

ПРОВЕДЕНИЕ ОТКРЫТЫХ РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК ВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ



ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие	6
Глава I. Условия и особенности взрывных работ при проведении открытых разведочных выработок	6
§ 1. Открытые разведочные выработки и способы их проведения	6
§ 2. Краткие сведения о горных породах и их физико-механических свойствах	11
§ 3. Горнотехнологические свойства и классификации пород при проведении открытых разведочных выработок	22
§ 4. Технология и организация буровзрывных работ при проведении открытых разведочных выработок	33
Глава II. Выбор взрывчатых материалов и расчет параметров взрывных работ при проведении открытых разведочных выработок	42
§ 5. Краткая характеристика взрывчатых материалов	42
§ 6. Выбор рациональных взрывчатых веществ	56
§ 7. Современные представления о действии взрыва в горных породах	62
§ 8. Расчет основных параметров и результатов взрыва на выброс	74
Глава III. Определение рациональных параметров и проектирование взрывных работ при проведении открытых разведочных выработок	99
§ 9. Критерии рациональности параметров взрывных работ	99
§ 10. Методы определения рациональных параметров взрывных работ	103
§ 11. Исходные материалы и порядок проектирования параметров взрывных работ	116
§ 12. Расчет рациональных параметров взрывных работ	120
§ 13. Определение рациональных величин расхода взрывчатых материалов	130
Глава IV. Практика передовых геологических организаций по проведению открытых разведочных выработок взрывным способом	132
§ 14. Проведение разведочных выработок в Мамско-Чуйской экспедиции Иркутского геологического управления	132
§ 15. Проведение разведочных выработок взрывом на выброс в Северо-Восточном геологическом управлении	144
Заключение	147
Приложение I	150
Приложение II	155
Приложение III	158
Приложение IV	162
Список литературы	174

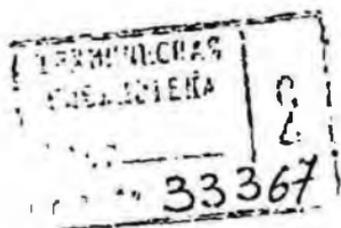
77 2005

622.285

А. Г. СИМАНКИН, А. Е. АЗАРКОВИЧ, П. П. НАЗАРОВ

С 37

ПРОВЕДЕНИЕ
ОТКРЫТЫХ
РАЗВЕДОЧНЫХ
ВЫРАБОТОК
ВЗРЫВНЫМ
СПОСОБОМ



МОСКВА «НЕДРА» 1976

Симанкин А. Г., Азаркович А. Е., Назаров П. П.
Проведение открытых разведочных выработок взрыв-
ным способом. М. «Недра»

622.235	33367
с. 37	
Симанкин А. Г.	
И. Р.	
А. С. Романов	

от при
ан ана-
метод
мини-
сти их.
работ
едены
ловий.
выра-
телей.
мерно-

Книга должна быть возвращена не
позже указанного здесь срока

Количество предыдущих выданных _____	

1646-1686

ЕВА
05209
9,90
кол.
9.
ом
филл

ПРЕДИСЛОВИЕ

В Советском Союзе при разведке месторождений ежегодно выполняется громадный объем работ по проведению открытых разведочных выработок. Известно, что получаемые при этом данные отличаются высокой надежностью и информационной полнотой. Тщательное изучение поверхности месторождений полезных ископаемых разведочными канавами и траншеями на стадии поисков и предварительной разведки позволяет существенно уменьшить объемы дорогостоящих буровых и горных работ при детальной разведке и прослеживании месторождений в глубину.

Достоинствами метода разведки с помощью открытых выработок объясняется значительное увеличение годового объема проходки разведочных канав и траншей за последние годы — с 6 млн. м³ в 1960 г. до 12 млн. м³ в настоящее время. Следует отметить, что это увеличение не повлекло за собой существенного роста затрат на проведение открытых разведочных выработок, поскольку сопровождалось одновременным совершенствованием способов проведения их и снижением стоимости единицы объема работ.

Одним из основных способов проведения открытых разведочных выработок стало взрывание на выброс, с помощью которого в ближайшие годы предусматривается выполнять примерно 60% всех работ.

Практика производства взрывов на выброс с целью получения выемок различного назначения (для военного дела, строительства и горной промышленности) имеет многолетнюю историю. Анализом действия заряда выброса и обоснованием расчетных формул занимались Л. И. Барон, А. Ф. Беляев, О. Е. Власов, М. М. Докучаев, Г. П. Демидюк, Г. И. Покровский, В. Н. Родионов, А. Ф. Суханов, П. С. Данчев, Б. Н. Кутузов, А. И. Мудрагей, и др. В настоящее время выполнено большое количество научно-исследовательских работ по совершенствованию технологии взрывов на выброс и сделано обобщение результатов проведенных промышленных взрывов, в том числе крупнейших в мире по своим масштабам.

Однако взрывание на выброс при проведении открытых разведочных выработок имеет свои специфические

особенности, требующие проведения дальнейших исследований и учета их. К ним относится, например, расположение зарядов ВВ на небольших глубинах и вблизи контакта двух разнопрочных пород (рыхлого поверхностного слоя и скального разведываемого). Как правило, разведочные выработки проводятся в отдаленных и малодоступных районах страны, что затрудняет использование механизмов, а также сказывается на экономических показателях работ.

В связи с особенностями взрывного способа проведения открытых разведочных выработок и с возрастанием объемов применения этого способа рядом производственных (Иркутское, Читинское, Северо-Восточное и другие геологические управления) и научных (ЦНИГРИ, МГРИ, ВИЭМС) организаций разрабатывается рациональная технология и организация работ. Следует отметить также исследования М. К. Терметчикова, А. А. Смоляницкого, И. Г. Плеханова и др. по обобщению производственного опыта или расчету параметров взрывания в определенных условиях.

Тем не менее имеющиеся материалы по применению взрывов на выброс для проведения разведочных выработок обобщены недостаточно. Не в полной мере используется опыт взрывания на выброс, накопленный в других отраслях промышленности — строительстве и горном деле. Как следствие этого отсутствует достаточно общий метод определения параметров взрывания при проектировании проведения открытых разведочных выработок. Такой метод должен позволять выбирать рациональные параметры взрывания для любых известных условий работ и требований к результатам взрывов. Предварительно должны быть уточнены критерии рациональности параметров взрывания. Достаточно общий метод расчета параметров взрывания позволит также обосновать расход взрывчатых материалов в различных условиях и дать четкие рекомендации по проектированию проведения открытых разведочных выработок. Первая попытка разработки такого метода расчета параметров взрывания на выброс содержится в настоящей работе.

В ней систематизированы особенности технологии проведения открытых разведочных выработок, приведена краткая характеристика взрывае­мых пород и применяемых взрывчатых материалов, изложены предлагае-

мый расчетно-аналитический и экспериментальный методы определения рациональных параметров взрывания на выброс, обеспечивающие в зависимости от условий проведения разведочных выработок достижение минимальной стоимости работ либо максимальной производительности труда или наименьшей стоимости работ при установленном уровне производительности. Ряд расчетных формул, основанных на экспериментальных данных, приводится впервые. Для различных систематизированных условий проведения открытых разведочных выработок приводятся рациональные параметры и показатели расхода взрывчатых материалов, использование которых создает основу для технически грамотного проектирования и нормирования.

Предисловие написано А. Г. Симанкиным, § 1 — П. П. Назаровым, § 2, 3 и 15 — А. Г. Симанкиным, § 4 и 14 — П. П. Назаровым и А. Г. Симанкиным, § 5 — 13 — А. Е. Азарковичем и А. Г. Симанкиным.

ГЛАВА I

УСЛОВИЯ И ОСОБЕННОСТИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ОТКРЫТЫХ РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. Открытые разведочные выработки и способы их проведения

Открытыми разведочными выработками — разведочными канавами и траншеями — называются искусственные обнажения, создаваемые на земной поверхности с целью геологического изучения близповерхностных слоев земной коры, а также с целью поисков и разведки закрытых наносными отложениями месторождений полезных ископаемых. Протяженность и глубина этих выработок определяются природными факторами (размерами изучаемых в геологическом отношении площадей, горизонтальной мощностью разведываемых рудных тел или содержащих рудные тела зон, мощностью покрывающих месторождения наносов и т. п.), минимальная ширина их по низу — требованиями достаточной точности описания и опробования вскрываемых коренных пород, углы откоса их бортов и ширина по верху — условиями техники безопасности. Открытые разведочные выработки (канавы и траншеи) имеют свое определенное назначение на различных стадиях геологических изысканий. В отличие от разведочных канав, разведочные траншеи проходят в рудном теле по простиранию или вкрест простирания для отбора крупнообъемных, валовых проб. Как правило, они имеют большую площадь сечения за счет увеличения ширины по низу.

Основными техническими параметрами открытых разведочных выработок являются: H — глубина, b — ширина по низу, B — ширина по верху (на уровне земной поверхности), α — угол откоса бортов (стенок) выработки, L — длина (протяженность) по низу.

