделю и месяц) и производительности выемочно-погрузочного оборудования.

III. ОЦЕНКА ВЗРЫВАЕМОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД

Широкий диапазон изменения физико-механических характеристик и многообразие горно-технологических свойств пород требует индивидуального подхода к выбору рациональных технологических параметров горных работ для каждого разрабатываемого участка месторождения. В первую очередь это касается подготовки пород к выемке взрывным способом. Такой подход базируется на взаимосвязях удельного расхода ВВ с качеством дробления пород взрывом. При этом относительная предрасположенность породы к взрывному разрушению оценивается по удельному расходу ВВ на основе шкалы взрываемости (табл. 3.1), составленной по результатам эталонных взрывов.

Общепризнанным критерием оценки взрываемости пород является удельный расход ВВ, который во всех классификациях закономерно возрастает с увеличением абсолютных значений горно-технологических характеристик пород. Эта общность критерия оценки обуславливает определенную взаимосвязь между классификациями пород по разным технологическим признакам (буримости, взрываемости), что позволяет с определенной степенью надежности совместить расчетные методики при переходе от одной классификации к другой.

В частности, при расчетах параметров буровых и взрывных работ наиболее широкое применение получили классификации горных пород по М.М. Протодяконову и СНиП-82, взаимосвязь между которыми иллюстрируется графиком (рис. 3.1) и описывается уравнением:

Таблица 3.1

Классификация массивов горных пород по взрываемости

Категория пород по взрываемости	Плотность пород, г/см^3	Предел прочности пород на сжатие, МПа	Расстояние между трещинами в массиве, м	Коэффициент крепости пород по М.М. Протодаканову	Группа пород по СНиП-82	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3	Степень трещиноватости (блочности) пород
Легко-взрываемые породы	1,40-2,00	10-30	$\leq 0,10$	до 3	V	0,12-0,18	I Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)
	1,75-2,35	20-45	0,05-0,25	2-4		0,18-0,27	
Средне-взрываемые породы	2,25-2,55	30-65	0,20-0,5	3-6	VI	0,27-0,38	II Сильнотрещиноватые (среднеблочные)
	2,50-2,80	50-80	0,45-0,75	5-8		0,38-0,52	
Трудно-взрываемые породы	2,75-2,9	70-120	0,70-1,0	7-12	VII	0,52-0,68	III Среднетрещиноватые (крупноблочные)
	2,85-3,0	110-160	0,95-1,25	11-16	VIII	0,68-0,88	
Весьма трудно-взрываемые породы	2,95-3,2	145-205	1,20-1,5	14-18	IX	0,88-1,1	IV Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)
	3,15-3,40	195-250	1,45-1,7	17-19	X	1,10-1,37	
Исключительно трудно-взрываемые породы	3,35-3,6	235-300	1,65-1,9	18-20	XI	1,37-1,68	V Практически монолитные (исключительно крупноблочные)
	$> 3,5$	285 и более	$> 1,85$			1,68-2,03	

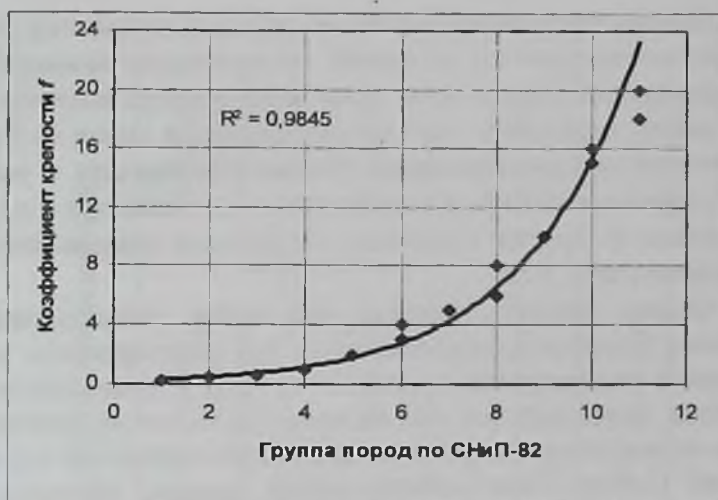


Рис. 3.1. График зависимости коэффициента крепости при классификации пород по М.М. Протодяконову от группы пород по классификации СНиП-82

$$f = 0,21e^{0,43F} \quad (3.1)$$

где f — коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову;
 F — группа пород по СНиП-82;
 e — основание натурального логарифма, $e=2,71$.

Известные классификации построены по усредненным горно-технологическим характеристикам пород, отклонения в определении которых даже для одной и той же породы на месторождении достигают 40-50 % и более. Поэтому такие классификационные признаки, как предел прочности на сжатие, сдвиг, растяжение, блочность, скорость распространения продольных волн и т.п. достаточно надежно «работают» только в пределах конкретного месторождения, а для однотипных пород других месторождений должны быть откорректированы. Следовательно, разработанные классификации пород по взрываемости имеют обобщенный характер и требуют корректировки применительно к конкретному месторождению.

Оценка предрасположенности пород к взрывному разрушению осуществляется на основе геологических исследований месторождений. Результатом таких исследований является районирование карьерного поля по взрываемости пород на основе общепринятой классификации, которая адаптируется к условиям конкретного карьера и одновременно совмещается с классификациями по другим (например, буримости) технологическим признакам (табл. 3.2).

Однако следует отметить, что выбор технологического признака (буримость, взрываемость) для районирования пород карьера в рассматриваемом случае не имеет принципиального значения, поскольку все они базируются на таком, достаточно точно определяемом параметре, как предел прочности пород на сжатие. Поэтому при районировании карьера, например, по трудности бурения (рис. 3.2) одновременно выполняется и его



Рис. 3.2. Районирование горных пород карьера по буримости: IX, X, XI, XII, XIII, XIV, XV – категории горных пород по буримости (шкала ЦБПНТ)

Таблица 3.2

Классификация пород карьера Мурунтау по буримости и взрываемости

Литологические разновидности пород	Предел прочности пород на сжатие, МПа	Блочность пород массива, мм	Категория пород по буримости		Категория пород по взрываемости
Углеродистые сланцы, окисленные кварц-слюдистые сланцы с различ- ной степенью метасоматоза, квар- циты и кварцевые жилы, сильно трещиноватые	$\sigma_{сж} < 90$	до 200	IX-XI	Легко- буримые	Легко- взрываемые
Мытые кварцы: жилы, кварциты, роговики, слюдясто-кварцевые сланцы	$90 < \sigma_{сж} \leq 100$	210 - 300	XII	Средне- буримые	Средне- взрываемые
	$100 < \sigma_{сж} \leq 120$	310 - 400	XIII		
Брекчии замещения. Дайки раз- личного состава	$120 < \sigma_{сж} \leq 130$	410 - 500	XIV	Трудно- буримые	Трудно- взрываемые
	$130 < \sigma_{сж} \leq 140$	510 - 600	XV		
Массивные метасоматиты кварц- полевошпатовые, брекчии замеще- ния с турмалином					
Кварцевые жилы, массивные рого- вики					

Оценка предрасположенности пород к взрывному разрушению осуществляется на основе геологических исследований месторождений. Результатом таких исследований является районирование карьерного поля по взрываемости пород на основе общепринятой классификации, которая адаптируется к условиям конкретного карьера и одновременно совмещается с классификациями по другим (например, буримости) технологическим признакам (табл. 3.2).

Однако следует отметить, что выбор технологического признака (буримость, взрываемость) для районирования пород карьера в рассматриваемом случае не имеет принципиального значения, поскольку все они базируются на таком, достаточно точно определяемом параметре, как предел прочности пород на сжатие. Поэтому при районировании карьера, например, по трудности бурения (рис. 3.2) одновременно выполняется и его



Рис. 3.2. Районирование горных пород карьера по буримости: IX, X, XI, XII, XIII, XIV, XV – категории горных пород по буримости (шкала ЦБПНТ)

Таблица 3.2

Классификация пород карьера Мурунтау по буримости и взрываемости

Литологические разновидности пород	Предел прочности пород на сжатие, МПа	Блочность пород массива, мм	Категория пород по буримости		Категория пород по взрываемости
Углеродистые сланцы, окисленные кварц-слюдистые сланцы с различной степенью метасоматоза, кварциты и кварцевые жилы, сильно трещиноватые	$\sigma_{сж} < 90$	до 200	IX-XI	Легко-буримые	Легко-взрываемые
Мытые кварцы: жилы, кварциты, роговики, слюдясто-кварцевые сланцы	$90 < \sigma_{сж} \leq 100$	210 - 300	XII	Средне-буримые	Средне-взрываемые
Брекчии замещения. Дайки различного состава	$100 < \sigma_{сж} \leq 120$	310 - 400	XIII		
Массивные метасоматиты кварц-полевошпатовые, брекчии замещения с турмалином	$120 < \sigma_{сж} \leq 130$	410 - 500	XIV		
Кварцевые жилы, массивные роговики	$130 < \sigma_{сж} \leq 140$	510 - 600	XV	Трудно-буримые	Трудно-взрываемые

районирование по трудности взрывания. При этом сочетание категорий трудности бурения и взрывания выбирается в наиболее приемлемом для практического применения соотношении в условиях конкретного карьера.

Районирование карьерного поля по взрываемости пород имеет особое значение для месторождений со сложными геологическими условиями, при разработке которых невозможно применение однородной технологии горных работ из-за множества геологических особенностей строения горного массива, широкого диапазона изменения физико-механических свойств и блочности пород. В частности, районирование горных пород карьера Мурунтау в контурах ведения горных работ показало, что мелко-блочные (легко-взрываемые) породы составляют 13,2 %, средне-блочные (средне-взрываемые) – 60,7 %, крупноблочные (трудно-взрываемые) – 22,5 %, весьма крупноблочные (весьма трудно-взрываемые) – 3,6 %.

Таким образом, оценка взрываемости горных пород в сочетании с особенностями геологического строения горного массива, условиями ведения взрывных работ и требованиями к качеству взрывного дробления пород индивидуальна для каждого карьера. Эта индивидуальность проявляется в районировании пород карьера по взрываемости, а ее количественным проявлением можно считать удельный расход ВВ.

IV. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТРЕБОВАНИЙ К КАЧЕСТВУ ДРОБЛЕНИЯ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Требования к качеству дробления пород взрывом формируются на основе геометрических параметров применяемого оборудования и энергетических характеристик процессов в технологических потоках карьеров.

Геометрическими характеристиками применяемого оборудования определяется максимально допустимый линейный размер куска породы, гарантирующий нормальную работу оборудования. Этот размер определяется по следующим формулам.

Для экскаваторов типа мехлопата с емкостью ковша до 10 м^3 :

$$d_{\max} \leq 0,75 \sqrt[3]{E_k}, \text{ м} \quad (4.1)$$

где E_k — емкость ковша экскаватора, м^3 .

При емкости ковша $E_k > 10 \text{ м}^3$ максимально допустимый размер куска породы $d_{\max} = 1,6 \text{ м}$.

Для автосамосвалов и думпкаров:

$$d_{\max} \leq 0,5 \sqrt[3]{E_m}, \text{ м} \quad (4.2)$$

где E_m — емкость кузова, м^3 .

Для дробилок:

$$d_{\max} \leq (0,75 \div 0,85) Z_{op}, \text{ м} \quad (4.3)$$

где Z_{op} — размер приемного отверстия дробилки, м.

Ленточные конвейеры при разработке скальных месторождений применяются, главным образом, в комплексах циклично-поточной технологии (ЦПТ). При этом загрузка конвейера осуществляется после предварительного дробления горной массы в дробилках, параметры выходной щели которых выбираются исходя из требований, предъявляемых к размеру куска геометрическими параметрами конвейера. Поэтому для ленточных конвейеров требования к размеру максимального куска при взрывном рыхлении массива нами не рассматриваются.

Куски породы, неудовлетворяющие зависимостям (4.1÷4.3), считаются негабаритными и подлежат вторичному дроблению взрывным или механическим способами. Наличие во взорванной горной массе большого количества негабаритных кусков значительно снижает производительность и срок службы оборудования. Кроме того, вторичное дробление негабаритов нарушает ритм работы карьера. Поэтому в идеальном варианте негабарит в развале пород после взрыва должен отсутствовать, что маловероятно, а при проектировании взрывных работ его выход не следует принимать больше 5 %.

Энергетические характеристики процессов в технологических потоках карьеров предъявляют требования к качеству дробления пород взрывом через энергетические затраты на выполнение работы, которые зависят не столько от выхода негабаритных кусков, сколько от среднего размера куска породы в развале ($d_{\text{ср}}$). Средний размер куска разрушенной породы влияет на эффективность работы оборудования в технологических потоках горного и перерабатывающего производства через удельное сопротивление копанью (выемочно-погрузочные машины), разрыхление (транспортные средства) и степень дробления (дробилки и мельницы). Поэтому начальным этапом расчета скважинных рядов в карьерах является определение целевой задачи взрывных работ, из которой вытекают требования к качеству дробления пород. При этом следует иметь в виду, что взрывное дробление пород значительно дешевле механического дробления. Следовательно, целесообразно сместить распределение энергетических затрат в сторону взрыва.