Глубина разведочных канав в основном не превышает 2—3 м и лишь в редких случаях достигает 5—6 м. Ши-

рина их по низу в большинстве случаев геологической разведки составляет 0,6—1,0 м. Однако иногда она бывает и больше (например, в Мамско-Чуйской экспедиции Иркутского геологического управления при вскрытии зон слюдосодержащих пегматитов ширина выработок по низу принимается равной 2 м). Ширина канав и траншей по верху колеблется в пределах от 2 до 8 м и зависит главным образом от глубины выработки и принятого угла откоса канавных бортов. Величина угла откоса в большинстве случаев принимается равной углу устойчивого откоса горных пород, разрабатываемых при проведении открытых разведочных выработок. Чаще всего эти углы принимаются равными 60—70°. Длина выработок может изменяться в значительных пределах — от 3 до 100 м и более; на каждом конкретном объекте она определяется в соответствии с требованиями принятой методики горноразведочных работ.

Ежегодно организации Министерства геологии СССР осуществляют проходку 10—11 млн. м³ разведочных канав и траншей. Примерное распределение их географическим зонам нашей страны следующее: таежно-лесная зона — 75% (в том числе в Восточной Сибири 68,2%); пустынно-степная зона — 8,6% и горная зона (горы Средней Азии и Кавказа) — 16,4%. По стадиям разведочных работ эти объемы распределяются следующим образом: регионально-съёмочные работы — 9,6%; поисковые работы — 64,4%; предварительная разведка — 14,7% и детальная разведка — 11,3%.

Проведение открытых разведочных выработок осуществляется различными способами, что обусловлено многообразием горно-геологических, организационно-технических и других условий и особенностей, присущих практике разведочных работ. В табл. 1 приведены применяемые в настоящее время способы проходки открытых разведочных выработок, ориентировочные данные по распределению ежегодных объемов их проходки в зависимости от разрабатываемых пород, а также средние показатели производительности труда и стоимости работ для этих способов.

Приведенные в табл. 1 данные показывают, что наилучшие показатели достигаются при использовании землеройных машин. Применение бульдозеров позволяет увеличить производительность труда проходчиков в 7—8

Таблица 1

Показатели	Способы проходки									
	по тальям рыхлым породам					по мсрзлым породам				
	вручную	взрывом яв взброс	бульдозерами	экскаваторами	пружинными качалками-патеялами	взрывом яв взброс	взрывом на выброс	взрывом на выброс	взрывом на выброс	взрывом на выброс
Распределение ежегодных объемов проведения открытых разведочных выработок, %	22,5	13,4	21,0	3,2	0,9	28,9	9,9	0,2	9,9	0,2
По фактическому сечению: производительность труда, м ³ /чел-смену	3,0	16,6	65,0	130,0	868,0	11,3	4,5	10,2	4,5	10,2
стоимость 1 м ³ проведения по прямым расходам, руб.	2,0	0,82	0,28	0,65	0,11	1,4	2,3	1,58	2,3	1,58
увеличение площади сечения выработок по отношению к площади их сечения при проведении вручную	1,0	1,4	3,0	1,0	1,5	1,4	1,0	1,4	1,0	1,4
Величины, приведенные к площади сечения проведенной вручную выработки: производительность труда, м ³ /чел-смену	3,0	11,8	21,7	130,0	578,0	8,1	4,5	7,3	4,5	7,3
стоимость 1 м ³ проходки по прямым расходам, руб.	2,0	1,14	0,7	0,65	0,16	1,96	2,3	2,22	2,3	2,22
Отношение приведенных величин к показателям, полученным при проведении вручную: для производительности труда	1	4,07	7,24	43,4	192,5	2,7	1,5	2,43	1,5	2,43
для стоимости проходки	1	0,57	0,35	0,32	0,08	0,98	1,15	1,11	1,15	1,11

Распределение ежегодных объемов проведения открытых разведочных выработок, %

По фактическому сечению:

производительность труда,

м³/чел-смену

стоимость 1 м³ проведения по

прямым расходам, руб.

увеличение площади сечения

выработок по отношению к

площади их сечения при

проведении вручную

Величины, приведенные к площа-

ди сечения проведенной вруч-

ную выработки:

производительность труда,

м³/чел-смену

стоимость 1 м³ проходки по

прямым расходам, руб.

Отношение приведенных величин

к показателям, полученным при

проведении вручную:

для производительности труда

для стоимости проходки

раз и снизить стоимость работ в 2—3 раза. Более производительными являются экскаваторы и плужные канавокопатели. Однако каждому из отмеченных видов землеройно-транспортной техники присущи свои недостатки, ограничивающие область их применения. Так, расширение области использования бульдозеров на горноразведочных работах ограничивается по условиям доступности района работ гусеничному транспорту и невозможности разработки сравнительно крепких пород. Для экскаваторов требуются достаточно большие объемы работ на отдельных участках, оправдывающие доставку и применение этих сложных и дорогих в эксплуатации машин. Для существующих конструкций плужных канавокопателей доступна лишь сравнительно небольшая глубина разведочных канав — 0,8—1,0 м, максимум 1,2 м.

Основным, наиболее распространенным способом проведения открытых разведочных выработок в настоящее время следует считать взрывной способ, доля которого в общем объеме работ составляет около 50%. Этому способу также присущи следующие недостатки: необходимость доработки поверхности выработки после взрывов с целью удаления слоя деформированной взрывом породы; сложность ликвидации последствий проведения выработки после получения требуемой геологической информации (засыпка выработок и рекультивация почвенного слоя). Однако отмеченные недостатки полностью компенсируются универсальностью (взрывные работы могут применяться в разное время года, на участках с любым рельефом и самыми разнообразными горными породами), легкостью применения (освоение средств взрывания не требует значительных капитальных затрат и технически доступно каждой геологической организации) и сравнительно высокой эффективностью (при использовании взрывных работ достигаются достаточно хорошие технико-экономические показатели, см. табл. 1) данного способа.

Выполненные Всесоюзным научно-исследовательским институтом экономики минерального сырья и геологоразведочных работ (ВИЭМС) прогнозы свидетельствуют о том, что доля взрывного способа в общем объеме работ по проведению открытых разведочных выработок должна увеличиться примерно на 60—70%. Предполагается, что этим способом будут выполняться все объемы работ в

мерзлых и скальных породах и, кроме того, значительная часть объемов проведения в талых наносных отложениях (15% этих объемов) и на участках с резко пересеченным рельефом местности или с очень малыми объемами работ, где применение землеройных машин будет технически невозможным или экономически невыгодным.

На практике применяют два варианта взрывного способа проходки открытых разведочных выработок: взрывом на выброс и взрывом на рыхление. В начальный период использования взрывчатых веществ разведочные каналы и траншеи проводили взрывом на рыхление с последующей ручной уборкой разрыхленной породы. Затем, начиная примерно с 1955—1960 гг., все большее распространение получал способ взрывом на выброс; в настоящее время его можно признать основным вариантом взрывного способа (см. табл. 1).

Проведение открытых выработок взрывом на выброс отличается от проведения каналов и траншей взрывом на рыхление количественными показателями: большей величиной и большей степенью выброса породы. Однако внедрение в практику работ способа взрывом на выброс позволяет резко сократить затраты физического труда проходчиков на выкидку породы из выработки и, таким образом, значительно увеличить их производительность труда. Способ взрывом на выброс оказался экономически эффективным не только при проведении каналов и траншей в мерзлых и скальных породах, т. е. там, где до этого времени применяли способ взрывом на рыхление, но и при проведении открытых разведочных выработок в талых рыхлых породах, где раньше взрывные работы не применяли совсем и проходка каналов и траншей осуществлялась почти вручную.

Широкое распространение способа взрывом на выброс в практике горноразведочных работ предопределяет необходимость постоянного совершенствования техники, технологии и организации взрывных работ при проведении открытых разведочных выработок, дальнейшего развития вопросов обоснованного проектирования и применения рациональных параметров взрывной отбойки горных пород с учетом специфических условий и особенностей проведения разведочных каналов и траншей.

§ 2. Краткие сведения о горных породах и их физико-механических свойствах

Обоснованное проектирование и рациональная организация взрывных работ при проведении открытых горно-разведочных выработок возможны лишь при правильной характеристике и знании основных свойств взрывае-мых пород. Точность определения свойств горных пород в значительной мере предопределяет погрешности уста-новления показателей, применяемых для расчетов пара-метров и результатов взрывных работ. Свойства разра-батываемых пород существенным образом влияют на принятую технологию проведения выработок.

По физическому состоянию и прочности все горные породы подразделяются на скальные, полускальные, мяг-кие (пластичные) и сыпучие.

Скальные породы характеризуются наличием между частицами значительных ионных и молекулярных сил сцепления, что обуславливает их большую прочность и соответствующую трудность бурения и взрывания. По-лускальные породы обладают меньшей по срав-нению со скальными прочностью и являются промежу-точными между скальными и мягкими породами. Мяг-кие (пластичные) породы отличаются невысокой прочностью и в увлажненном состоянии приобретают свойства пластичных тел, т. е. могут легко изменять свою форму при деформациях без нарушения связей между частицами. Сыпучие (несвязные) породы пред-ставляют собой рыхлую массу почти или совсем без наличия сил сцепления между частицами. Прочность этих пород зависит главным образом от сил трения, воз-никающих на контакте составляющих породу компонен-тов.