В карьерах выделяются четыре основных технологических потока, каждый из которых предъявляет специфичные требования к взрывному рыхлению массива, направленные на оптимизацию финансовых, материальных, трудовых и энергетических затрат. Такими потоками являются:

- выемочные работы (экскавация) без применения транспортных средств;

- выемочно-погрузочные работы с последующей доставкой горной массы в отвалы автомобильным или железнодорожным транспортом (циклическая технология работ);

- выемочно-погрузочные работы с последующей доставкой горной массы в отвалы автомобильно-конвейерным транспортом, что предусматривает механическое дробление пород перед погрузкой на конвейер (циклично-поточная технология работ);

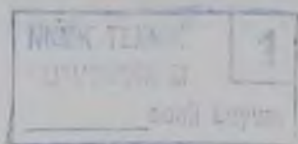
- выемочно-погрузочные работы с последующей доставкой горной массы на переработку с механическим дроблением и измельчением руды (система «карьер-завод»).

Анализ структуры приведенных выше технологических потоков показывает, что экскавация является их неотъемлемой частью. Поэтому задача качественной подготовки пород к экскавации является начальным звеном всех дальнейших расчетов, а оптимальный по энергетическим затратам размер среднего куска разрушенной взрывом породы в этом случае, названный нами базовым размером среднего куска, определяется по формуле, полученной на основе обработки экспериментальных данных [1, 2]:

$$d_{ср\text{ опт}} = 0,08 + 0,75 \times 10^{-3} \delta_{сж} + 2 \times 10^{-3} E_k, \text{ м} \quad (4.4)$$

где $\delta_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа.

Взаимосвязь оптимального (базового) размера куска взорванной горной массы с пределом прочности пород на сжатие для экскаваторов с различной вместимостью ковша иллюстрируется графиками (рис. 4.1).



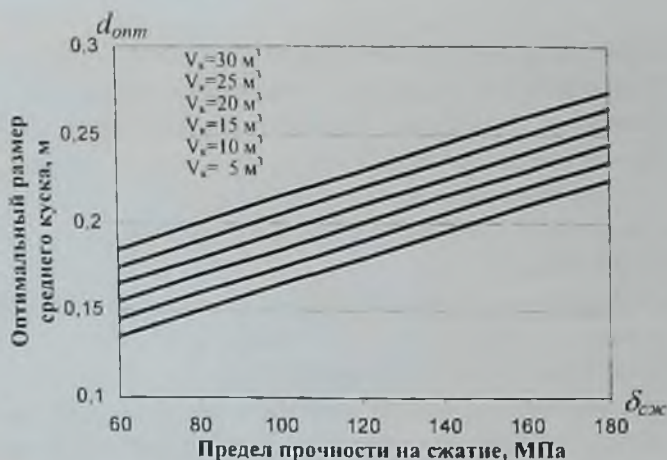


Рис. 4.1. Зависимость оптимального размера куска взорванной горной массы от предела прочности пород на сжатие для экскаваторов с различной вместимостью ковша

Зависимость базового размера среднего куска взорванной горной массы от предела прочности пород на сжатие при экскавации позволяет с помощью соответствующих коэффициентов адаптации [2] перейти к оптимальному размеру среднего куска породы для цикличной, циклично-поточной технологии и в системе «карьер-завод». Эти коэффициенты получены на основе исследований и с достаточной для практического применения точностью могут быть приняты, соответственно, равными: $k_{a \text{ цт}} = 1,2$; $k_{a \text{ цпт}} = 1,6$ и $k_{a \text{ к-з}} = 3,5$. Например, при разработке пород с $\delta_{cж} = 140$ МПа экскаватором с вместимостью ковша 15 м^3 базовый размер среднего куска составляет $d_{cp} = 0,23$ м. Тогда для цикличной технологии он составит:

$$d_{\text{цт}} = \frac{d_{\text{cp}}}{k_{a \text{ цт}}} = \frac{0,23}{1,2} = 0,20 \text{ м}$$

для циклично-поточной технологии –

$$d_{\text{цпт}} = \frac{d_{\text{cp}}}{k_{a \text{ цпт}}} = \frac{0,23}{1,6} = 0,14 \text{ м}$$

и в системе «карьер-завод» -

$$d'_{ср\ к-з} = \frac{d_{ср\ разв}}{k_{а\ к-з}} = \frac{0,23}{3,5} = 0,07 \text{ м}$$

Этим значениям размеру среднего куска пород в развале соответствует минимум энергетических затрат в технологическом потоке.

Качество взрывного дробления пород характеризуется размером не только среднего, но и максимального куска в развале. Взаимосвязь максимального и среднего куска иллюстрируется графиком (рис. 4.2) и описывается соотношением:

$$d_{\max \text{ разв}} = 3,52d_{ср} \leq d_{\max} \quad (4.5)$$



Рис. 4.2. График зависимости размера максимального куска от размера среднего куска в развале

Таким образом, совокупность зависимостей (4.1÷4.5) позволяет определить требования к качеству рыхления пород взрывом не только на основе геометрических параметров оборудования, но и на основе оптимизации энергетических затрат в технологических потоках карьеров.

V. ТРЕБОВАНИЯ К ПАРАМЕТРАМ РАЗВАЛА РАЗРУШЕННЫХ ВЗРЫВОМ ГОРНЫХ ПОРОД

Параметры развала разрушенных взрывом пород должны соответствовать геометрическим параметрам применяемого оборудования и технологии погрузочно-транспортных работ, а их конкретные значения определяются исходя из обеспечения:

- производительной и безопасной работы выемочно-погрузочного оборудования;
- минимальных потерь и разубоживания руды.

Производительная работа выемочно-погрузочного оборудования обеспечивается, если высота развала разрушенной породы позволяет заполнить ковш за один цикл, а безопасная – если высота развала не превышает предельно допустимого значения для конкретной машины. Для выполнения первого условия необходимо, чтобы высота забоя в развале была не меньше 3-кратной высоты ковша экскаватора типа «механическая лопата» (в этом случае ковш заполняется за один цикл), а второго - не выше высоты черпания (H_c) гидравлического и 1,5-кратной высоты черпания тросового экскаватора.

Параметры развала пород зависят от особенностей его формирования, определяемых условиями ведения взрывных работ - «на подобранный забой» или «в зажатой среде».

При взрыве «на подобранный забой» разрушенные породы смещаются в сторону откоса уступа (рис.5.1). Следствием такого смещения является увеличение ширины развала по сравнению с шириной взрываемого блока при одновременном уменьшении высоты развала по сравнению с высотой взрываемого уступа.

Высота развала (H_p) в этом случае должна отвечать условию:

$$3H_{\text{ковш}} \leq H_p \leq H_{\text{доп}} \quad (5.1)$$

где $H_{\text{ковш}}$ — высота ковша экскаватора, м, $H_{\text{ковш}} \approx 0,8 \sqrt[3]{E_k}$;

$H_{\text{доп}}$ — максимально допустимая высота забоя в развале пород после взрыва ($H_{\text{доп}} = 1,0H_q$ для гидравлических и $H_{\text{доп}} = 1,5H_q$ для тросовых экскаваторов типа «механическая лопата»), м.

При $H_y \leq H_{\text{доп}}$ высота развала будет заведомо меньше максимально допустимой высоты забоя, поэтому расчетами может не проверяться, а при $H_y > H_{\text{доп}}$ высоту развала следует понизить при взрыве до максимально допустимой высоты забоя, изменяя количество рядов взрываемых скважин и удельный расход ВВ или уменьшить высоту уступа. Можно применить экскаватор с другими геометрическими параметрами.

При ведении взрывных работ «на подобранный забой» с использованием автомобильного транспорта ширина развала не ограничивается, поскольку автосамосвал может перемещаться вслед за экскаватором, а при использовании ж/д транспорта — «привязана» к шагу передвижки ж/д пути и должна отвечать условию (рис. 5.1):

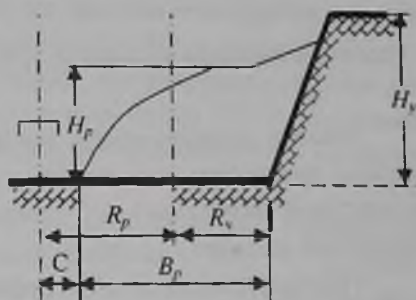


Рис. 5.1. Схема формирования развала породы при взрыве «на подобранный забой»

$$B_p \leq 0,8(R_v + R_p) - C, \text{ м} \quad (5.2)$$

где R_n и R_p – соответственно радиусы черпания на уровне стояния и разгрузки экскаватора, м;

C – величина транспортной бермы, м.

Снижение потерь и разубоживания полезного ископаемого при взрывном рыхлении достигается уменьшением деформации геологической структуры месторождения за счет минимизации вертикальных и горизонтальных смещений разрушаемых пород. Особое значение эта задача имеет для зон карьера, в которых сосредоточены полезные ископаемые с различными потребительскими свойствами. Ее решение базируется на ведении взрывных работ «в зажатой среде», когда смещение разрушае-

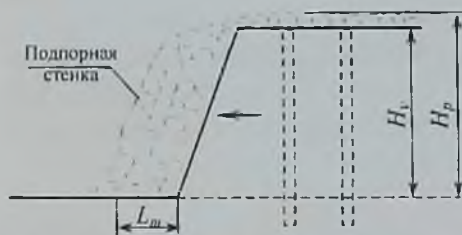


Рис. 5.2. Взрывание в «зажатой среде»

мого массива в горизонтальной плоскости ограничивается с помощью подпорной стенки из неубранной породы, а в вертикальной плоскости происходит увеличение высоты развала за счет разрыхления пород при взрыве (рис. 5.2).

Высота развала пород после взрыва «в зажатой среде» не должна превышать максимально допустимой высоты забоя для конкретной выемочно-погрузочной машины, т.е., должно выполняться условие $H_p \leq H_{доп}$.

Таким образом, высота развала пород зависит от принятого способа управления смещением массива при взрыве («на подобранный забой» или «в зажатой среде») и ограничивается геометрическими параметрами выемочно-погрузочного оборудования. Ширина развала пород при взрывах «на подобранный забой» регламентируется только при использовании ж/д транспорта, а при взрывах «в зажатой среде» минимизируется за счет применения подпорной стенки определенного размера (L_m) (рис. 5.2).

VI. ВЫБОР ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ ДЛЯ РЫХЛЕНИЯ ПОРОД В КАРЬЕРАХ

Для взрывного рыхления пород в карьерах используется широкий ассортимент ВВ (табл. 6.1): порошкообразные аммониты; сыпучие гранулированные ВВ (гранулиты, граммониты, алюмотол, игданиты, гранулотол); водонаполненные ВВ (акватолы, акваниты, ифзаниты) и эмульсионные ВВ (эмуланы, эмульгиты, нобелиты и нобеланы). В то же время при выборе взрывчатых веществ для конкретных условий оцениваются такие технологические свойства ВВ, как работоспособность, плотность заряжания, водоустойчивость, безопасность в обращении и пригодность к механизированному заряжанию в скважины. Сравнение разных типов ВВ проводится по переводному коэффициенту, равному отношению работоспособности эталонного (аммонит № 6-ЖВ) и сравниваемого ВВ в одинаковых условиях (табл. 6.1). В последнее время для открытых горных работ в качестве эталона используется граммонит 79/21, имеющий одинаковую с аммонитом № 6-ЖВ работоспособность, но более удобный в применении.

Эффективность использования различных ВВ зависит от прочности, вязкости и обводненности пород, блочности (трещиноватости) массива и т.п. При этом, чем выше прочность, вязкость и блочность пород, тем более работоспособные ВВ должны быть применены. В обводненных породах используются водоустойчивые ВВ.

При выборе типа ВВ учитываются не только технологические, но и экономические факторы. Поэтому простейшие ВВ, не обладающие высокими взрывными свойствами, но более дешевые по сравнению с промышленными ВВ и пригодные для

Характеристики основных ВВ для открытых горных работ

Тип ВВ	Состав и агрегатное состояние ВВ	Теплота взрыва, кДж/кг	Коэффициент работоспособности ВВ	Область применения
Акватор М	Водонаполненная смесь гранулированной селитры с алюмотолом и загустителем	5045	0,86	Для сухих и малообводненных скважин
Акватор 65/35	Водонаполненная смесь гранулированной селитры с тротилом и загустителем	3855	1,10	
Граммонит 30/70	Смесь гранулированной селитры и гранулированного тротила	3645	1,13	
Граммонит 79/21	Смесь гранулированной селитры и чешуйчатого тротила	4316	1,0	Для сухих скважин
Гранулит АС-8	Смесь гранулированной селитры с минеральным маслом и алюминиевой пудрой	5204	0,89	
Игданит (ANFO), гранулит-М,	Смесь гранулированной аммиачной селитры (94 %) с дизельным топливом или минеральным маслом (6 %)	3813	1,13	

Продолжение таблицы 6.1

Тип ВВ	Состав и агрегатное состояние ВВ	Теплота взрыва, кДж/кг	Коэффициент работоспособности ВВ	Область применения
Нобелан-2060 Нобелан-2070 Нобелан-2080 Нобелан-2090	Смесь игданита (ANFO) (от 60 до 90 %) и эмульсионной матрицы ^{*)}	2814	0,91	Для сухих скважин
Нобелит-2000 Нобелит-2030 Нобелит-2040 Нобелит-2050	Смесь сенсibilизированной ^{**)} эмульсионной матрицы и игданита (ANFO) (от 0 до 50 %)	2600	1,05	Для обводненных скважин при неограниченном времени пребывания ВВ в воде
Гранулотол	Гранулированный тротил	3457	1,0	
Алюмотол	Гранулированный сплав тротила с алюминиевым порошком	5279	0,83	

^{*)} Эмульсионная матрица представляет собой раствор минерального масла в жидкой (82 %) аммиачной селитре, для стабилизации которого применяется эмульгатор, препятствующий расслоению масла, селитры и воды.

^{**)} Сенсibilизация, в результате которой повышается чувствительность эмульсионного ВВ к начальному импульсу и передачи детонации, производится введением газогенерирующей добавки (раствора нитрита натрия).

механизированного заряжения скважин, находят все более широкое применение при производстве взрывных работ в карьерах. Следует также учитывать, что простейшие ВВ более безопасны в обращении.

На карьерах обычно применяются ВВ группы совместимости «D». В зависимости от обводненности скважин используются следующие основные виды ВВ:

1. При заряжении сухих скважин или сухой части обводненных скважин: граммонит 79/21, гранулит АС-4, гранулит АС-4В, гранулит АС-8, гранулит АС-8В, нобеланы, МАНФО, игданит (АС+ДТ).

2. При заряжении обводненных скважин: гранулотол, алюмотол, гранипор, граммонит 50/50, граммонит 30/70, нобелиты.

Наиболее распространенный ассортимент ВВ, применяемый в карьерах Узбекистана, приведен в табл. 6.2. При выборе ВВ для конкретных условий следует иметь в виду, что с увеличением прочности и обводненности пород доля ANFO (игданита) в эмульсионном ВВ должна уменьшаться.

В качестве промежуточных детонаторов используются промышленные шашки ТГФ-850, ГТП-500, ТГ-500, Т-400Г, а также патронированные сенсibiliзированные эмульсионные ВВ.

Взрывание скважинных зарядов осуществляется с помощью неэлектрических систем на основе детонирующего шнура марок ДШЭ-12, ДШВ или ДША, а также ударно-волновых трубок (динашок, СИНВ, Нонель и др.). Первичное инициирование взрывных сетей в этом случае осуществляется от электродетонаторов, инициирующий импульс в которые подается с помощью взрывных машинок ПИВ-100 М, КПВ-1/100 М или аппаратуры радиоуправления взрывом.

Для короткозамедленного взрывания скважинных зарядов ВВ применяются пиротехнические замедлители различных типов с номиналами замедления 20, 35, 50, 75, 100 мс (миллисекунд) и более.

Таблица 6.2

Наиболее распространенный ассортимент ВВ в карьерах Узбекистана

Категория пород	Трещиноватость	Коэффициент крепости	Типы применяемых ВВ
Легко-взрываемые	Чрезвычайно трещиноватые	6-8	Игданит (АНФО), граммонит 79/21, Нобелан, Нобелит
Средне-взрываемые	Сильно-трещиноватые	8-10	
Трудно-взрываемые	Средне-трещиноватые	10-12	
Весьма трудно-взрываемые	Мало-трещиноватые	> 12	
Обводненные породы	Любые		Гранулотол, гранипоры, Нобелит

Использование систем инициирования на основе ударно-волновых трубок обеспечивает безопасность взрывных работ, а также позволяет добиться разновременного взрывания скважинных зарядов на блоках, состоящих из практически неограниченного количества скважин при их многорядном расположении, что значительно снижает сейсмическое воздействие на охраняемые объекты. Выход негабарита при этом уменьшается в несколько раз за счет: повышения коэффициента использования скважинного заряда (ударно-волновая трубка в отличие от детонирующего шнура не выжигает заряд в скважине); увеличения интервалов времени между взрывами соседних скважин в 2-3 раза; разновременного срабатывания зарядов в каждой скважине (образуется три свободные поверхности); многорядного расположения скважин (пять рядов и более). В этом случае при производстве массового взрыва может быть реализован принцип «одно замедление – одна скважина». Кроме того, при использовании систем инициирования на основе ударно-волновых трубок опасная зона в карьере может быть установлена после монтажа взрывной сети перед присоединением электродетонатора к магистральной сети.

Таким образом, для ведения взрывных работ в карьерах имеется значительный выбор взрывчатых веществ различных типов. Однако предпочтение следует отдавать ВВ простейших типов на основе аммиачной селитры, а из средств инициирования – системам на основе ударно-волновых трубок.

VII. ОПРЕДЕЛЕНИЕ УДЕЛЬНОГО РАСХОДА ВВ

Обоснованный выбор удельного расхода ВВ является важным шагом в управлении качеством взрывного рыхления массива. Однако в этом случае возникают существенные сложности, обусловленные выбором влияющих факторов.

Наиболее полное определение основных характеристик породного массива, влияющих на разрушение горных пород взрывом, выполнено Г.П. Демидюком [3], который по степени влияния расположил их в следующем порядке:

- прочностные свойства породы (сопротивление сжатию, растяжению и сдвигу);
- сжимаемость и пористость породы, увеличивающие потери энергии взрыва на пластические деформации;
- вязкость, повышающая энергоемкость разрушения пород;
- плотность, определяющая энергозатраты на преодоление сил инерции при смещении пород;
- зернистость, слоистость, сланцеватость и кливажность, характеризующие количество макро- и микродефектов пород в массиве;
- трещиноватость, облегчающая разрушение массива, но препятствующая дроблению крупных отдельностей породы.

Одновременно отмечается, что выполнить расчет удельного расхода ВВ с помощью перечисленных характеристик невозможно, поскольку для этого необходимо знать их количественные значения в конкретных условиях. Решение этой задачи становится условным хотя бы потому, что до сих пор не установлено соотношение между прочностными свойствами пород в образце и массиве. Также трудно говорить о достоверности определения трещиноватости массива, которую оценивают, главным

образом, по результатам изучения керна при разведочном бурении. Кроме того, известно, что при испытаниях разных образцов одной и той же породы, например, предел прочности на сжатие может различаться на $15 \div 40 \%$.

Имеющиеся расчетные формулы для определения удельного расхода ВВ изобилуют различными коэффициентами, с помощью которых предполагается учитывать различные характеристики взрывааемых пород. Однако во многих случаях эти коэффициенты определяются неоднозначно, поэтому в расчетах в большинстве случаев принимаются их средние значения. Кроме того, такие формулы определения удельного расхода ВВ в большинстве случаев непосредственно не связаны с качеством рыхления массива, а лишь предполагают, что степень дробления пород будет достаточной для эффективной работы экскаваторов, т.е., средний размер куска породы в развале составит $200 \div 250$ мм. Все это вносит элемент неопределенности в расчеты.

Естественно, что такая ситуация обусловила необходимость поиска других более определенных решений, связывающих воедино удельный расход ВВ, физико-механические свойства пород и необходимую степень их дробления. Такое решение было найдено и апробировано в условиях карьеров Мурунтау, Даугызтау и Кокпатас под названием «Адаптационная методика определения удельного расхода ВВ в карьерах». Методика базируется на известном принципе [2], согласно которому сопротивление, оказываемое заряду ВВ, пропорционально объему разрушаемой породы. Этот принцип применительно к рассматриваемой задаче формулируется следующим образом: удельный расход ВВ прямо пропорционален сопротивлению пород взрывному воздействию, а достоверность его определения зависит только от точности оценки прочностных свойств массива.

Удельный расход ВВ хотя и отражает прочностные свойства разрушаемой породы, но в одних и тех же условиях может изменяться в зависимости от требований, предъявляемых к качеству дробления горной массы. Исходя из этого, удельный расход ВВ можно рассматривать в качестве интегральной характеристики,

отражающей прочностные свойства разрушаемых пород и требования к качеству их дробления взрывом.

Наиболее распространенной характеристикой прочностных свойств пород является предел прочности на сжатие, имеющий, как показывает анализ справочных данных (табл. 3.1), прямую взаимосвязь с плотностью пород и расстоянием между трещинами в массиве. Поэтому при определении удельного расхода ВВ в качестве обобщающего показателя сопротивляемости пород взрывному разрушению целесообразно принять предел прочности пород на сжатие, а в качестве технологического критерия оценки качества рыхления горного массива – размер среднего куска породы в развале. Тогда расчетная формула будет иметь простой вид, а другие индивидуальные характеристики конкретных месторождений и карьеров могут быть учтены через соответствующий коэффициент адаптации, величина которого определяется по результатам опытных и промышленных взрывов. Такая расчетная формула была получена в результате обработки статистических материалов опытных и опытно-промышленных взрывов [2, 4, 5]:

$$q = 0,01 - K_a \sigma_{сж} lnd_{cp}, \text{ кг/м}^3 \quad (7.1)$$

где K_a – коэффициент адаптации к условиям конкретного карьера, $K_a = 0,0034$ для карьера Мурунтау и $K_a = 0,0028$ для карьеров Кокпатас и Даугызтау;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа;

d_{cp} – средний размер куска породы в развале, м.

При проведении опытных взрывов граммонит 79/21 был принят за эталонное ВВ. Поэтому при использовании других ВВ в расчетную формулу (7.1) вводится коэффициент относительной концентрации энергии K_z (табл. 8.1), учитывающий энергетические характеристики и плотность заряжения в скважину нового ВВ и адаптирующий его удельный расход к удельному расходу граммонита 79/21. Тогда формула (7.1) приобретает вид:

$$q_p = q \frac{1}{K_s} = (0,01 - K_a \sigma_{сж} \ln d_{ср}) \frac{1}{K_s}, \text{ кг/м}^3 \quad (7.2)$$

Графики зависимости среднего размера куска породы после взрыва от величины удельного расхода эталонного ВВ для карьера Мурунтау представлены на рис. 7.1.

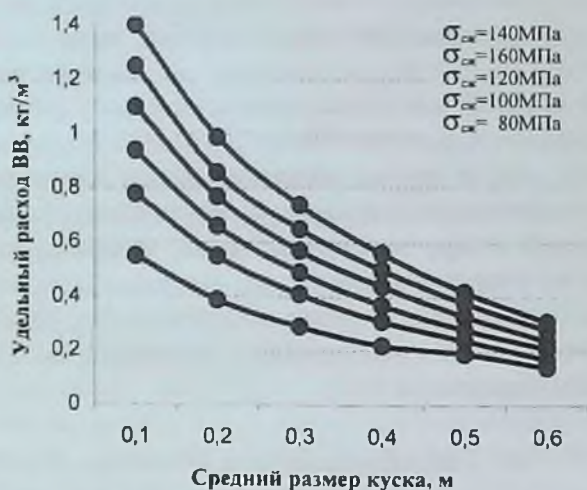


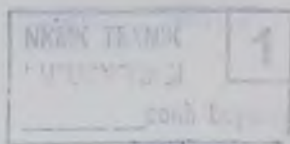
Рис. 7.1. Графики зависимости удельного расхода ВВ от размера среднего куска пород в развале

Таким образом, приведенная «Адаптационная методика определения удельного расхода ВВ в карьерах», ориентируясь на такую наиболее доступную горно-технологическую характеристику пород, как предел прочности на сжатие, позволяет получить удельный расход ВВ с учетом индивидуальных требований технологических потоков конкретного карьера к среднему размеру куска в развале. Кроме того, эта методика наглядно демонстрирует взаимосвязь удельного расхода ВВ с горно-технологическими свойствами пород и требованиям к качеству дробления пород взрывом. Поэтому она рекомендуется нами для расчетов скважинных зарядов в карьерах.

VIII. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СОГЛАСОВАННЫХ ПАРАМЕТРОВ РАЗМЕЩЕНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ В МАССИВЕ (ВЕРТИКАЛЬНЫЕ СКВАЖИНЫ)

Добиться требуемого качества рыхления пород взрывом при удовлетворительных технико-экономических показателях взрывных работ только регулированием удельного расхода ВВ практически невозможно, поскольку существенное влияние на результаты взрыва оказывает пространственное размещение скважинных зарядов. Поэтому получить ожидаемый результат можно только в том случае, когда параметры такого размещения не только согласованы между собой и удельным расходом ВВ, но и соответствуют технологическими параметрами разработки (в частности, высоте уступа).

Определение согласованных параметров размещения скважинных зарядов в горном массиве базируется на прямой зависимости разрушаемого объема породы от массы заряда взрывчатого вещества. При этом работа каждого заряда ВВ должна быть согласована как со свойствами пород в разрушаемом массиве (через удельный расход ВВ), так и с расположением зарядов относительно друг друга и свободных поверхностей (через линию наименьшего сопротивления (ЛНС) в горизонтальном и вертикальном сечениях). Метод согласования скважинных зарядов прост, а его использование не требует глубоких знаний природы взрывного разрушения породных массивов. Этот метод по своей сути представляет собой «черный ящик» системы «взрыв – порода», в котором при согласованной работе одиночного заряда в одиночной воронке и при согласованной работе нескольких



зарядов во всем объеме взрываемого блока энергия взрыва в максимальной степени используется на дробление пород. При этом общепризнано, что главным исходным параметром пространственного размещения зарядов является диаметр скважины, определяющий зону регулируемого дробления пород взрывом. С ним непосредственно взаимосвязаны остальные параметры размещения заряда (линия наименьшего сопротивления пород взрыву, величина перебура и незаряжаемой части скважины, расстояние между скважинами в ряду и рядами скважин).

Существует несколько методик определения согласованных параметров размещения скважинных зарядов, здесь мы приводим свою методику, адаптированную к сложноструктурным месторождениям.