При проведении открытых разведочных выработок разрабатываются породы верхнего слоя земной поверх-ности, представленные в основном глинами, суглинками, супесями, песками, лёссами и т. п., относящимися к мяг-ким и сыпучим породам. В зависимости от температур-ного состояния они могут быть талыми, сезонно-мерзлыми и многолетнемерзлыми. В гео-логической практике их обычно объединяют в один комплекс, называемый рыхлыми отложениями.

Таблица 2

Фракции	Характеристика фракций	Размеры частиц, мм
Валуны (окатанные) и камни (угловатые)	Крупные Средние Мелкие	Более 800 800—400 400—200
Галька (окатанная) и щебень (угловатый)	Очень крупные Крупные Средние Мелкие	200—100 100—60 60—40 40—20
Гравий (окатанный) и дресва (угловатая)	Крупные Средние Мелкие	20—10 10—4 4—2
Песчаные частицы (песок)	Очень крупные Крупные Средние Мелкие Тонкие	2—1 1—0,5 0,5—0,25 0,25—0,1 0,1—0,05
Пылеватые частицы (пыль)	Крупные Мелкие	0,05—0,01 0,01—0,005
Глинистые частицы (глина)	Грубые Тонкие	0,005—0,001 Менее 0,001

Открытые разведочные выработки чаще всего проводят с целью вскрытия и опробования скальных и полускальных пород.

Глинистые и песчаные рыхлые породы представляют собой собрание фракций (обломков) горных пород и минералов величиной от нескольких сантиметров до мельчайших, измеряемых сотыми долями миллиметра. При работах, выполняемых с целью поиска и разведки полезных ископаемых, можно применять классификацию гранулометрических фракций В. А. Приклонского [53] (табл. 2).

При установлении наименования рыхлых пород основным признаком является их гранулометрический состав, т. е. относительное (выраженное в про-

Таблица 3

Порода	Содержание частиц, %			
	глинистых менее 0,002 мм	пылеватых 0,002— 0,05 мм	песчаных 0,05—2,0 мм	гравийных 2—40 мм
Глина:				
тяжелая	Более 60	Не регла- ментируется	Не регламен- тируется	Менее 10
средняя	} 60—30	То же	То же	То же
легкая				
Суглинок:				
тяжелый	20—30	Меньше, чем песчаных и гравийных вместе	»	»
средний	20—15			
легкий	15—10			
Пылеватый сугли- нок:				
тяжелый	20—30	Больше, чем частиц песчаных и гравийных вместе	»	»
средний	20—15			
Супесь:				
тяжелая—круп- ная	10—5		Более 50	
легкая — круп- ная	5—2	Менее 30	Менее 50	»
тяжелая — мел- кая	10—5		Более 50	
легкая—мелкая	5—2		Менее 50	
Пылеватая супесь:				
тяжелая	10—5	Более 30	Не регламен- тируется	»
легкая	Менее 5			
Песок:				
крупный			Крупнее 0,5 мм	»
средний	Менее 2	Менее 10	более 50, 0,25 мм	»
мелкий			более 50, 0,25 мм менее 50	
пылеватый песок	Менее 2	10—30		Не регламен- тируется
Гравий:				
крупный			Не регламен- тируется	Крупнее: 2 мм более 50; 4 мм более 35
мелкий				

нентах) весовое содержание в породе частиц (фракций) различных размеров. Наибольшее распространение в инженерно-геологической практике получила классификация В. В. Охотина [53] (табл. 3).

Помимо гранулометрического состава наименование мягких и связных пород может быть установлено по их пластичности, под которой понимается свойство пород изменять свою форму — деформироваться — без разрушения. Пластичность пород характеризуется так называемым числом пластичности, представляющим собой разность двух величин — верхнего и нижнего пределов пластичности, которые количественно равны соответственно влажности породы при переходе из пластичного состояния в текучее и влажности этой породы при переходе из пластичного состояния в твердое.

В зависимости от числа пластичности мелкозернистые породы подразделяются следующим образом:

Порода	Песок	Супесь	Суглинок	Глина
Число пластичности . .	<1	1—7	7—17	>17

Пределы пластичности и число пластичности используются при определении расчетных сопротивлений рыхлых и мягких пород и приближенной оценки их устойчивости в выемках. В тех случаях, когда возможность точного определения гранулометрического состава и пластичности рыхлых пород отсутствует, для установления наименования исследуемой или разрабатываемой породы можно пользоваться табл. 4, в которой приведены внешние признаки основных разновидностей рыхлых отложений [29].

В природных условиях рыхлые породы редко состоят из одной фракции. Обычно они представляют собой сложные смеси, содержащие гравий, песок, илль и глину в различных пропорциях.

К основным физико-механическим свойствам горных пород, показатели которых используются при технико-экономических расчетах проведения открытых разведочных выработок буровзрывным способом, относятся: удельный вес, объемный вес, влажность, пористость, сопротивление сжатию, сопротивление растяжению и сопротивление сдвигу.

Таблица 4

Породы					
гидры	сухожила	сухожила	кости	граны	жест
При визуальном рассмотрении или в лупу					
Однородная тонкозернистая масса, ее содержат мелкие глыбки частей	Наряду с гребенчатым волокном встречаются глыбчатой массы, ее содержат мелкие глыбки частей	Песчаные частицы преобладают над более мелкими	Состоят почти или целиком из песчаных частиц	Содержание частиц крупнее 2 мм более 50%	Однородная, тонкозернистая масса (пылеватые частицы)
При скатывании между руками					
Скатывается в шарик в шар диаметром менее 1 мм и шарик	Скатывается в шарик и шар диаметром не более 3 мм. При скатывании на шарике образуются гребни	Не скатывается в шар. На шарике вмятины	Не скатывается	Не скатывается	Не скатывается
При растирании на ладони					
Трунцу отщипывая в ладонях образуется масса	Растиртая масса не дает осевшего осколка	Необразуются осколки с гребенчатым рисунком	—	—	Однородный порошок из пылеватых частиц

Породы					
глины	суглинки	супеси	пески	гравий	лесс
При рассмотрении по плоскости ножевого среза					
Гладкая поверхность без присутствия песчинок	Частично гладкая поверхность с присутствием песчинок	Зернистый с незначительным смазыванием	Зернистый	—	Тонкозернистый
В сухом состоянии					
Прочные комья, не рассыпающиеся от удара молотком в порошок	Комья легко разбиваются молотком на мелкие частицы и раздавливаются рукой	Комья легко рассыпаются при надавливании рукой	Сыпучие	Рассыпчатый	Комья легко рассыпаются при подкидывании на лопате
Свойства образцов во влажном состоянии					
Пластичные, липкие, мажущиеся	Пластичные	Почти не пластичные	Не пластичен, при переувлажнении текучее состояние	Не пластичен, при переувлажнении текучее состояние	Не пластичен

Для практических целей большинство исследователей рекомендуют пользоваться следующими средними значениями удельного веса пород (кг/см³):

Базальт	2,9—3,3	Лёссы	2,6—2,7
Габбро	3,0	Лёссовидные суглинки	2,7
Граунт	2,7	Лёссовидные черноземы	2,6
Известняки	2,7	Подзолистые черноземы	2,6—2,7
Песчаники	2,4	Черноземы с содержанием гумуса до 10%	2,4—2,5
Сиенит	2,8		
Сланцы	2,7		
Глины	2,7—2,8		
Суглинки	2,7		
Супеси	2,7		
Пески	2,6—2,7		

Объемный вес (тс/м³) основных горных пород, т. е. вес единицы их объема в естественном состоянии с учетом пористости и природной влажности, имеет следующие значения [51]:

Песок	1,6—1,95	Доломит	2,3—2,9
Гравий	1,8—2,0	Гипс	1,9—2,6
Растительный слой	0,8—1,2	Каменная соль	2,2—2,4
Глина	1,2—2,1	Антрацит	1,3—1,5
Торф	0,6—0,8	Бурый уголь	1,15
Туф	1,1	Коренные глубинные породы (граниты, гнейсы, диориты, габбро и др.)	2,2—3,3
Песчаники	1,8—2,5	Железистые роговики	2,9—3,5
Кварциты	1,5—2,8	Коренные изливающиеся породы (андезиты, базальты и др.)	2,6—3,3
Сланцы	2,3—2,6		
Известняки	1,5—2,7		
Мрамор	2,7—2,8		
Мергель	2,3—2,5		

Под влажностью породы понимается содержание в ней воды в данный момент времени в естественных условиях. Обычно определяют так называемую весовую влажность, которая выражается отношением массы воды, содержащейся в породе, к массе этой породы после высушивания. Влажность пород оказывает существенное влияние на эффект действия взрыва в горных породах и особенно в рыхлых отложениях.

Под пористостью понимается отношение объема пустот (пор) в породе к ее общему объему. Пористость

ГОДАМИ ИЛИ
 ГОДАМИ ИЛИ
 22264

характеризуется коэффициентом пористости [33]

$$\xi = 1 - \frac{\Delta}{\gamma (1 + 0,01 \omega)} 100, \% \quad (1)$$

где Δ , γ и ω — соответственно объемный вес, удельный вес и весовая влажность породы.