Методики определения диаметра взрывных скважин в карьерах [6, 7, 8, 9, 10] ориентированы на его взаимосвязь с высотой уступа, свойствами горных пород и энергетической характеристикой заряда ВВ. Причем, эта взаимосвязь в разных методиках проявляется в явном и неявном виде, а результаты, полученные для одних и тех же условий по разным методикам, могут различаться в 3÷4 раза (рис. 8.1). Тем не менее, разработанные методики успешно используются на практике, а конкретный выбор зависит от преобладающих научных взглядов и существующих традиций. Такое положение можно объяснить только тем, что результаты любых расчетов рассматриваются только как ориентир, подлежащий безусловной проверке на опытных взрывах и последующей корректировке по их итогам. Однако вполне естественным является стремление получить наглядное математическое выражение, которое при минимуме расчетных элементов позволяет уже при проектировании надежно определять диаметр скважины в соответствии с теорией взрывного воздействия на различные горные породы.

Теория взрывного воздействия на горные породы базируется на объемном принципе, согласно которому объем разрушенных пород находится в прямой зависимости от параметров и

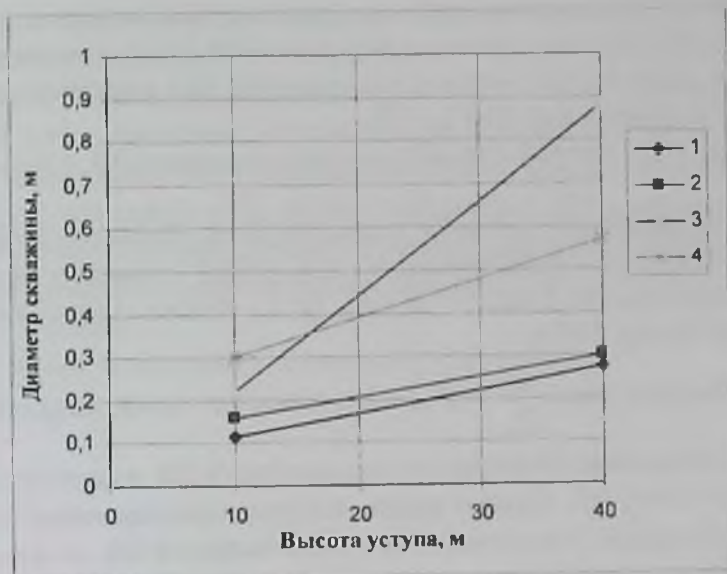


Рис. 8.1. Зависимость диаметра взрывных скважин от высоты уступа: 1, 2, 3, 4 - для методик из литературных источников соответственно [6, 7, 8, 9]

пространственного расположения заряда ВВ. В этом случае к параметрам заряда относятся его геометрические размеры (диаметр) и энергетическая характеристика ВВ, а основным параметром пространственного расположения является расстояние от заряда до открытой поверхности (линия наименьшего сопротивления). При этом существует несколько расчетных формул [6, 7, 10], близких по логике построения, использование которых позволяет получить сопоставимые результаты. Все они соответствуют принципу объемного разрушения, но наиболее наглядной, по нашему мнению, является формула [10]:

$$D = \frac{W}{\frac{32}{\sqrt[4]{f}} \sqrt{n_0} \sqrt[3]{\frac{Q_V}{Q_{V_0}}}}, \text{ м} \quad (8.1)$$

где D — диаметр скважины, м;

W – линия сопротивления пород по подошве уступа, м;
 f – коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову;
 n_o – количество свободных плоскостей (при порядном взрывании в карьерах $n_o = 2$);
 Q_V, Q_{V_o} – энергия используемого и эталонного ВВ, кДж/кг.

Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову с достаточной для практического применения точностью может быть представлен в виде $f = 0,1 \sigma_{сжс}$ ($\sigma_{сжс}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа).

Соотношение $\frac{Q_V}{Q_{V_o}} = K_{ВВ}$ – представляет собой энергетиче-

ский переводной коэффициент применяемого ВВ по отношению к эталонному ВВ. Однако энергетическая характеристика скважинного заряда определяется не только энергией ВВ, но и плотностью его заряжения в скважину. Поэтому для обеспечения одинаковой работоспособности скважинной заряд с более низкой плотностью заряжения должен иметь увеличенный диаметр, а с более высокой – соответственно уменьшенный диаметр. Исходя из этого, выражение (8.1) следует дополнить переводным коэффициентом плотности заряжения, равным отношению плотности заряжения применяемого Δ_ϕ к плотности заряжения эталонного Δ_s взрывчатого вещества: $K_\Delta = \frac{\Delta_\phi}{\Delta_s}$.

Тогда, имея в виду, что $f = 0,1 \sigma_{сжс}$ и $n_o = 2$ выражение (8.1) примет вид:

$$D = \frac{W}{\frac{45}{\sqrt[4]{0,1\sigma_{сжс}}} \sqrt[3]{K_{ВВ} K_\Delta}}, \text{ м} \quad (8.2)$$

Произведение $K_s = K_{ВВ} \cdot K_\Delta$ представляет собой коэффициент относительной концентрации энергии ВВ, с помощью которого

в скважинном заряде применяемое ВВ по энергетическим характеристикам адаптируется к эталонному ВВ. Для мощных ВВ с высокой плотностью заряжения $K_3 > 1,0$, а для ВВ пониженной мощности с невысокой плотностью заряжения $K_3 < 1,0$ (табл. 8.1). При этом в качестве эталонного ВВ вместо традиционно применяемого аммонита 6ЖВ принят граммонит 79/21, имеющий с аммонитом 6ЖВ одинаковые энергетические характеристики, но более удобный в применении при проектировании взрывных работ в карьерах.

После подстановки значения K_3 в (8.2) имеем:

$$D = \frac{W}{\frac{45}{\sqrt[4]{0,1\sigma_{сж}} \sqrt[3]{K_3}}}, \text{ м} \quad (8.3)$$

Анализ результатов расчетов показывает, что при значении $K_3 = 0,9 \div 1,1$ его влияние на W не превышает $\pm 3\%$, то есть, является несущественным [11]. Поэтому в расчетах коэффициент относительной концентрации энергии следует принимать равным $K_3 = 1,0$ при его фактическом значении в пределах $0,9 < K_3 < 1,1$.

Обозначив в выражении (8.3) $K_f = \frac{45}{\sqrt[4]{0,1\sigma_{сж}}}$, получаем:

$$D = \frac{W}{K_f \sqrt[3]{K_3}}, \text{ м} \quad (8.4)$$

Коэффициент K_f по своей сути является коэффициентом адаптации диаметра заряда к горно-технологическим характеристикам взрывааемых пород и условиям его работы. Графическая

W – линия сопротивления пород по подошве уступа, м;
 f – коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову;
 n_o – количество свободных плоскостей (при порядном взрывании в карьерах $n_o = 2$);
 Q_v, Q_{v_o} – энергия используемого и эталонного ВВ, кДж/кг.

Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову с достаточной для практического применения точностью может быть представлен в виде $f = 0,1 \sigma_{сж}$ ($\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа).

Соотношение $\frac{Q_v}{Q_{v_o}} = K_{BB}$ – представляет собой энергетиче-

ский переводной коэффициент применяемого ВВ по отношению к эталонному ВВ. Однако энергетическая характеристика скважинного заряда определяется не только энергией ВВ, но и плотностью его заряжения в скважину. Поэтому для обеспечения одинаковой работоспособности скважинной заряд с более низкой плотностью заряжения должен иметь увеличенный диаметр, а с более высокой – соответственно уменьшенный диаметр. Исходя из этого, выражение (8.1) следует дополнить переводным коэффициентом плотности заряжения, равным отношению плотности заряжения применяемого Δ_ϕ к плотности заряжения эталонного Δ_s взрывчатого вещества: $K_\Delta = \frac{\Delta_\phi}{\Delta_s}$.

Тогда, имея в виду, что $f = 0,1 \sigma_{сж}$ и $n_o = 2$ выражение (8.1) примет вид:

$$D = \frac{W}{\frac{45}{\sqrt[4]{0,1\sigma_{сж}}} \sqrt[3]{K_{BB} K_\Delta}}, \text{ м} \quad (8.2)$$

Произведение $K_s = K_{BB} K_\Delta$ представляет собой коэффициент относительной концентрации энергии ВВ, с помощью которого

в скважинном заряде применяемое ВВ по энергетическим характеристикам адаптируется к эталонному ВВ. Для мощных ВВ с высокой плотностью заряжания $K_3 > 1,0$, а для ВВ пониженной мощности с невысокой плотностью заряжания $K_3 < 1,0$ (табл. 8.1). При этом в качестве эталонного ВВ вместо традиционно применяемого аммонита 6ЖВ принят граммонит 79/21, имеющий с аммонитом 6ЖВ одинаковые энергетические характеристики, но более удобный в применении при проектировании взрывных работ в карьерах.

После подстановки значения K_3 в (8.2) имеем:

$$D = \frac{W}{\frac{45}{\sqrt[4]{0,1\sigma_{\text{ср}}}} \sqrt[3]{K_3}}, \text{ м} \quad (8.3)$$

Анализ результатов расчетов показывает, что при значении $K_3=0,9 \div 1,1$ его влияние на W не превышает $\pm 3\%$, то есть, является несущественным [11]. Поэтому в расчетах коэффициент относительной концентрации энергии следует принимать равным $K_3=1,0$ при его фактическом значении в пределах $0,9 < K_3 < 1,1$.

Обозначив в выражении (8.3) $K_f = \frac{45}{\sqrt[4]{0,1\sigma_{\text{ср}}}}$, получаем:

$$D = \frac{W}{K_f \sqrt[3]{K_3}}, \text{ м} \quad (8.4)$$

Коэффициент K_f по своей сути является коэффициентом адаптации диаметра заряда к горно-технологическим характеристикам взрываеваемых пород и условиям его работы. Графическая

Таблица 8.1

Значения коэффициентов приведения для основных видов ВВ

Наименование ВВ	Коэффициент приведения по энергии ВВ, $K_{ВВ}$	Плотность заряжения, кг/м ³	Коэффициент приведения по плотности заряжения ВВ, K_d	Коэффициент концентрации энергии $K_s = K_{ВВ} \cdot K_d$	$\sqrt[3]{K_s}$	Рекомендуемое значение K_s для расчетов
Граммонит 79/21	1,00	0,9-1,0	1,0	1,00	1,00	1,0 (эталон)
Граммонит 30/70	1,14	1,1	1,1	1,25	1,08	1,25
Гранулолит	1,20	1,0	1,0	1,20	1,06	1,20
Игданит	1,13	0,8-0,9	0,8	0,90	0,97	1,00
Гранулит АС-8	0,89	0,87-0,92	0,87	0,78	0,92	0,78
Гранулит АС-4	0,98	0,80-0,85	0,8	0,78	0,92	0,78
Нобелит 2000	1,05	1,1-1,2	1,1	1,16	1,05	1,16
Нобелит 2030		1,05-1,1	1,05	1,10	1,03	1,00
Нобелит 2040		1,0-1,02	1,02	1,07	1,02	1,00
Нобелит 2050		1,0	1,0	1,05	1,01	1,00
Нобелан 2060	0,91	0,96-0,98	0,96	0,87	0,95	0,87
Нобелан 2070						
Нобелан 2080						
Нобелан 2090						

Примечание: при определении коэффициента относительной концентрации энергии K_d значение плотности заряжения эталонного ВВ принято равным $K_s = 1,0$ при минимальной плотности заряжения других ВВ (как «худший» вариант).

интерпретация взаимосвязи коэффициента K_f с пределом прочности пород на сжатие приведена на рис. 8.2.

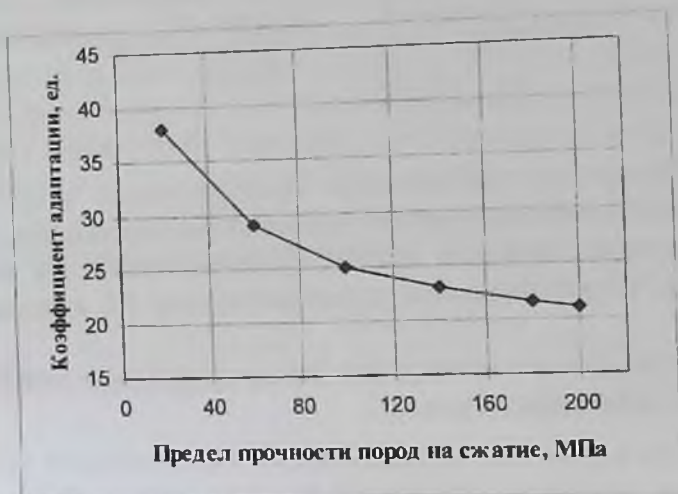


Рис. 8.2. Зависимость коэффициента адаптации пространственного расположения скважин к горно-технологическим свойствам пород от их предела прочности на сжатие

Таким образом, при использовании конкретного вида ВВ диаметр скважины находится в прямой зависимости с линией наименьшего сопротивления и в обратной зависимости с коэффициентом адаптации к горно-технологическим характеристикам взрывааемых пород и энергетической характеристикой скважинного заряда.

Линия сопротивления по подошве уступа может быть представлена в виде:

$$W = H_y \operatorname{ctg} \alpha + C_6, \text{ м} \quad (8.5)$$

где α — угол откоса уступа, град.;

H_y — высота уступа, м;

C_6 — расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м.

После подстановки значения ЛСПП из (8.5) в (8.3) или в (8.4)) получаем:

$$D = \frac{H_y \operatorname{ctg} \alpha + C_0}{\frac{45}{\sqrt[4]{0,1\sigma_{сж}}}} = \frac{H_y \operatorname{ctg} \alpha + C_0}{K_f \sqrt[3]{K_s}}, \text{ м} \quad (8.6)$$

В результате проведенных преобразований получено выражение, имеющее отчетливо выраженную взаимосвязь диаметра скважины с высотой уступа, пределом прочности пород на сжатие и энергетическими характеристиками ВВ в скважинном заряде.