Пористостью обладают все горные породы. Значения коэффициента пористости для отдельных типов пород следующие, %:

Кварциты	0,8	Пески	26,0—47,0
Габбро и диабазы	1,0	Гравий	35,0—40,0
Грашты	1,2	Глина	44,0—47,0
Известняки, мрамор	0,6—13,4	Суглинок	52,0—55,0
Глинистые сланцы	4,0	Культурная почва	45,0—65,0
Песчанки	4,8—28,3	Торфяной грунт	до 80

Перечисленные физические свойства горных пород (гранулометрический состав, удельный и объемный вес, влажность и пористость) позволяют количественно оценивать наличие в породах главных составляющих компонентов: твердых частиц, влаги и воздуха, заполняющего свободные поры. Количественное соотношение отмеченных компонентов оказывает существенное влияние на результаты взрывания горных пород; поэтому весьма важно знать весовое и объемное содержание твердых частиц, влаги и свободных пор в породе.

Весовое и объемное содержание твердых частиц можно вычислить по формулам:

$$C_{в.т} = \frac{100}{1 + 0,01 \omega}, \% \quad (2)$$

$$C_{о.т} = \frac{100 \Delta}{(1 + 0,01 \omega) \gamma}, \% \quad (3)$$

Весовое содержание влаги в породе при известном значении весовой влажности определяется как

$$C_{в.в} = \frac{\omega}{1 + 0,01 \omega}, \% \quad (4)$$

Объемное содержание влаги в породе в первом приближении можно принять количественно равным весовому содержанию.

Объемное содержание пор в породе можно определить вычитанием из 100% суммарного объемного со-

держания твердых частиц и влаги

$$C_{o.n} = 100 - C_{o.t} - C_{o.v}, \% \quad (5)$$

или

$$C_{o.n} = \frac{100 \xi}{\xi + 100}, \% \quad (6)$$

Как уже отмечалось выше, при оценке прочностных свойств взрывааемых пород в первую очередь следует учитывать величину сопротивления сжатию, растяжению и сдвигу.

В настоящее время прочность горных пород оценивается в основном по теории Мора, согласно которой разрушение породного образца происходит при определенном предельном соотношении нормальных σ и касательных τ напряжений, возникающих при приложении

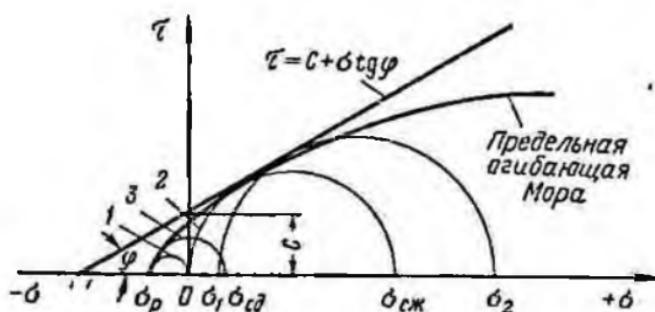


Рис. 1. Построение предельной огибающей Мора:
1 — одноосное растяжение; 2 — одноосное сжатие; 3 — сдвиг

соответствующей нагрузки. При этом предельное состояние для любой породы определяется графически по зависимостям $\tau = f(\sigma)$ (рис. 1). Эту кривую обычно называют предельной огибающей Мора, или паспортом прочности породы. Она отражает все случаи сопротивления породы разрушающим воздействиям. Условию разрушения пород соответствуют те случаи, когда круги Мора, построенные на разности минимального и максимального главных напряжений (например, $\sigma_1 - \sigma_2$, см. рис. 1), касаются предельной огибающей. К разрушению пород приводят все напряженные состояния, графическое выражение которых будет находиться выше предельной кривой Мора. Для построения предельной оги-

бающей какой-либо породы необходимо как минимум знать величины сопротивления породы сжатию и растяжению.

В механике горных пород предельную огибающую обычно аппроксимируют прямой (см. рис. 1), определяемой по уравнению Кулона [33]

$$\tau = C + \sigma \operatorname{tg} \varphi. \quad (7)$$

Величины C и φ являются постоянными характеристиками данной породы и называются соответственно силой сцепления и углом внутреннего трения. Значение касательных напряжений τ , являющихся суммой сил сопротивления сцеплению и трению при сдвиге одной части породы относительно другой, принято называть сопротивлением сдвигу.

Для скальных и полускальных горных пород в качестве основных характеристик их прочностных свойств используют, как правило, сопротивление одноосному сжатию и растяжению, для мягких и рыхлых пород — сопротивление сдвигу.

Сопротивление пород при одноосном сжатии определяют делением максимальной разрушающей силы на площадь поперечного сечения породного образца. Сопротивление породы сжатию зависит от формы и размеров образцов, точности их изготовления, скорости и продолжительности действия прилагаемой нагрузки и др. Поэтому для одной и той же породы оно может изменяться в значительных пределах. Согласно работе [53] для наиболее прочных горных пород сопротивление одноосному сжатию составляет около 1500—3000 кгс/см², для пород средней прочности — 350—1200 кгс/см² и для слабopочных — 40—350 кгс/см² и менее.

Сопротивление пород растяжению измеряется усилием на единицу площади разрываемого образца. В количественном отношении оно примерно в 10—100 раз меньше, чем сопротивление одноосному сжатию. Согласно работе [53] прочность на растяжение в долях от сопротивления сжатию составляет: 0,02—0,04 для гранитов, 0,02—0,05 для песчаников; 0,04—0,10 для известняков и 0,02—0,17 для глинистых сланцев. В зависимости от многих факторов (принятого метода определения, геометрических параметров испытываемых пород-

Таблица 5

Породы	Сила сцепления C , кгс/см ²	Угол внутрен- него трения φ , градус
Магматические (сyenиты, диориты, габбро, диабазы, перидотиты и др.)	300—450	30—36
Осадочные (известняки, мел, песчанки и др.)	3—170	27—38
Метаморфические (кварцы, роговики, сланцы, серпентиниты и др.)	150—700	30—36
Глины	1,0 и менее	5—25
Суглинки	0,6 » »	10—30
Супеси	0,2 » »	15—35
Пески	0,02 » »	20—40
Растительный грунт	0,05 » »	20—45

ных образцов и т. п.) показатели сопротивления одной и той же породы растяжению также могут варьировать в довольно широком диапазоне.

Сопротивление породы сдвигу характеризуется величиной касательных напряжений, определяемых по формуле (7), из которой следует, что сопротивление пород сдвигу в первую очередь обуславливается силой сцепления и углом внутреннего трения, а также зависит от величины вертикальной нагрузки σ , приложенной к образцу породы в момент взаимного сдвига его частей. Сила сцепления и углы внутреннего трения для некоторых типов скальных и отдельных разновидностей рыхлых горных пород характеризуются данными, приведенными в табл. 5 [30, 31, 53 и др.].

Показатели основных физико-механических свойств пород, характеризующие качественное состояние этих пород, используют при расчетах по обоснованию геометрических параметров выработок, при определении устойчивости бортов (стенок) этих выработок и установлении некоторых поправочных коэффициентов к числовым значениям основных параметров технологического цикла. Однако большинство из них не может быть использовано непосредственно в формулах при расчетах параметров взрывных работ. Совокупное действие этих свойств полностью выражается в показателях так называемых горнотехнологических свойств пород, которые

вливают на выбор технологических операций и режимов проходческого комплекса и являются основными расчетными величинами при определении параметров взрывов, трудовых и материальных затрат.

§ 3. Горнотехнологические свойства и классификации пород при проведении открытых разведочных выработок

В соответствии с основными технологическими операциями при проведении разведочных канав и траншей к основным горнотехнологическим свойствам пород относятся: крепость, буримость, простреливаемость, сопротивляемость действию взрыва, разрыхляемость и устойчивость породных обнажений.

Крепость горных пород характеризуется их сопротивляемостью различным разрушающим нагрузкам, возникающим при механическом воздействии на породу инструмента, продуктов детонации взрывчатого вещества и др. Крепость породы в значительной степени обуславливает трудность ее бурения и взрывания. В практике горнопроходческих работ используется классификация проф. М. М. Протодяконова [13, 51, 52 и др.], в которой породы подразделены на 10 категорий в зависимости от величины их коэффициента крепости. Коэффициент крепости определяют по величине временного сопротивления горных пород одноосному сжатию. При определении коэффициента крепости принимается, что каждая единица крепости соответствует 100 кгс/см^2 .

Буримость горных пород — это степень сопротивляемости их разрушению под действием бурового инструмента. Буримость принято оценивать количеством основного (чистого) времени в минутах, потребных для выбуривания шпура длиной 1 м при определенных (стандартных) технологических условиях процесса бурения. В горноразведочной практике горные породы классифицируются по буримости по шкале ЕНВ 1969 г. [25], в соответствии с которой все разновидности горных пород подразделены на 20 категорий.