Графическая иллюстрация формулы (8.6) при $\alpha=80^\circ$, $c=2$ м и $K_s=1,0$ приведена на рис. 8.3.

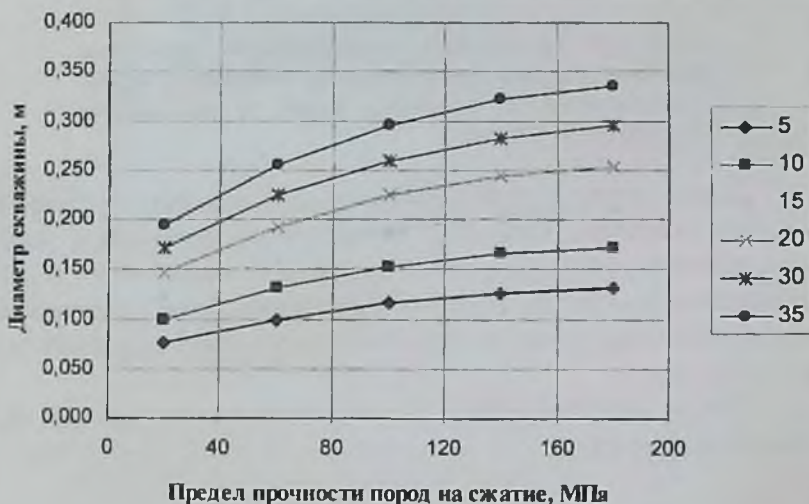


Рис. 8.3. Зависимость диаметра скважины от предела прочности пород на сжатие при разной высоте уступа

По полученным графикам для пород с известным пределом прочности на сжатие и заданной высотой уступа определяют

диаметр скважины, значение которого затем используют в расчетах по формуле (8.3) и графику (рис. 8.2), соответствующей ему линии наименьшего сопротивления. Например, для пород с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сжс} = 120$ МПа при высоте уступа 15 м диаметр скважины равен $d_{сжс} = 0,2$ м, который приводится в соответствие с буровым долотом ближайшего (предпочтительно в сторону увеличения) диаметра в типоразмерном ряду. В рассматриваемом случае таким долотом является долото диаметром 0,215 м. Тогда при $K_3 = 24$ линия сопротивления по подошве уступа, соответствующая этому диаметру, будет равна:

$$W = \frac{45D}{\sqrt[4]{0,1\sigma_{сжс}}} \sqrt[3]{K_3} = \frac{45 \cdot 0,215}{\sqrt[4]{0,1 \cdot 120}} \sqrt[3]{1,0} = 5,0, \text{ м} \quad (8.7)$$

При использовании более мощного ВВ, например, гранулолита ($K_3 = 1,2$) или менее мощного ВВ, например, нобелана 2080 ($K_3 = 0,87$) линия сопротивления по подошве уступа должна быть соответственно увеличена до 5,4 м или уменьшена до 4,8 м.

Для нормальной проработки породного массива такие параметры скважинного заряда, как длина незаряжаемой части скважины, длина перебура, длина заряда ВВ над подошвой уступа должны быть согласованы как с диаметром заряда, так и с линией наименьшего сопротивления.

Длина незаряжаемой части скважины (длина забойки) практически не зависит от длины скважинного заряда. Это объясняется тем, что по мере распространения детонации по колонке заряда каждая его последующая часть уменьшает разрушающее воздействие пропорционально кубу расстояния и вскоре практически перестает влиять на разрушение пород в верхней части уступа. В то же время уменьшение этой величины не улучшает качество дробления пород, а увеличивает воздушную ударную волну и разлет кусков породы. Следовательно, существует оптимальная длина незаряжаемой части скважины, при уменьшении которой дробление переходит в выброс, а при

увеличении – в камуфлет. Причем, эта длина находится в прямой зависимости от диаметра скважины и определяется экспериментально установленным соотношением:

$$l_{заб} = (18 \pm 2)D, \text{ м} \quad (8.8)$$

Естественно, что длина незаряженной части скважины зависит от сопротивляемости пород взрывному разрушению. Так, например, для легко-взрывааемых пород ($\sigma_{сж} = 60 \div 80$ МПа) она принимается $l_{заб} = 20D$, а для трудно-взрывааемых пород ($\sigma_{сж} = 160 \div 180$ МПа) - $l_{заб} = 16D$ (рис. 8.4, а).

Таким образом, соотношение (8.8) позволяет получить длину незаряжаемой части скважины, оставляемой под забойку.

Величина перебура также находится в прямой зависимости от диаметра заряда и, по данным практики, изменяется в пределах:

$$l_n = (10 \div 15)D, \text{ м} \quad (8.9)$$

В легко-взрывааемых породах $l_n = 10D$, а в трудно-взрывааемых породах - $l_n = 15D$ (рис. 8.4, б).

Расстояния между скважинами в ряду «а» и рядами скважин «б» определяются по формулам:

$$a = m_c W, \text{ м} \quad (8.10)$$

$$b = m_p W, \text{ м} \quad (8.11)$$

где m_c – коэффициент сближения скважинных зарядов в ряду,
 $m_c = 0,8 \div 1,4$;

m_p – коэффициент сближения рядов скважинных зарядов,
 $m_p = 0,85 \div 1,0$.

При короткозамедленном взрывании коэффициент сближения рядов скважинных зарядов принимают равным $m_p = 1,0$.

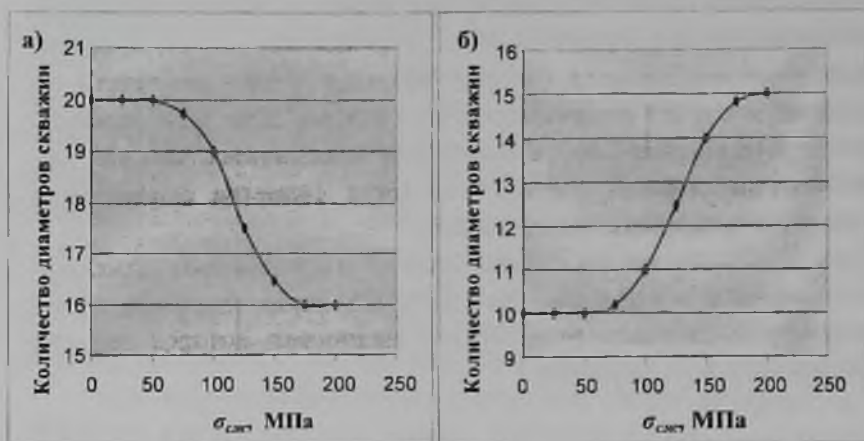


Рис. 8.4. Зависимость величины забойки (а) и перебура (б) от предела прочности пород на сжатие (в диаметрах скважинного заряда)

Коэффициент сближения скважинных зарядов в ряду может быть определен по эмпирической формуле [9]:

$$m_c = 0,75k_p, \quad (8.12)$$

где k_p — коэффициент разрыхления.

Коэффициент разрыхления, с достаточной для практического применения точностью, может быть определен по формуле [12]:

$$k_p = 1 + d_{cp} \quad (8.13)$$

В практике открытых горных работ наиболее часто применяется квадратная сетка скважин, когда расстояние между скважинами в ряду равно расстоянию между рядами скважин: $a = b$.

Таким образом, приведенные зависимости позволяют оперативно определить параметры пространственного размещения

скважинных зарядов, ориентируясь главным образом на горно-технологические характеристики разрушаемых пород, интегрированным выражением которых является предел прочности на сжатие, и высоту разрабатываемого уступа. При этом управление пространственным размещением скважинных зарядов может осуществляться путем изменения диаметра скважины и энергетических характеристик ВВ.

Согласование пространственного расположения скважинных зарядов с удельным расходом ВВ осуществляется путем корректировки расстояния между скважинами, которое при $a=b$ определяется по формуле:

$$a_n = \sqrt{\frac{Q}{qH_y}}, \text{ м} \quad (8.14)$$

где a_n – откорректированное расстояние между скважинами, м;
 Q – вес ВВ в скважине, кг.

$$Q = l_{зар} \cdot e, \text{ кг} \quad (8.15)$$

где $l_{зар}$ – длина заряда в скважине, м, $l_{зар} = H_y + l_n - l_{зоб}$;
 e – вместимость 1 м скважины ($e = 0,78D^2\Delta\phi$), кг/м;
 $\Delta\phi$ – плотность заряжения ВВ в скважину, кг/м³.

При $a_n = (0,85 \div 1,15)a$ полученный результат считается удовлетворительным и принимается к реализации.

Значение $a_n \leq 0,85a$ свидетельствует о том, что для сохранения заданного удельного расхода ВВ потребовалось чрезмерно сгустить сетку скважин, поэтому параметры скважинного заряда должны быть откорректированы либо путем увеличения диаметра скважины, либо путем уменьшения удельного расхода ВВ за счет перехода на энергетически более мощное ВВ.

Значение $a_n \geq 0,85a$ свидетельствует о том, что для сохранения заданного удельного расхода ВВ потребовалось чрезмерно расширить сетку скважин, поэтому параметры скважинного заряда должны быть откорректированы путем либо уменьшения диаметра скважины, либо применением рассредоточенных зарядов, либо увеличения удельного расхода ВВ за счет перехода на энергетически менее мощное ВВ, либо применения метода инициирования скважинных зарядов по принципу «одно замедление – одна скважина» с изменением условий работы заряда за счет увеличения числа свободных поверхностей с двух до трех.

Естественно, что при корректировке параметров скважинных зарядов расчеты должны быть повторены.

При короткозамедленном взрывании (КЗВ) интервал замедления для улучшения степени дробления можно ориентировочно определить по формуле:

$$t = AW, \text{ мс} \quad (8.16)$$

где A – коэффициент, зависящий от свойств взрываеваемой породы, $A=3\div 6$ (меньшее значение коэффициента соответствует особо крепким породам, большее – мягким).

IX. ОСОБЕННОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ РАЗМЕЩЕНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ В НАКЛОННЫХ СКВАЖИНАХ

Наклонные скважинные заряды применяют в тех случаях, когда сопротивление пород по подошве уступа не может быть преодолено вертикальным скважинным зарядом заданного диаметра. Такая ситуация встречается при большой высоте уступов. Однако в настоящее время взрывание наклонными скважинами все шире применяют в карьерах, так как этот метод обеспечивает лучшее дробление массива, хорошую проработку подошвы уступа, резко уменьшает заколы в массиве за пределами взрываемого блока.

Наклонные скважины бурят параллельно откосу уступа, а линия сопротивления по подошве при заданном диаметре скважин определяется из выражения (8.4):

$$W_n = DK_f \sqrt[3]{K_z}, \text{ м} \quad (9.1)$$

Длина наклонной скважины определяется по формуле:

$$l_{\text{скн}} = \frac{H_y}{\sin \beta} + l_n, \text{ м} \quad (9.2)$$

Глубина перебура и длина забойки определяется по графикам рис.8.4, а расстояние между скважинами в ряду и между рядами скважин - по формулам (8.10 и 8.11).

Х. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОНСТРУКЦИИ РАССРЕДОТОЧЕННЫХ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Увеличение времени воздействия взрыва на горный массив достигается применением скважинных зарядов рассредоточенных по длине инертным материалом (наиболее распространен воздух, реже - вода, пенопласт и т.п.) на две или более одновременно иницилируемых части.

При выраженной слоистости горного массива рассредоточенные части заряда располагают против наиболее трудно взрываемых пластов породы.

Масса заряда ВВ в скважине определяется по общепринятым методикам, а затем уменьшается пропорционально длине воздушных промежутков. Правомочность такого уменьшения обусловлена улучшением качества дробления горных пород. Тогда количество ВВ в скважине составит:

$$Q_{\phi} = Q - e \sum h_{a,n}, \text{ кг} \quad (10.1)$$

где $\sum h_{a,n}$ — суммарная длина воздушных промежутков в скважине, м.

Суммарная длина воздушных промежутков может быть определена из следующих выражений:

$$\sum h_{a,n} = 0,05(9 - 0,5f')l_{\text{зир}} - \text{для вертикальных скважин, м} \quad (10.2)$$

$$\sum h_{a,n} = 0,00125(340 - f - f^2)l_{\text{зир}} - \text{для наклонных скважин, м} \quad (10.3)$$

Длина каждого промежутка может быть определена из выражения:

$$h_{\text{с.п.}} = (13,5 - 0,5f)D, \text{ м} \quad (10.4)$$

Число промежутков в скважине определяется делением суммарной высоты воздушных промежутков на длину одного воздушного промежутка:

$$n = \sum h_{\text{с.п.}} / h_{\text{с.п.}} \quad (10.5)$$

Оптимальная длина одного промежутка и их число для конкретных условий уточняются опытным путем.

При рассредоточении скважинного заряда на две части одним промежутком масса каждой части заряда обычно принимается равной:

$$Q_1 = (0,6 \div 0,7) Q_{\phi} - \text{для нижней части заряда, кг} \quad (10.6)$$

$$Q_2 = (0,3 \div 0,4) Q_{\phi} - \text{для верхней части заряда, кг} \quad (10.7)$$

При рассредоточении скважинного заряда на три части и более масса нижней части может быть уменьшена до 50 % в вертикальной и до 30-40 % массы заряда в наклонной скважине, а оставшаяся доля заряда распределяется на равные части пропорционально числу воздушных промежутков.

ХІ. ОСОБЕННОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ ПАРАЛЛЕЛЬНО- СБЛИЖЕННЫХ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Расстояние между параллельно-сближенными зарядами в группе колеблется от четырех до восьми диаметров одиночной скважины и в среднем составляет:

$$l_n = 6D, \text{ м} \quad (11.1)$$

Расчетный эквивалентный диаметр скважинного заряда группы параллельно-сближенных скважин составляет:

$$D_s = D \sqrt{n_c}, \text{ м} \quad (11.2)$$

где n_c - число зарядов в группе.

Количество скважин в группе определяется исходя из вместимости ВВ одиночной скважины заданного диаметра. Для этого расчетом определяется требуемый диаметр скважинного заряда, соответствующий высоте взрываемого уступа, а затем - количество параллельно-сближенных скважин в группе при условии, что суммарное взрывное воздействие на массив зарядов ВВ в этих скважинах эквивалентно воздействию одиночного скважинного заряда требуемого диаметра. Для этого используется формула $n_c = \frac{D_s^2}{D^2}$.

Например, для создания эквивалентного диаметра скважинного заряда $D_3 = 320$ мм потребуется два ($n_c = \frac{320^2}{215^2} = 2,2$), а эквивалентного диаметра $D_3 = 400$ мм - четыре параллельно-сближенных заряда диаметром 215 мм.

Линия сопротивления пород по подошве уступа для параллельно-сближенных зарядов составляет:

$$W_{nc} = K_{nc} W \sqrt{n_c}, \text{ м} \quad (11.3)$$

где $K_{nc} = 1,1$ - коэффициент, учитывающий повышение эффективности действия взрыва параллельно-сближенных зарядов по сравнению с одиночным зарядом равной потенциальной энергии ВВ;

W - линия сопротивления по подошве для одиночного скважинного заряда, м.

Расстояние между группами параллельно-сближенных зарядов в ряду и между рядами групп зарядов:

$$a_{nc} = m W_{nc}, \text{ м}; \quad b_{nc} = W_{nc}, \text{ м} \quad (11.4)$$

В случае квадратной сетки расположения пучков скважинных зарядов:

$$a_{nc} = b_{nc} = W_{nc}, \text{ м} \quad (11.5)$$

Масса заряда ВВ (Q_{nc}) в группе параллельно-сближенных скважин:

$$Q_{nc} = q_p a_{nc} W_{nc} H_y, \text{ кг} \quad (11.6)$$

или:

$$Q_{nc} = n_c Q_o, \text{ кг} \quad (11.7)$$

где Q_o - масса одиночного скважинного заряда в группе, кг.

ХII. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ РАЗВАЛА ПОРОД ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ В КАРЬЕРЕ

Параметры развала пород при массовых взрывах в карьерах зависят от принятой схемы ведения взрывных работ – «на подобранный забой» или «в зажатой среде».

При ведении взрывных работ «на подобранный забой» высота H_p и ширина B_p развала пород могут быть определены по формулам [9]:

$$H_p = H_y \sqrt[4]{\frac{N}{H_y q_p}}, \text{ м} \quad (12.1)$$

$$B_p = 3,5 H_y \sqrt[4]{F} \sqrt[4]{\frac{q_p}{H_y}} (0,65 + 0,35 \cos \varphi), \text{ м} \quad (12.2)$$

где N – количество рядов взрываемых скважин;

q_p – удельный расход ВВ, кг/м^3 ;

F – группа пород по СНиП-82 (принимается по табл. 3.1, рис. 3.1 или рассчитывается по формуле 3.1).

φ – угол между направлением линии откоса уступа (верхней бровки) и линией одновременно взрываемых скважин, град.

Анализ зависимостей (12.1 и 12.2) показывает, что высотой и шириной развала пород при взрыве можно управлять. При этом главными управляемыми параметрами являются:

- число взрываемых рядов скважин и удельный расход ВВ при управлении высотой развала;

- удельный расход ВВ и угол между рядами взрываваемых скважин и верхней бровкой уступа при управлении шириной развала.

В частности, изменяя количество рядов взрываемых скважин и удельный расход ВВ, можно уменьшить или увеличить высоту развала пород. При этом с увеличением количества рядов взрываемых скважин и уменьшением удельного расхода ВВ высота развала увеличивается и, наоборот, с уменьшением количества рядов взрываемых скважин и увеличением удельного расхода ВВ - уменьшается.

То же самое можно сказать и об управлении шириной развала пород, которая увеличивается с увеличением удельного расхода ВВ и уменьшается с увеличением угла между рядами взрываемых скважин и верхней бровкой уступа, достигая максимального значения при $\varphi=0^\circ$ и минимального значение при $\varphi=90^\circ$.

Увеличение высоты развала пород при взрыве «в зажатой среде» происходит главным образом за счет разрыхления пород, величина которого характеризуется коэффициентом разрыхления K_p , связанным с высотой уступа эмпирической зависимостью:

$$k_p = 1,01 e^{0,014H_y} \quad (12.3)$$

Зависимость (12.3) справедлива при среднем размере куска породы после взрыва $d_{cp} = (0,18 \div 0,25)$ м. Для циклично-поточной и поточной технологии, а также системы «карьер – завод» эта зависимость дает несколько завышенные результаты. Это объясняется тем, что для таких технологий средний размер куска существенно меньше, следовательно, меньше и коэффициент разрыхления пород в развале. Поэтому при $d_{cp} > 0,25$ м коэффициент разрыхления следует определять по формуле (8.13).

Высота развала пород после взрыва «в зажатой среде» составляет:

$$H_p = k_p H_y, \text{ м} \quad (12.4)$$

При ведении взрывных работ «в зажатой среде» величина смещения пород в горизонтальной плоскости находится в прямой зависимости от высоты поднятия уступа ΔH_y при взрыве [13]:

$$L_{\text{гор}} = 1,2\Delta H_y = 1,2(H_p - H_y) = 1,2(k_p H_y - H_y) = 1,2H_y(k_p - 1), \text{ м} \quad (12.5)$$

Минимальная величина горизонтальных смещений при взрыве «в зажатой среде», обеспечивающая сохранение структуры массива в наибольшей степени, достигается при ширине подпорной стенки (L_m) из неубранной породы, определяемой из выражения [2]:

$$L_m = 0,625 W k_p, \text{ м} \quad (12.6)$$

где W - сопротивление пород по подошве уступа, м;

Ширина подпорной стенки, определенная по (12.6), необходима при установлении ширины рабочей площадки на уступе. При этом следует иметь в виду, что управление горизонтальными смещениями при взрыве «в зажатой среде» осуществляется главным образом для регулирования потерь и разубоживания руды.

Таким образом, при $H_p > H_{\text{дон}}$ и $B_p > B_{p \text{ дон}}$ параметры массового взрыва должны быть откорректированы таким образом, чтобы высота и ширина развала пород соответствовали применяемому выемочно-погрузочному оборудованию и технологии горно-транспортных работ.

ХІІІ. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Основным показателем взрывных работ является выход взорванной горной массы с 1 м скважины V_{yd} :

$$V_{yd} = \frac{V}{H_y + l_n}, \text{ м}^3/\text{м} \quad (13.1)$$

где V – объем взорванной горной массы, приходящийся на одну скважину или группу скважин при параллельно-сближенном расположении зарядов ($V = abH_y = aWH_y$), м^3 .

При параллельно-сближенном расположении зарядов формула (13.1) имеет вид:

$$V_{yd} = \frac{V}{(H_y + l_n)n_c}, \text{ м}^3/\text{м} \quad (13.2)$$

XIV. ПОРЯДОК РАСЧЕТА СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

1. Выполняется оценка исходных данных, из которых отбираются показатели и факторы, имеющие отношение к расчету скважинных зарядов (предел прочности пород на сжатие; обводненность горного массива; высота и угол откоса уступа; тип, вместимость ковша, высота черпания, радиусы черпания и разгрузки выемочно-погрузочной машины; применяемая технология горных работ – цикличная, циклично-поточная; потребительские свойства горной массы – порода, руда).

2. Определяются технологические приемы ведения взрывных работ в конкретных условиях (вертикальные, наклонные или парно-сближенные скважинные заряды; сплошной или рассредоточенный заряд; взрывание «на подобранный забой» или «на развал»; однорядное или многорядное расположение скважин; угол между рядами взрываемых скважин и бровкой уступа; мгновенное или короткозамедленное инициирование скважинных зарядов).

3. Определяются требования к качеству дробления.

4. Определяется размер среднего куска для принятой технологии горных работ (цикличной, циклично-поточной технологии или системы «карьер-завод») и максимального - в развале.

5. Определяются требования к параметрам развала пород после взрыва.

6. Выбирается тип ВВ.

7. Определяется удельный расход ВВ, требуемый для получения заданного размера среднего куска пород в развале.

8. Рассчитывается диаметр скважины для заданной высоты уступа.

9. Выбирается диаметр бурового долота для одиночного или параллельно-сближенного скважинного заряда.

10. Определяется линия сопротивления пород по подошве.

11. Определяется длина забойки и перебура.

12. Определяется длина заряда в скважине.

13. Определяется вес заряда в скважине.

14. Определяется сетка скважин методом согласования с удельным расходом ВВ.

15. Полученная сетка скважин уточняется на соответствие ЛНС и при необходимости корректируется.

16. Удельный расход ВВ пересчитывается для уточненной сетки скважин.

17. Определяется выход горной массы с 1 м скважины.

18. Определяется интервал замедления между рядами скважин.

19. Определяются параметры забоя после взрыва и сравниваются с параметрами выемочно-погрузочного оборудования.

20. Оформление результатов расчета.

ХV. ПРИМЕР РАСЧЕТА СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ПРИ ВЗРЫВНОМ РЫХЛЕНИИ ПОРОД В КАРЬЕРАХ

Исходные данные:

Разрабатывается сложно-структурное месторождение, руда представлена различными технологическими сортами, рудная и породная зоны разграничены, предел прочности руды и породы равен, соответственно, $\sigma_{сж\ p} = 140$ МПа и $\sigma_{сж\ п} = 110$ МПа; вода отсутствует; высота уступа $H_y = 15$ м, угол откоса $\alpha = 80^\circ$; экскаватор ЭКГ-15 с вместимостью ковша $E_k = 15$ м³, радиусом черпания на уровне стояния $R_n = 15,6$ м, радиусом разгрузки $R_p = 20,0$ м, высотой черпания $H_q = 16,4$ м; технология горных работ – цикличная с автомобильным транспортом в рудной и циклично-поточная с автомобильно-конвейерным транспортом в породной зонах; емкость кузова автосамосвала CAT-785B $E_m = 64$ м³, ширина ленты конвейера $Z_k = 2,0$ м, размер приемного отверстия дробилки комплекса ЦПТ $Z_{dp} = 1,2$ м.

Принимаются следующие технологические приемы ведения взрывных работ:

Руда и порода взрываются отдельно, причем руда – «в зажатой среде», а порода – «на подобранный забой»; скважинные заряды – вертикальные; многорядное расположение скважин с короткозамедленным инициированием скважинных зарядов; угол между рядами взрываемых скважин и бровкой уступа $\varphi = 45^\circ$.

Определение требований к качеству дробления:

Максимально допустимый размер куска породы после взрыва ограничивается геометрическими параметрами применяемого оборудования, представленного в рассматриваемом случае экскаватором ЭКГ-15, автосамосвалами САТ-785В и дробилкой. Конвейера, входящие в состав комплекса ЦПТ, в расчетах не участвуют, поскольку порода из автосамосвала загружается на конвейер через дробилку. Тогда максимально допустимый размер куска для указанного оборудования составит (формулы 4.1–4.3):

для экскаватора ЭКГ-15:

$$d_{\max} \leq 0,75 \sqrt[3]{E_k} = 0,75 \sqrt[3]{15} = 1,85 \text{ м}$$

для автосамосвалов САТ-785В:

$$d_{\max} \leq 0,5 \sqrt[3]{E_m} = 0,5 \sqrt[3]{64} = 2,0 \text{ м}$$

для дробилки:

$$d_{\max} \leq (0,75 \div 0,85) Z_{op} = (0,75 \div 0,85) 1,2 \approx 1,0 \text{ м}$$

Определение среднего и максимального размера куска во взорванной горной массе:

Оптимальный размер среднего куска определяется отдельно для породной ($\sigma_{сжп} = 110$ МПа) и рудной ($\sigma_{сжр} = 140$ МПа) зон карьера. Для этого по графикам рис. 4.1 или расчетом по формуле 4.4 устанавливается базовый размер куска для экскаватора ЭКГ-15, который в породной зоне составляет $d_{српз} = 0,19$ м, а в рудной - $d_{срpz} = 0,23$ м. Тогда для породной зоны карьера с учетом коэффициента адаптации $k_{а\text{нм}} = 1,6$ базового размера куска к циклично-поточной технологии работ средний размер куска разрыхленной взрывом породы составит

$$d_{\text{ср цпм}} = \frac{d_{\text{ср пз}}}{k_{\text{а цпм}}} = \frac{0,19}{1,6} \approx 0,14 \text{ м}$$

Требуемый размер среднего куска в рудной зоне определяется независимо от принятой технологии горных работ с учетом коэффициента адаптации $k_{\text{а к-з}} = 3,5$ базового размера куска к системе «карьер-завод»:

$$d_{\text{ср к-з}} = \frac{d_{\text{ср пз}}}{k_{\text{а к-з}}} = \frac{0,23}{3,5} = 0,07 \text{ м}$$

При таком качестве дробления максимальный размер куска в развале составит (формула 4.5):

- для породной зоны $d_{\text{max пз}} = 3,52d_{\text{ср}} = 3,52 \cdot 0,19 = 0,67 \text{ м}$;
- для рудной зоны $d_{\text{max рз}} = 3,52d_{\text{ср}} = 3,52 \cdot 0,07 = 0,25 \text{ м}$

Полученные значения максимального размера куска в развале меньше максимально допустимого размера для используемого оборудования. Следовательно, проектируемое качество взрывного рыхления пород удовлетворяет предъявляемым требованиям, а полученные значения принимаются за основу для дальнейших расчетов.