Отнесение горных пород к той или иной категории шкалы ЕНВ позволяет определить способ разработки породных массивов и выбрать оборудование для основ-

ных технологических операций горнопроходческого цикла. Кроме того, наличие конкретных количественных показателей дает возможность решать не только задачи проектного характера, но и технического нормирования. Открытые выработки проходят главным образом в породах, относящихся к пяти-шести категориям шкалы ЕНВ. В мерзлом состоянии категории рыхлых пород повышаются до VIII.

Простреливаемость горных пород — способность пород сжиматься и уплотняться под действием взрыва, сказывающаяся при образовании котловых полостей. Ее характеризуют обычно так называемым показателем простреливаемости, который чаще всего [7, 62 и др.] рекомендуется определять как отношение объема котла, образованного в результате взрыва зарядов простреливания, к массе взорванного заряда. В некоторых работах [61] под показателем простреливаемости понимается отношение объема котла к объему прострелочного заряда. Принципиальной разницы в применении той или иной величины не существует, по-

Таблица 6

Породы	Показатель простреливаемости пород $H_{пр}$, дм ³ /кг	
	средний	пределы
Глина пластичная моренная	1100	900—1400
Глина черная юрская	500	400—600
Глина моренная	330	220—530
Глина жирная желто-бурая и темно-красная	220	170—270
Мергель мягкий трещиноватый	150	100—200
Глина ломовзя темно-синяя	120	100—150
Суглинок тяжелый, глина песчаная	110	70—130
Супесь*	70	50—100
Мел мягкий, известняк, ракушечник . .	45	35—65
Мергель средней крепости, доломит мергелистый, известняк мягкий	20	Большое рассеивание значений
Мерзлые и многолетнемерзлые грунты*	15	
Скальные породы	2—10	0,2—15

* По данным ЦНИГРИ и ВИЭМСа,

скольку они взаимосвязаны через плотность заряжения.

На практике обычно используют данные треста Союзвзрывпрома по показателям простреливаемости горных пород [63], приведенные в табл. 6.

Взрываемость горных пород характеризует степень их сопротивляемости разрушению (отделению от массива и дроблению) при взрыве. Обычно она оценивается количеством расхода взрывчатого вещества (ВВ) на единицу объема разрушенной взрывом породы (удельным расходом ВВ). Известно несколько классификаций горных пород по взрываемости (А. Ф. Суханова, шкала Союзвзрывпрома и др.). На отдельных крупных горных предприятиях пользуются своими рабочими классификациями пород по взрываемости, по которым составляют нормы выработки и расценки на взрывные работы.

Разработка частных классификаций горных пород по взрываемости вызвана различием условий и наличием специфических особенностей, присущих тем или иным видам буровзрывных работ. Горнотехнологические показатели, характеризующие определенным образом трудность разработки горных пород с использованием энергии взрывчатых веществ, могут быть различны по своему содержанию в зависимости от целей и методов взрывных работ. Так, например, для взрывов рыхления удельный расход ВВ в 3—3,5 раза меньше, чем для взрывов выброса. Более того, горные породы могут быть не идентичны по степени сопротивляемости тому или иному взрывному процессу. Так, если при взрывном рыхлении песчаные породы можно назвать легко взрываемыми, то при взрывании на выброс их следует отнести к средневзрываемым породам. Таким образом, вследствие различия целей взрывных работ, разнообразия влияния физико-механических свойств горных пород и применяемых методов управления взрывом разработка общей классификации взрываемости горных пород затруднительна.

Выше было отмечено, что при проходке открытых разведочных выработок с применением ВВ наибольшее распространение получил способ взрывом на выброс. Производственный опыт и специально проведенные исследования [42] показывают, что использовать при этом

классификации горных пород по взрываемости, применяемые в других отраслях промышленности (на горнорудных предприятиях, в строительном деле и т. д.), не удастся из-за несоответствия их специфическим условиям горноразведочных работ (сравнительно малая глубина разведочных канав и траншей — до 3 м, размещение зарядов вблизи или на контакте подстилающих коренных пород и др.).

Поэтому ЦНИГРИ были проведены экспериментальные исследования по выбору критериев сопротивляемости горных пород взрыву на выброс и разработке классификации применительно к условиям проходки открытых разведочных выработок взрывным способом. Суть этих исследований заключалась в следующем.

На основании опытных взрывов зарядов аммонита № 6-ЖВ, проведенных в различных рыхлых отложениях (талых, сезонномерзлых и многолетнемерзлых), установлено, что в качестве показателей сопротивляемости рыхлых пород взрыву выброса при проходке разведочных канав целесообразно использовать минимальные величины расхода ВВ на 1 м видимой глубины выброса (q_b) и расхода ВВ на 1 м³ объема воронки разрушения, называемым расчетным удельным расходом ВВ (q_0), которые при строго фиксированных параметрах взрывания являются постоянными характеристиками для данных пород и ВВ. По совокупности результатов проведенных исследований разработана и апробирована в производственных условиях специальная методика определения показателей сопротивляемости пород взрыву выброса (см. приложение I).

Определение показателей сопротивляемости пород взрыву выброса производится при глубине заложения зарядов $W=1$ м и показателе действия взрыва (отношение радиуса воронки взрыва к глубине заложения зарядов) $n=1$. При этом их расчет становится простым и удобным по исполнению. Получаемые величины будут численно равны расчетному удельному расходу ВВ и удельному расходу ВВ на 1 м видимой глубины выемки выброса. Поэтому отмеченные значения параметров взрывания ($W=1$ м и $n=1$) были приняты в качестве основных стандартных условий при определении q_b и q_0 .

Таблица 7

Категория город по сопротив- ляемости взрыву на выброс	Сопротив- ляемость город взрыву на выброс	Породы	Показатели сопротивляемости породы взрыву на выброс при $W = 1$ м и $n = 1$, ВВ — аллюминт № 6-ЖВ	
			Расход ВВ на 1 м высоты взрыва q_B , кг/м ³	Расчетный удельный расход ВВ q_0 , кг/м ³
I	Малая	Почвенно-растительный слой. Разрыхленные супесча- ные и суглинистые породы	1,7—2,1	0,65
II		Легкие суглинки и глины большой влажности	2,1—2,6	0,80
III		Средневлажные легкие суглинки и глины. Супеси большой влажности	2,6—3,2	1,00
IV	Средняя	Маловлажные легкие суглинки и глины. Средневлаж- ные супеси. Пески большой влажности.	3,2—4,0	1,2
V		Маловлажные супеси. Средне- и маловлажные гра- вийно-песчаные породы. Сезонномерзлые супесчаные и суглинистые породы. Смесь щебня и обломков скальных пород	4,0—5,0	1,5
VI		Супесчаная морена. Маловлажные лёссовидные суг- линки	5,0—6,2	1,9
VII	Большая	Тяжелые плотные лёссовидные суглинки. Многолет- немерзлые супесчаные и суглинистые породы	6,2—7,8	2,4
VIII		Многолетнемерзлые супесчаные и суглинистые отло- жения со значительным содержанием крупнообло- мочного материала (галыки, валунов, щебня, камней)	7,8—9,7	3,0

Основываясь на разработанных методических положениях по определению показателей сопротивляемости рыхлых пород взрыву на выброс, были проанализированы опытные данные по взрывам на выброс из отчетов различных геологических организаций, ЦНИГРИ, ВИЭМСа, МГРИ и треста Союзвзрывпром, а также из работ С. А. Давыдова, П. С. Данчева, М. К. Терметчикова, А. А. Смоляницкого и др. Кроме того, были проведены специальные экспериментальные работы по установлению сопротивляемости взрыву талых, сезонно-мерзлых и многолетне-мерзлых рыхлых пород. В результате были получены опытные данные по взрывам на выброс для 42 разновидностей рыхлых отложений различного состояния и свойств. Общее число проанализированных взрывов составило около 450.

Интервальные значения и число категорий классификационной шкалы определяли графическим [8] и аналитическим [11, 27] способами, используя расчетные данные по оценке точности вычисленных показателей сопротивляемости пород взрыву на выброс.

Разработанная классификация рыхлых отложений по сопротивляемости взрыву на выброс представлена в табл. 7. Показатели сопротивляемости пород взрыву на выброс даны для следующих стандартных условий: ВВ — аммонит № 6-ЖВ; глубина заложения заряда $W=1$ м; форма заряда — сосредоточенная; применение забойки — обязательное; показатель действия взрыва $n=1,0\pm 0,05$.