Определение требований к параметрам развала пород после взрыва.

Высота развала породы при ведении взрывных не должна быть больше значения:

$$H_p \leq 1,5H_c = 1,5 \cdot 16,4 = 24,6 \text{ м}$$

Ширина развала пород после взрыва для цикличной технологии с автомобильным транспортом не лимитируется. Однако в любом случае следует стремиться к ее минимизации, поскольку при увеличении ширины развала уменьшается ширина рабочей площадки, что имеет существенное значение для глубоких карьеров.

Выбор типа ВВ:

Породы в рудной и породной зонах относятся к категории трудно-взрываемых, поэтому для ведения взрывных работ используем в породной зоне Нобелан 2060, а в рудной зоне – Нобелит 2040.

Определение удельного расхода ВВ:

Удельный расход ВВ для породной и рудной зон определяем по формуле (7.2):

$$q_n = (0,01 - K_a \sigma_{сж\ n} \ln d_{ср\ n}) \frac{1}{K_{эп}} = \\ = (0,01 - 0,0034 \cdot 110 \cdot \ln 0,19) \frac{1}{0,87} = 0,72 \text{ кг/м}^3;$$

$$q_p = (0,01 - K_a \sigma_{сж\ p} \ln d_{ср\ p}) \frac{1}{K_{эп}} = \\ = (0,01 - 0,0034 \cdot 140 \cdot \ln 0,07) \frac{1}{1,07} = 1,19 \text{ кг/м}^3$$

где K_a – коэффициент адаптации к условиям ведения взрывных работ в карьере, $K_a = 0,0034$;

$K_{эп}$, $K_{эп}$ – коэффициент относительной концентрации энергии, соответственно, равный $K_{эп} = 0,87$ для Нобелана 2060 и $K_{эп} = 1,07$ для Нобелита 2040 (определяется по табл. 8.1).

Расчет диаметра скважины:

Диаметр скважинного заряда определяем по формуле (8.6):

- для породной зоны

$$D_n = \frac{H_y \operatorname{ctg} \alpha + C_0}{K_f \sqrt[3]{K_s}} = \frac{15 \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ + 2}{24,5 \sqrt[3]{0,87}} = 0,198 \text{ м};$$

- для рудной зоны

$$D_p = \frac{H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha + C_6}{K_f \sqrt[3]{K_3}} = \frac{15 \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ + 2}{23,0 \sqrt[3]{1,0}} = 0,202 \text{ м}$$

где C_6 – расстояние от скважины до верхней бровки уступа, $C_6=2$ м (принято одинаковым при ведении взрывных работ «на подобранный забой» и «в зажатой среде»);

K_f – коэффициент адаптации диаметра заряда к горно-технологическим характеристикам взрывааемых пород и условиям работы скважинного заряда (определяется по графику рис. 8.2 или расчетом по формуле 8.2); $K_f = 24,5$ для породной и $K_f = 23,0$ для рудной зоны;

K_3 – рекомендуемый коэффициент адаптации применяемого ВВ к эталонному ВВ (принимается по табл. 8.1 и равный $K_3=0,87$ для Нобелана 2060 и $K_3=1,0$ для Нобелита 2040).

Выбор диаметра бурового долота:

Полученные диаметры скважинного заряда для рудной и породной зон близки по своим значениям. Поэтому для бурения скважин принимаем одинаковый диаметр бурового долота $D_d = 0,215$ м. Тогда с учетом расширения скважины в процессе бурения новый диаметр скважинного заряда составит:

$$D_n = k_{расш} D_d = 1,05 \cdot 0,215 = 0,225 \text{ м}$$

где $k_{расш}$ – коэффициент расширения скважины по отношению к диаметру долота, $k_{расш} = 1,05$.

Определение линии сопротивления пород по подошве:

Из формулы (8.4) $D = \frac{W}{K_f \sqrt[3]{K_3}}$ определяем новую линию

сопротивления пород по подошве:

Выбор типа ВВ:

Породы в рудной и породной зонах относятся к категории трудно-взрываемых, поэтому для ведения взрывных работ используем в породной зоне Нобелан 2060, а в рудной зоне – Нобелит 2040.

Определение удельного расхода ВВ:

Удельный расход ВВ для породной и рудной зон определяем по формуле (7.2):

$$q_n = (0,01 - K_a \sigma_{сж\ n} \ln d_{ср\ нм}) \frac{1}{K_{эп}} = \\ = (0,01 - 0,0034 \cdot 110 \cdot \ln 0,19) \frac{1}{0,87} = 0,72 \text{ кг/м}^3;$$

$$q_p = (0,01 - K_a \sigma_{сж\ p} \ln d_{ср\ к-з}) \frac{1}{K_{эп}} = \\ = (0,01 - 0,0034 \cdot 140 \cdot \ln 0,07) \frac{1}{1,07} = 1,19 \text{ кг/м}^3$$

где K_a – коэффициент адаптации к условиям ведения взрывных работ в карьере, $K_a = 0,0034$;

$K_{эп}$, $K_{эп}$ – коэффициент относительной концентрации энергии, соответственно, равный $K_{эп} = 0,87$ для Нобелана 2060 и $K_{эп} = 1,07$ для Нобелита 2040 (определяется по табл. 8.1).

Расчет диаметра скважины:

Диаметр скважинного заряда определяем по формуле (8.6):

- для породной зоны

$$D_n = \frac{H_y \operatorname{ctg} \alpha + C_6}{K_f \sqrt[3]{K_s}} = \frac{15 \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ + 2}{24,5 \sqrt[3]{0,87}} = 0,198 \text{ м};$$

- для рудной зоны

$$D_p = \frac{H_y \operatorname{ctg} \alpha + C_6}{K_f \sqrt[3]{K_s}} = \frac{15 \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ + 2}{23,0 \sqrt[3]{1,0}} = 0,202 \text{ м}$$

где C_6 – расстояние от скважины до верхней бровки уступа, $C_6=2$ м (принято одинаковым при ведении взрывных работ «на подобранный забой» и «в зажатой среде»);

K_f – коэффициент адаптации диаметра заряда к горно-технологическим характеристикам взрывааемых пород и условиям работы скважинного заряда (определяется по графику рис. 8.2 или расчетом по формуле 8.2); $K_f = 24,5$ для породной и $K_f = 23,0$ для рудной зоны;

K_s – рекомендуемый коэффициент адаптации применяемого ВВ к эталонному ВВ (принимается по табл.8.1 и равный $K_s=0,87$ для Нобелана 2060 и $K_s= 1,0$ для Нобелита 2040).

Выбор диаметра бурового долота:

Полученные диаметры скважинного заряда для рудной и породной зон близки по своим значениям. Поэтому для бурения скважин принимаем одинаковый диаметр бурового долота $D_d = 0,215$ м. Тогда с учетом расширения скважины в процессе бурения новый диаметр скважинного заряда составит:

$$D_n = k_{расш} D_d = 1,05 \cdot 0,215 = 0,225 \text{ м}$$

где $k_{расш}$ – коэффициент расширения скважины по отношению к диаметру долота, $k_{расш} = 1,05$.

Определение линии сопротивления пород по подошве:

Из формулы (8.4) $D = \frac{W}{K_f \sqrt[3]{K_s}}$ определяем новую линию сопротивления пород по подошве:

- для породной зоны

$$W_n = D_n K_f \sqrt[3]{K_s} = 0,225 \cdot 24,5 \sqrt[3]{0,87} = 5,25 \text{ м};$$

- для рудной зоны

$$W_p = D_n K_f \sqrt[3]{K_s} = 0,225 \cdot 23,0 \sqrt[3]{1,0} = 5,20 \text{ м}$$

Полученные значения линии сопротивления пород по подошве для рудной и породной зон близки по значениям друг другу. Поэтому для дальнейших расчетов принимаем их равными $W = 5,2 \text{ м}$. Тогда, приняв квадратную сетку скважин, имеем:

$$a = b = W = 5,2 \text{ м}$$

Определение длины забойки и перебура:

Согласно графику (рис. 8.4, а) длина забойки равна:

- для рудной зоны $l_{заб\ p} = 16,5 D_n = 16,5 \cdot 0,225 = 3,7 \text{ м};$
- для породной зоны $l_{заб\ n} = 18,5 D_n = 18,5 \cdot 0,225 = 4,2 \text{ м}$

Согласно графику (рис. 8.4, б) длина перебура равна:

- для рудной зоны $l_{n\ p} = 13,5 D_n = 13,5 \cdot 0,225 = 3,0 \text{ м};$
- для породной зоны $l_{n\ n} = 11,0 D_n = 11,0 \cdot 0,225 = 2,5 \text{ м}$

Длина заряда в скважине определяется по формуле $l_{зар} = H_y - l_{заб} + l_n$ и равна:

- для рудной зоны $l_{зар\ p} = 15,0 - 3,7 + 3,0 = 14,3 \text{ м};$
- для породной зоны $l_{зар\ n} = 15,0 - 4,2 + 2,5 = 13,3 \text{ м}$

Определение веса заряда в скважине:

Вместимость 1 м скважины определяется по формуле $e = 0,78 D^2 \Delta_\phi$ и при использовании Нобелана 2060 с плотностью заряжения $\Delta_\phi = 960 \text{ кг/м}^3$ составляет $e_n = 0,78 \cdot 0,225^2 \cdot 960 = 37,9 \text{ кг/м}$, а Нобелита 2040 с плотностью заряжения $\Delta_\phi = 1000 \text{ кг/м}^3$ — соответственно, $e_p = 0,78 \cdot 0,225^2 \cdot 1000 = 39,5 \text{ кг/м}$. Тогда вес ВВ в скважине, определенный по формуле (8.15), составит:

- для рудной зоны $Q_p = l_{зар\ p} \cdot e_p = 14,3 \cdot 39,5 = 565 \text{ кг}$;
- для породной зоны $Q_n = l_{зар\ n} \cdot e_n = 13,3 \cdot 37,9 = 504 \text{ кг}$

Определение сетки скважин методом согласования с удельным расходом ВВ:

Согласование пространственного расположения скважинных зарядов с удельным расходом ВВ осуществляется путем корректировки расстояния между скважинами, которое при $a=b$ определяется по формуле (8.14) и составляет:

$$\text{- для рудной зоны } a_{np} = \sqrt{\frac{Q_p}{q_p H_y}} = \sqrt{\frac{565}{1,19 \cdot 15}} = 5,6 \text{ м};$$

$$\text{- для породной } a_{nn} = \sqrt{\frac{Q_n}{q_n H_y}} = \sqrt{\frac{504}{0,72 \cdot 15}} = 6,8 \text{ м}$$

Уточнение и при необходимости корректировка полученной сетки скважин на соответствие ЛНС:

Расстояние между скважинами, согласованное с удельным расходом ВВ, на 8 % больше расчетного расстояния для рудной зоны и на 31 % - для породной зоны. Такое отклонение для рудной зоны находится в пределах допустимых (± 15 %) значений, но превышает эти пределы для породной зоны. Поэтому для рудной зоны расстояние $a_{np}=5,6$ м принимается для реализации, а для породной зоны параметры скважинного заряда должны быть откорректированы. Такая корректировка возможна за счет: уменьшения диаметра скважины; рассредоточения скважинного заряда; перехода от порядного инициирования скважинных зарядов к инициированию по принципу «одно замедление – одна скважина». Рассмотрим эти приемы более подробно. Уменьшим диаметр скважины в породной зоне с 0,225 м до 0,190 м. Согласно формуле (8.1) линия сопротивления пород по подошве при прочих равных условиях прямо пропорциональна диаметру скважины. Тогда откорректированная линия сопротивления по подошве составит

$$W_{\text{кор}} = \frac{D_{\text{н кор}}}{D_{\text{н}}} W = \frac{0,190}{0,225} 5,2 = 4,4 \text{ м}$$

При этом вместимость 1 м скважины нового диаметра составит $e_{\text{н кор}} = 0,78 \cdot 0,190^2 \cdot 960 = 26,9 \text{ кг/м}$, а откорректированный вес заряда ВВ в скважине – $Q_{\text{кор}} = l_{\text{зар н}} \cdot e_{\text{н кор}} = 13,3 \cdot 26,9 = 358 \text{ кг}$. Тогда при откорректированном диаметре скважин расстояние между скважинными зарядами, согласованное с удельным расходом ВВ, составит: $a_{\text{н кор}} = \sqrt{\frac{Q_{\text{н кор}}}{q_{\text{н}} H_y}} = \sqrt{\frac{358}{0,72 \cdot 15}} = 5,8 \text{ м}$ (расхождение с базовым значением 11 %).