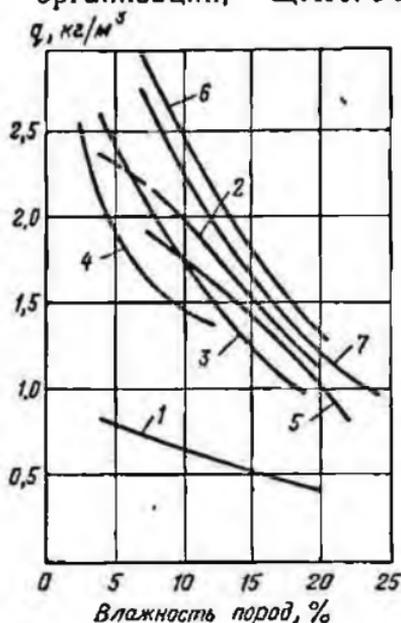


Рис. 2. Зависимость расчетного удельного расхода ВВ от влажности грунта:

1 — моренные глины (данные Союзвзрывпрома); 2 — суглинки; 3 — лесовидные суглинки; 4 — пески; 5 — вязкая глина; 6 — супеси; 7 — суглинки

Учет в классификации различной степени увлажненности рыхлых пород связан с ее существенным влиянием на сопротивляемость породы действию взрыва. Необходимость учета влажности при взрывании пород неоднократно отмечалось С. А. Давыдовым [20, 21]. Соответствующие экспериментальные данные по этому фактору приводятся П. С. Данчевым [22], И. С. Твердохлебом и В. А. Шароваровым [59]. Обработка этих данных позволила получить кривые изменения (рис. 2) расчетных удельных расходов ВВ в зависимости от влажности взрывааемых пород. Они показывают значительное уменьшение (в 2,5—3,0 раза) удельного расхода ВВ с увеличением влажности от 3 до 25%. На основании этих данных установлены поправочные коэффициенты, приведенные в табл. 8.

Таблица 8

Степень увлажненности рыхлых горных пород	Влажность, %	Поправочный коэффициент по учету влияния влажности на сопротивляемость пород взрыву на выброс
Маловлажные	0—8	1,45
Средневлажные	8—16	1,00
Большой влажности	16—24	0,65

Помимо влажности на сопротивляемость рыхлых пород взрыву на выброс влияет наличие включений крупнообломочного материала (галечки, щебня, камней и валунов). Анализ опытных данных свидетельствует о том, что при увеличении содержания крупнообломочного материала удельный расход ВВ увеличивается, а эффект выброса, следовательно, уменьшается.

При определении поправочных коэффициентов на содержание крупнообломочного материала за эталон (поправочный коэффициент 1) приняты породы с содержанием обломков от 0 до 25%, что соответствует приведенным в классификации данным. Для пород с содержанием обломков 25—50% и более поправочный коэффициент имеет следующие значения.

Наличие крупнообломочного материала в породе, % к общему объему	менее 25	25—50	более 50
Поправочный коэффициент	1,00	1,20	1,45

Другой важный фактор, влияющий на расход ВВ, не учитываемый в классификации, — это возможность размещения заряда на контакте разнопрочных пород. Установлено, что при этом эффективность взрыва на выброс зависит от соотношения коэффициентов крепости контактирующих сред. В тех случаях, когда верхняя порода слабее подстилающей, размеры выемок выброса получаются большими по сравнению с результатами взрывов в однородной среде, если же верхняя порода крепче нижней, то размеры выемки получаются, наоборот, меньшими.

Специальные экспериментальные исследования [42] позволили установить, что влияние контакта двух различных по крепости пород на изменение расхода ВВ при взрывании зарядов, размещенных вблизи этого контакта, может быть учтено поправочным коэффициентом, вычисленным по формуле

$$\gamma_k = 0,5 + 0,5 \sqrt[3]{\frac{f_v}{f_n}}, \quad (8)$$

где f_v и f_n — соответственно коэффициенты крепости верхней (взрываемой) и нижней (подстилающей) пород по шкале проф. М. М. Протодяконова.

Поправочные коэффициенты, вычисляемые по формуле (8), должны умножаться на значения расхода ВВ, приведенные в табл. 7.

При проведении открытых разведочных выработок наиболее распространен случай $f_v < f_n$, так как обычно взрываемые наносные толщи представлены рыхлыми породами, а разведываемые породные массивы и залежи полезных ископаемых — полускальными и скальными горными породами. Следовательно, использование коэффициента γ_k при определении количества ВВ во многих случаях проведения открытых разведочных выработок должно приводить к сокращению расхода ВВ.

Если петрографическое описание и физико-механические свойства взрываемых наносных отложений не соответствуют условиям, учитываемым разработанной ЦНИГРИ классификацией (табл. 7) и указанным поправочным коэффициентам, то показатели сопротивляемости пород взрыву на выброс рекомендуется установ-

дывать на основании специальных опытных работ (см. приложение I).

Разрыхляемость горных пород характеризуется обычно увеличением их объема при нарушении сплошности породного массива, что всегда имеет место при взрыве зарядов в породе. Для ее оценки используют коэффициент разрыхления (k_p), представляющий собой отношение объема породы в разрыхленном состоянии к объему той же породы в целике. Коэффициент разрыхления учитывается при подсчете объемов выброса породы взрывом и объема уборки разрыхленной массы из проектного контура выработок. Коэффициент разрыхления зависит от сложения и прочности пород, метода взрывных работ, а также от размера кусков, получаемых в результате нарушения горного массива взрывом.

Коэффициент k_p для разрыхленных пород является величиной непостоянной. Сразу после взрыва для разрыхленных пород он имеет наибольшее значение. Однако под действием силы тяжести объем пород уменьшается в результате усадки. В этом случае разрыхляемость называется остаточной. С добавлением воды усадка разрыхленной породы ускоряется. Остаточный коэффициент разрыхляемости для разных пород различен. У слабых пород его значение меньше, у крепких — больше.

Коэффициенты разрыхления для различных пород, полученные в результате анализа практических и литературных данных [13, 18, 25, 40], имеют следующие значения:

Чистый песок и гравий	1,05—1,20
Суглинистые и супесчаные породы	1,20—1,25
Глина и плотная глина с галькой	1,30—1,40
Мерзлые и многолетнемерзлые рыхлые отложения	1,30—1,50
Валуновые речные отложения	1,40—1,60
Глинистые сланцы	1,40—1,60
Скальные породы	1,80—2,00

Устойчивостью горных пород в откосах принято называть способность их не обрушаться под действием сил тяжести при наличии одной или нескольких плоскостей обнажения. Это свойство не одинаково не только у разных пород, но и у пород одного и того же наименования и зависит от многих факторов: физико-механических свойств пород; принятой технологии гор-

нопроходческих работ, геометрических параметров проходимых выработок, сроков их использования и др.

Устойчивость обнажений горных пород чаще всего определяют предельным углом устойчивого откоса породы β .

В механике горных пород [32, 53, 68] разработаны различные (аналитические, графические и др.) методы оценки устойчивости обнажений горных пород. Использование большинства из них весьма трудоемко, поскольку требует многочисленных и громоздких вычислений. К тому же полученные решения требуют обычно практического подтверждения, поскольку до сих пор вопрос оценки устойчивости откосов горных пород не имеет исчерпывающего теоретического решения. Поэтому наиболее надежным является определение предельного угла устойчивого откоса по данным непосредственных наблюдений в полевых условиях, что при проведении открытых разведочных выработок в принципе не составляет особых затруднений.

Угол устойчивого откоса разведочных канав и траншей, проводимых с применением энергии взрывчатых веществ, всегда несколько меньше угла откоса выработок, проведенных в тех же условиях вручную или механизированным способом, однако больше угла внутреннего трения породы. Объясняется это тем, что разрыхленная или нарушенная взрывом порода, слагающая борта канав и траншей, может с определенной степенью допущения рассматриваться как сыпуче-связанная. Связь между частицами такой породы нарушается не полностью, и откос удерживается не только трением, но и небольшими силами сцепления.

При невозможности определения требуемых геометрических элементов откоса выработок на основе опытных данных можно рекомендовать для приближенных расчетов формулу [67]

$$H = \frac{2C \sin \beta \cos \varphi_1}{K_y \Delta \sin^2 \left(\frac{\beta - \varphi_1}{2} \right)}, \quad (9)$$

где H — глубина канавы, м; K_y — коэффициент устойчивости, принимаемый в зависимости от степени ответственности откоса и срока его сохранения от 1,2 до 3,0 и больше; для разведочных канав и траншей можно

брать минимальные его значения; C — сила сцепления породы, тс/м^2 ; β — предельный угол устойчивого откоса породы, градус; Δ — объемный вес породы, тс/м^3 ; $\varphi_1 = \arctg \frac{\text{тг } \varphi}{K_y}$; φ — угол внутреннего трения породы, градус.

С некоторым приближением разрыхленные взрывом породы могут быть отождествлены с гравелистым песком, для которого, по данным работы [53], $C=0,2 \text{ тс/м}^2$, $\Delta=1,9 \text{ тс/м}^3$ и $\varphi=25-45^\circ$. Используя эти величины, получаем расчетом по формуле (9) при $K_y=1,2$ ориентировочные значения углов устойчивого откоса нарушенных взрывом пород для условий проведения открытых разведочных выработок: для $H=1 \text{ м}$ $\beta=60-80^\circ$; для $H=2 \text{ м}$ $\beta=55-68^\circ$; для $H=3 \text{ м}$ $\beta=40-63^\circ$. Следовательно, с увеличением глубины канав и траншей вычисленные углы устойчивого обнажения разрыхленных взрывом рыхлых отложений уменьшаются, что вполне согласуется с физическим смыслом явления. Полученные расчетные данные близки по своим значениям экспериментальным и производственным величинам. Так, по данным ЦНИГРИ и опыту Мамско-Чуйской экспедиции Иркутского геологического управления, углы устойчивого откоса канавных бортов при $H=1-2 \text{ м}$ составляют: $52-60^\circ$ для талых рыхлых насосов; $57-65^\circ$ для сезонно-мерзлых пород и $55-65^\circ$ для многолетнемерзлых пород.