Рассредоточение скважинного заряда позволяет уменьшить длину колонки ВВ в скважине. Для пород с $\sigma_{\text{с.ж}} = 110 \text{ МПа}$ ($f = 11$) рациональная длина воздушного промежутка согласно формуле (10.2) составляет

$$\sum h_{\text{н н}} = 0,05(9 - 0,5f) l_{\text{зар н}} = 0,05(9 - 0,5 \cdot 11) 13,3 = 5,3 \text{ м}$$

Тогда длина откорректированного скважинного заряда в породной зоне составит $l_{\text{зар н кор}} = l_{\text{зар н}} - \sum h_{\text{н н}} = 13,3 - 5,3 = 8,0 \text{ м}$, а вес ВВ в скважине – $Q_{\text{н кор}} = l_{\text{зар н кор}} \cdot e = 8,0 \cdot 37,9 = 296 \text{ кг}$. Тогда расстояние между рассредоточенными скважинными зарядами, согласованное с удельным расходом ВВ, составит:

$$a_{\text{н кор}} = \sqrt{\frac{Q_{\text{н кор}}}{q_{\text{н}} H_y}} = \sqrt{\frac{296}{0,72 \cdot 15}} = 5,3 \text{ м}$$

Длина единичного промежутка согласно (10.4) составляет

$$h_{\text{н н}} = (13,5 - 0,5f) D = (13,5 - 0,5 \cdot 11) 0,225 = 1,8 \text{ м}$$

поэтому заряд следует рассредоточить на 4 части тремя промежуточными суммарной длиной 5,3 м. Однако, при длине заряда $ВВ$ $l_{зар\ и\ кор} = 8,0$ м иметь такую суммарную протяженность воздушных промежутков, по крайней мере, нерационально. К тому же такая конструкция скважинного заряда сложна в реализации, поскольку каждая часть рассредоточенного заряда должна иметь боевик.

Корректировка сетки скважин за счет перехода от порядного инициирования скважинных зарядов к инициированию по принципу «одно замедление – одна скважина» увеличивает с двух до трех количество свободных поверхностей, что облегчает работу скважинного заряда и позволяет либо уменьшить диаметр скважинного заряда, либо увеличить сопротивление пород по подошве уступа. Из формулы (8.1) следует, что при прочих равных условиях величина линии сопротивления пород по подошве находится в прямой зависимости от количества свобод-

ных поверхностей: $W_{кор\ пов} = \sqrt{\frac{n_{кор}}{n_0}} W = \sqrt{\frac{3}{2}} 5,2 = 6,4$ м. Поскольку

при квадратной сетке расположения скважинных зарядов $a=W$, то полученное значение $W_{кор\ пов} = 6,4$ м принимается за основу в дальнейших расчетах вместо $W=5,2$ м. При этом количество $ВВ$ в скважине не изменяется и составляет $Q_n = 504$ кг.

Таким образом, каждый из рассмотренных методов корректировки параметров скважинных зарядов принципиально позволяет достичь желаемого результата, а окончательный выбор осуществляется с использованием дополнительных критериев оценки (унификация бурового инструмента, минимизация буровых работ, технологичность применения и т.п.). Исходя из этого, к реализации рекомендуется способ взрывных работ с инициированием скважинных зарядов по принципу «одно замедление – одна скважина» на основе использования системы инициирования на основе ударно-волновых трубок. При этом достигается унификация бурового инструмента для рудной и породной зон, а сетка скважин, принимаемая к реализации, равна:

- для рудной зоны $a_p = b_p = 5,6$ м;
- для породной зоны $a_n = b_n = 6,4$ м

Пересчет удельного расхода ВВ для уточненной сетки скважин:

Удельный расход ВВ для уточненной сетки скважин:

- для рудной зоны $q_{p.kk} = \frac{Q_p}{a_p^2 H_y} = \frac{565}{5,6^2 \cdot 15} = 1,19 \text{ кг/м}^3$

(остался без изменения);

- для породной зоны $q_{n.kop} = \frac{Q_n}{a_n^2 H_y} = \frac{504}{6,4^2 \cdot 15} = 0,82 \text{ кг/м}^3$

(увеличился на 14 % за счет уменьшения сетки скважин с 6,8 м до 6,4 м).

Для сохранения удельного расхода ВВ в породной зоне вес заряда в скважине должен быть уменьшен на 14 % с 504 кг до 444 кг, что может быть реализовано за счет пропорционального уменьшения длины заряда в результате применения воздушного промежутка длиной $h_{в.н} = 0,14 l_{зар.н} = 0,14 \cdot 13,3 \approx 1,80$ м, что не противоречит требованию (10.4). Тогда удельный расход ВВ в породной зоне останется на расчетном уровне и составит $q_n = 0,72 \text{ кг/м}^3$.

Определение выхода горной массы с 1 м скважины:

Выход горной массы с 1 м скважины составляет:

- в породной зоне $V_{в.н} = \frac{a_n^2 H_y}{H_y + l_{н.н}} = \frac{6,4^2 \cdot 15}{15 + 2,5} = 35,1 \text{ м}^3/\text{м};$

- в рудной зоне $V_{в.р} = \frac{a_p^2 H_y}{H_y + l_{н.р}} = \frac{5,6^2 \cdot 15}{15 + 3} = 26,1 \text{ м}^3/\text{м}$

Определение интервала замедления между рядами скважин:

Интервал замедления между рядами скважин в рудной и скважинами в породной зоне принимаем по формуле (8.16) при соответствующих значениях $A_p=4$ и $A_n=5$:

- в породной зоне $t_p = 4 \cdot 5,6 \sim 25$ мс;
- в рудной зоне $t_n = 5 \cdot 6,4 \sim 30$ мс

Определение параметров развала пород после взрыва:

При ведении взрывных работ «на подобранный забой» высота развала пород в диапазоне реально применяемого количества взрываемых рядов скважинных зарядов (обычно до 5÷6 рядов) всегда меньше высоты уступа и, соответственно, меньше предельно допустимой высоты забоя для экскаватора ЭКГ-15. Тем не менее, определим его значение для рассматриваемых условий, воспользовавшись формулой (12.1) и приняв $N=5$ рядов взрываемых скважин:

$$H_p = 15 \sqrt[4]{\frac{5}{15 \cdot 0,72}} = 12,4 \text{ м}$$

При этом ширина развала в соответствии с формулой (12.2) составит:

$$B_p = 3,5 \cdot 15 \sqrt[4]{9,53} \sqrt[4]{\frac{0,72}{15}} (0,65 + 0,35 \cos 45^\circ) = 45,7 \text{ м}$$

где F – группа пород по СНиП-82, которая согласно рис. 3.1 для породы с $\sigma_{сж} = 110$ МПа ($f=11$) составляет $F = 9,5$.

Полученное значение ширины развала пород при взрыве «на подобранный забой» свидетельствует о том, что при ширине взрываемого блока $B_{\text{бл}} = NW_{\text{кор. пов}} = 5 \cdot 6,4 = 32$ м рабочая площадка на ширину $B_{\text{пл}} = B_p - B_{\text{бл}} = 45,7 - 32 = 13,7$ м будет завалена

породой, что следует учесть при проектировании транспортных коммуникаций.

Увеличение высоты развала пород при взрыве «в зажатой среде» обусловлено коэффициентом разрыхления k_p , связанным с высотой уступа эмпирической зависимостью (12.3):

$$k_p = 1,01e^{0,014H_y} = 1,01 \cdot 2,73^{0,014 \cdot 15} = 1,24$$

Тогда высота развала пород после взрыва в «в зажатой среде» составит (12.4):

$$H_p = k_p H_y = 1,24 \cdot 15 = 18,6 \text{ м}$$

Полученная высота развала пород меньше максимально допустимой высоты забоя для экскаватора ЭКГ-15.

При ведении взрывных работ «в зажатой среде» величина смещения пород в горизонтальной плоскости определяется из выражения (12.5):

$$L_{гор} = 1,2 H_y (k_p - 1) = 1,2 \cdot 15 (1,24 - 1) = 4,3 \text{ м}$$

Минимальная величина горизонтальных смещений при взрыве «в зажатой среде», обеспечивающая сохранение структуры массива в наибольшей степени, достигается при ширине подпорной стенки из неубранной породы (L_m), определяемой из выражения (12.6):

$$L_m = 0,625 W k_p = 0,625 \cdot 5,6 \cdot 1,24 = 4,3 \text{ м}$$

Ширина подпорной стенки, определенная по (12.6), необходима при установлении ширины рабочей площадки на уступе.

Оформление результатов расчетов:

Результаты расчетов целесообразно оформить в виде таблицы:

Показатели	Значение	
	Породная зона	Рудная зона
Предел прочности пород на сжатие, МПа	110	140
Высота уступа, м	15	15
Модель экскаватора	ЭКГ-15	ЭКГ-15
- вместимость ковша, м ³	15	15
- высота черпания, м	16,4	16,4
- радиус черпания, м	15,6	15,6
- радиус разгрузки, м	20,0	20,0
Способ управления смещением массива	«на подобранный забой»	«в зажатой среде»
Тип скважинных зарядов	вертикальные, сплошные	вертикальные, сплошные
Расположение рядов скважин к бровке уступа	$\alpha = 45^\circ$	$\alpha = 45^\circ$
Инициирование скважинных зарядов	коротко-замедленное поскважинное»	коротко-замедленное порядное
Интервал замедления, мс	30	25
Количество свободных поверхностей	3	2
Средний размер куска в развале, м	0,19	0,07
Максимальный размер куска в развале, м	0,65	0,25
Тип ВВ	Нобелан 2060	Нобелит 2040
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,72	1,19
Диаметр скважинного заряда, м	0,225	0,225
Диаметр буровой коронки, мм	215	215
Сетка скважин $a \times b$, м	6,4 \times 6,4	5,6 \times 5,6
Длина скважины, м	17,5	18,0
Длина заряда, м	13,3	14,3
Вес заряда ВВ в скважине, кг	444	565
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	35,1	26,1
Ширина подпорной стенки, м	-	4,3
Ширина развала пород, м	45,7	-
в том числе на рабочей площадке уступа	13,7	-
Высота развала пород, м	12,4	18,6

Таким образом, результаты расчетов, представленные в таблице, позволяют получить полное представление об условиях ведения взрывных работ, параметрах скважинных зарядов и их пространственном размещении, качественных и количественных показателях взрывного рыхления горного массива.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ:

1. Открытые горные работы. Справочник / Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Винницкий К.Е. и др. М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.
2. Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филиппов С.А. «Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах». Ташкент: ФАН, 1999. – 276 с.
3. Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород. М.: Недра, 1978. – 182 с.
4. Сытенков Д.В. «Метод выбора и обоснование комплексной механизации технологических потоков на карьерах со сложными горно-геологическими условиями» Дисс. на соискание ученой степени канд. техн. наук. М., 1998. – с. 150.
5. Бибик И.П. «Выбор и обоснование параметров процессов буровзрывных работ для повышения эффективности горно-транспортного оборудования глубоких карьеров» Дисс. на соискание ученой степени канд. техн. наук. Навоий, 2003. – с. 150.
6. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976. – 271 с.
7. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Част 1. Новожилов М.Г., Кучерявый Ф.И., Хохряков В.С. и др. – М.: Недра, 1971. – 512 с.
8. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. Барон В.Л., Блейман И.Л., Васильев Г.А. и др. – М.: Недра, 1972. – 240 с.
9. Нормативный справочник по буровзрывным работам / Ф.А. Авдеев, В.Л. Барон, Н.В. Гуров и др. – М.: Недра, 1986. – 511 с. (там, где эффективная длина заряда выше подошвы).

10. Справочник взрывника / Б.Н. Кутузов, В.М. Скоробогатов, И.Е. Ерофеев и др.// - М.: Недра, 1988. - 511 с.

11. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах. Пер. с англ. - М.: Недра, 1980. - 453 с.

12. Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. - М.: Недра, 1986. - 231с.

13. Кучерский Н.И., Лукьянов А.Н., Демич Л.М. и др. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. Ташкент: ФАН, 1998. - 254 с.

СОДЕРЖАНИЕ

I. Общие положения.....	3
II. Сущность метода взрывного рыхления пород скважинными зарядами и параметры их пространственного размещения ..	5
III. Оценка взрываемости горных пород	9
IV. Определение требований к качеству дробления пород взрывом	15
V. Требования к параметрам развала разрушенных взрывом горных пород.....	20
VI. Выбор взрывчатых веществ для рыхления пород в карьерах...	23
VII. Определение удельного расхода ВВ.....	29
VIII. Определение согласованных параметров размещения скважинных зарядов в массиве (вертикальные скважины) ...	33
IX. Особенности определения параметров размещения скважинных зарядов в наклонных скважинах	46
X. Определение конструкции рассредоточенных скважинных зарядов	47
XI. Особенности определения параметров параллельно-сближенных скважинных зарядов	49
XII. Определение параметров развала пород при массовых взрывах в карьере.....	51
XIII. Определение показателей взрывных работ.....	54
XIV. Порядок расчета скважинных зарядов	55
XV. Пример расчета скважинных зарядов при взрывном рыхлении пород в карьерах	57
Список литературы.....	70

*Виктор Николаевич Сытенков
Умарбек Юнусович Давронбеков
Иван Павлович Бибик*

**Проектирование скважинных зарядов
при взрывном рыхлении пород в карьерах**

Подписано в печать 19.10.2004 г.
Тираж 500 экз.
Отпечатано в Информационном центре
Центрального рудоуправления НГМК