Следует отметить, что при проведении открытых разведочных выработок взрывным способом угол откоса выработок определяется не только углом устойчивости породы, но и вследствие зависимости от применяемых параметров взрывных работ должен устанавливаться с учетом используемых значений показателя действия взрыва. Рациональный показатель действия взрыва, т. е. относительная (к глубине заложения зарядов) ширина выработки по верху, не может быть однозначной величиной, а в свою очередь зависит от совокупного влияния многочисленных горнотехнических и экономико-технологических факторов. Использование рационального показателя действия взрыва, при котором должно обеспечиваться достижение минимальной стоимости проходки единицы выработки, будет приводить к получению определенного, в данном случае его можно назвать рационального, угла откоса бортов канавы α .

Взаимосвязь рационального угла откоса канав с рациональным показателем действия взрыва выражается формулой

$$\operatorname{ctg} \alpha = \left(n_p - 0,5 \frac{b}{W} \right) \frac{W}{H}. \quad (10)$$

Используя формулу (10), можно всегда при наличии n_p вычислить значение рационального угла откоса бортов канавы. Величина этого угла должна быть обязательно проверена по углу устойчивости породы, установленному опытным путем или расчетом по формуле (9). За окончательное значение угла откоса выработок следует принимать меньшее из двух сопоставляемых величин: угла β по условию (9) и угла α по условию (10).

§ 4. Технология и организация буровзрывных работ при проведении открытых разведочных выработок

При проведении разведочных выработок взрывом на выброс применяют обычно однослойную и многослойную схемы. Целесообразность использования той или иной технологической схемы зависит от возможностей имеющихся средств создания зарядных камер, физико-механических свойств взрывааемых пород, глубины выработки и др.

Так, при проведении выработок по однослойной и многослойной схемам работы состоят из следующих основных процессов:

образования зарядных камер (шпуров, котловых шпуров, «лунок» и др.);

заряжания и взрывания зарядов ВВ;

уборки (вручную или механизированная) разрыхленной породы, оставшейся после взрыва в проектной контуре выработки;

засыпки (в случае необходимости) выработки после геологического документирования и отбора проб.

В отличие от однослойной схемы, при которой эти процессы выполняются однократно и выработка сразу проводится на всю глубину, при многослойной схеме соблюдается повторяемость технологического цикла на каждом слое. При этом под слоем понимается такой интервал разрабатываемых пород по глубине, величина которого определяется глубиной бурения шпуров.

Производственный опыт и результаты технико-экономических расчетов свидетельствуют о том, что в тех случаях, когда имеющиеся средства бурения позволяют создавать зарядные камеры на любой глубине вплоть до проектной отметки выработки, целесообразно проводить открытые разведочные выработки по однослойной схеме, поскольку она организационно проще и производительнее многослойной. При этом применяются заряды ВВ такой величины, чтобы в результате их взрыва выброс породы из проектного контура выработки составлял 70—95%. При ручном способе бурения шпуров однослойное взрывание рационально использовать при проведении выработок глубиной до 1,8 м.

Проведение открытых разведочных выработок по многослойной схеме взрывом на выброс позволяет получать выработки меньшего сечения по сравнению с проведением однослойной схемы, однако ее применение приводит, как правило, к увеличению удельного расхода ВВ.

Целесообразность применения в конкретных условиях той или иной технологической схемы проведения канав и траншей буровзрывным способом может быть установлена лишь на основе сопоставления (сравнительного анализа) результатов специальных технико-экономических расчетов и опытных работ.

Бурение шпуров (лунок) осуществляется обычно вручную или механизированным способом. В талых рыхлых породах при глубине шпуров до 1,5 м механизированное бурение по скорости примерно равноценно ручному способу. С увеличением глубины его сравнительная эффективность возрастает.

Для ручного бурения шпуров (лунок) используют ломы из круглой или граненой стали диаметром 22—25 мм и длиной 1,2; 1,5 и 1,8 м, кувалды массой от 3 до 8 кг, ключи для поворачивания и извлечения ломов, специальные «ложки-чищалки». Ручные буры с граненым сечением (обычно шестигранным) удобнее в работе, так как при работе они не скользят в руке. Угол приотстреления лезвия бура принимается в пределах от 40 до 90° в зависимости от крепости породы. При бурении шпуров вручную проходчик выбивает в грунтах шпур сначала непосредственно ударами лома, а потом — по мере углубления шпура — нанося по лому

удары кувалдой. Периодически лом требуется расшатывать и вынимать, вновь забивать и т. д. При бурении шпуров по мерзлым рыхлым породам — зимой или на участках многолетней мерзлоты — ломы нагреваются.

При механизированном бурении можно использовать ручные электросверлы ЭР-14ДМ, ЭР-18ДМ и др., мотосверла, мотоперфораторы и электроперфораторы [52]. В качестве бурового инструмента применяют буры (штанги) из шестигранной или круглой стали диаметром 19—52 мм (для бурения шпуров перфораторами) и витой ромбической стали сечением 36×18 мм (для бурения шпуров сверлами). Комплект буров для механизированного бурения шпуров состоит из штанг следующих размеров: 0,6; 1,2; 1,8 и 3,0 м. Буровыми наконечниками служат долотчатые коронки и породные резцы, армированные пластинками из твердых сплавов. Технические характеристики отдельных средств механизированного бурения приведены в табл. 9.

Применение мотосверл или электросверл практически не увеличивает производительности бурильщика по сравнению с ручным бурением, но облегчает условия труда и, главное, существенно увеличивает возможную глубину бурения (до 3 м), что позволяет применять однослойную схему проходки. Мотоперфораторы и электроперфораторы хотя и уступают по производительности пневматическим перфораторам равной с ним массой, однако значительно увеличивают производительность бурения по сравнению с ручным. По породам XIV—XV категорий буримости классификации ЕНВ-69 скорость бурения различными способами составляет: 7—15 мм/мин ручным способом, 150—200 мм/мин пневматическими перфораторами ПРЗОК при бурении шпура диаметром 40 мм, 70—90 мм/мин электроперфораторами ИЭ-4707 при бурении шпура диаметром 40 мм и 115—150 мм/мин этим же электроперфоратором, но при бурении шпура диаметром 36 мм.

После окончания бурения в донной части шпуров создается котловая полость (котел) за счет взрывания зарядов ВВ небольшой массы, называемых зарядами простреливания. Объем котловой полости должен обеспечить размещение основного заряда ВВ.

Если расчетный заряд простреливания не вмещается в донной части шпура на участке длиной примерно

Таблица 9

Средства бурения	Показатели									
	Глубина бу- рения, м	Диаметр бу- рения, мм	Тип двигателя	Мощность привода или электродви- гателя	Частота вра- щения шпин- деля, об/мин	Частота уда- ров боек, л/мин	Напряжение, В	Расход топли- ва, л/ч	Размеры (Ди- на ширина X Х высота), мм	Масса, кг
Электросверло ЭР-14ДМ	—	36—42	Электрический двигатель	1,0 кВт	860	—	127	—	375×316×230	14
Мотобур М-1	2	43	Бензиновый двигатель «Дружба-4»	4 л. с.	225—615	—	—	1,8	540×440×540	15
Мотоперфоратор «Смена» МП-1	4	3,6	Бензиновый двигатель «Дружба-4»	4 л. с.	—	2800	—	1,8	250×325×750	30
Электродерфо- ратор ИЭ-4707 и воздуходувка к нему	2	40	Электрический двигатель	1,4 кВт	—	1100	220	—	750×450×270	27
	—	—		0,5 кВт	—	—	220	—	430×260×310	10,5

200 мм, то простреливание ведут в несколько приемов. Массу первого заряда простреливания принимают равной 200 г, второго и последующих определяют с учетом объема котла, полученного в результате предыдущего простреливания.

Заряжание шпуров (лунок) производят после удаления рабочих в безопасное место и расстановки оцепления опасной зоны. При заряжании используют специальный мерный совок для точного определения массы рассыпных ВВ, воронку с длинным узким концом, чтобы частицы ВВ не застревали на стенках шпура, и шест-забойник для уплотнения забойки. Если ВВ патронированное, то оно освобождается от оболочки путем разрезания патронов. Вначале через воронку засыпается примерно две трети заряда ВВ, после чего без воронки вводится патрон-боевик, затем вновь вставляется воронка и засыпается оставшаяся треть заряда ВВ. После окончания заряжания шпура производят тщательную забойку его незаряженной части. Забоекным материалом обычно служит породная мелочь, полученная при бурении шпуров или проходке лунок.

Взрывание зарядов ВВ производят огневым (с помощью огнепроводного шнура и капсуль-детонатора), электрическим (с помощью электродетонаторов) и бескапсульным (с применением детонирующего шнура) способами. Выбор того или иного способа взрывания зависит от числа взрываемых зарядов, их взаимного расположения, технологической схемы, условий и целей взрывных работ. Огневое взрывание применяют при проходке канав и траншей, расположенных вдоль склонов с углом свыше 20° . При этом поджигание концов огнепроводного шнура, выходящих из шпуров, осуществляется сверху вниз по склону. Огневой способ взрывания применяют также при проведении коротких выработок при числе взрываемых зарядов не более одного-двух. Электровзрывание применяют при проведении открытых разведочных выработок значительной протяженности (более 30 м). Электродетонаторы соединяют обычно по последовательной схеме. С помощью детонирующего шнура взрывают заряды ВВ при проходке сравнительно коротких выработок (длиной 5—30 м), расположенных друг от друга на значительном расстоянии (50 м и более).

После производства взрывных работ породу, оставшуюся в пределах проектного контура выработки, убирают (как правило, вручную). Уборка породы является завершающим процессом в общем технологическом цикле проходки разведочных канав и траншей.

После уборки и зачистки выработки производят геологическое документирование вскрытых пород и отбор породных проб. Заключительным этапом всех работ является засыпка проведенных и задокументированных выработок, выполнение которой обуславливается необходимостью сохранения и воспроизводства земельных ресурсов. Однако в настоящее время засыпку разведочных канав и траншей в большинстве случаев не производят, поскольку основное число этих выработок проходится в труднодоступных, отдаленных местах, где вопрос усиления охраны природы и рекультивации почвы не является пока достаточно актуальным (северные, северо-восточные и другие районы нашей страны).

О фактическом распределении общего времени работы проходчиков по отдельным технологическим операциям можно судить по данным табл. 10, которые свидетельствуют о том, что в общем балансе времени на проведение открытых разведочных выработок взрывом на выброс примерно 10—30% временных затрат приходится на операции бурения шпуров и лунок. При этом на бурение в мерзлых породах затрачивается примерно в 2—3 раза больше времени, чем на бурение в талых грунтах. Основная же доля продолжительности рабочего дня проходчиков (52,5%), несмотря на относительно высокий процент выброса породы взрывом (68—77%), приходится на уборку оставшейся в проектном контуре разрыхленной породы. Из приведенных данных видно, что средние затраты рабочего времени на уборку 1 м³ породы (в плотном теле) составляют: 35,8 мин для талых грунтов (в летнее время), 53,6 мин для мерзлых грунтов (в зимнее время). Довольно широкие пределы изменения установленных трудоемкостей для сравниваемых экспедиций объясняются как различной квалификацией рабочих, так и применяемым инструментом (например, в Мамско-Чуйской экспедиции уборку породы осуществляли специальными лопатами совкового типа уменьшенной емкости с удлиненным черенком), а также

Результаты хронометражных наблюдений по проходке разведочных канав взрывом и выброс

Показатели	по тальм грунтам		по мерзлым грунтам	
	в Мамско-Чуйской экспедиции	в Бом-Горхонской экспедиции	в Мамско-Чуйской экспедиции	в Бом-Горхонской экспедиции

Основные показатели выполняемых работ

Число проведения выработок	42	7	40	14
Число наблюдений	24	7	40	14
Средняя глубина канав, м . . .	1,55	1,52	1,62	2,17
Число пробуренных шпуров	214	93	122	210
В том числе:				
вручную].	214	93	58	210
мотобуром	—	—	64	—
Расход шпурометров, м	262,25	93,0	165,15	210,0
В том числе:				
пробуренных вручную	262,25	93,0	84,55	210,0
пробуренных мотобуром . . .	—	—	80,60	—
Число лунок, проведенных вручную	94	62	44	303
Суммарная глубина лунок, м	64,3	48,5	23,85	207,4
Количество породы, выброшенной, м ³ :				
взрывом	658,11	182,8	338,3	603,5
вручную	196,59	50,9	229,9	213,1
Общий объем проведения, м ³	847,7	233,7	568,2	816,6
Количество породы, выброшенной взрывом, %	77,0	78,2	59,4	74,0

Абсолютные (в числителе — человеко-минуты) и относительные (в знаменателе — проценты от общих затрат времени на проведение) затраты рабочего времени по основным технологическим операциям

Бурение шпуров вручную	965,8	741,0	1747,8	2835,0
	8,6	12,7	10,4	9,9
Бурение шпура мотобуром	—	—	1704,2	—
	—	—	10,1	—
Проходка лунок вручную	202,2	610,0	381,3	6026,0
	1,8	10,4	2,6	21,0
Уборка породы вручную	5704,3	3134,0	9735,5	14117,0
	51,2	53,6	58,0	49,5

Результаты хронометражных наблюдений по проходке разведочных канав взрывом на выброс				
Показатели	по талым грунтам		по мерзлым грунтам	
	в Мамско-Чуйской экспедиции	в Бом-Горхойской экспедиции	в Мамско-Чуйской экспедиции	в Бом-Горхойской экспедиции
Отдых	658,2	566,0	852,2	3205,0
	5,9	9,7	5,1	11,2
Простой	3627,9	780,0	2435,3	2370,0
	32,5	13,6	13,8	8,4
Общие затраты на проходку канав	11194,4	5844,0	16858,3	28553,0
	100	100	100	100
Удельные затраты рабочего времени				
Трудоёмкость бурения шпуров, чел-мин/м:				
вручную	3,7	8,0	20,7	13,5
мотобуром	—	—	21,2	—
Трудоёмкость проходки лунок вручную, чел-мин/м	3,1	12,5	16,0	22,3
Трудоёмкость ручной уборки породы, чел-мин/м ³	29,3	61,5	42,3	66,2

различной глубиной выработок и возможным различием в свойствах разрабатываемых пород.

Наиболее рациональной формой организации труда при проведении открытых разведочных выработок взрывом на выброс является комплексная бригада, состоящая из двух-трех рабочих. Обычно из числа членов бригады назначается бригадир-взрывник, который несет ответственность за получение, сохранность и учет взрывчатых материалов, а также за непосредственное ведение взрывных работ [64].

В связи с необходимостью достаточного обеспечения объема работ для проходчиков число взрывааемых шпуров или лунок должно приниматься с учетом соблюдения условия непрерывности сменной работы всех членов бригады. Нормирование и оплату труда производят из расчета проведения 1 м выработки. Нормы выработ-

ки и расценки дифференцируются в зависимости от категории пород и глубины открытых разведочных выработок.

При нормировании и оплате, осуществляемых по объемному показателю проведения выработок (1 м^3), учет выполняемых объемов производится на основе использования проектных размеров разведочной выработки. При этом излишние объемы выброса, получаемые за счет увеличения площади сечения по ширине в результате взрывания усиленных зарядов ВВ, не должны приниматься во внимание.

ГЛАВА II

ВЫБОР ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ И РАСЧЁТ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ОТКРЫТЫХ РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 5. Краткая характеристика взрывчатых материалов

К взрывчатым материалам, используемым при проведении открытых разведочных выработок, относятся взрывчатые вещества и средства взрывания (капсюльдетонаторы, электродетонаторы, огнепроводный шнур, детонирующий шнур).

Современный ассортимент промышленных ВВ содержит несколько десятков наименований. На открытых горных работах используется до двадцати различных ВВ, отличающихся друг от друга своими свойствами, возможной областью применения и отпускной ценой.

По своему физическому состоянию промышленные ВВ разделяются на твердые, полупластичные, пластичные и льющиеся.

Твердые ВВ составляют в настоящее время основную массу объема промышленных ВВ. Они могут быть монолитными, порошкообразными (патронированными в бумажные гильзы или непатронированными) и гранулированными.

Полупластичные ВВ (например, детонит) представляют собой порошки с небольшими добавками жидких компонентов. Такие ВВ можно уплотнять до большей, чем у порошкообразных ВВ, плотности заряжения.

Пластичные ВВ (например, акваниты) состоят из смеси твердых компонентов с жидкой желатинированной массой и имеют консистенцию крутого теста. Позволяют получить высокую плотность заряжения — до $1,5 \text{ г/см}^3$.

Льющиеся ВВ по своей консистенции ближе к жидкому тесту и благодаря этому плотно заполняют объем зарядных камер. К таким ВВ относятся акватола

с содержанием воды до 15%, обладающие хорошо выраженной текучестью.

По составу почти все современные промышленные ВВ являются механическими смесями веществ, способных совместно к взрывной реакции. Исключение составляет тротил — индивидуальное химическое соединение $\text{CH}_3\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_3$, используемый как самостоятельное ВВ (гранулол) и входящий как компонент во многие смесевые ВВ. Смесевые ВВ включают компонент — очиститель, богатый кислородом (обычно аммиачную селитру NH_4NO_3), и компонент — горючее. В зависимости от горючего аммиачно-селитренные ВВ делятся на три группы: динамоны, аммониты и зерногранулиты; ВВ, сенсibilизированные нитроэфирами. Группа динамонов содержит в качестве компонента — горючего лишь индивидуально невзрывчатые вещества. К этой группе относятся ВВ, называемые динамоном и гранулитом, а также игданит. Собственно динамоны — порошкообразные ВВ, включающие алюминий и минеральное масло. В гранулитах омасленные гранулы аммиачной селитры припудрены алюминиевой пудрой или древесной мукой. Игданит — смесь гранулированной аммиачной селитры с дизельным топливом.

В группе аммонитов и зерногранулитов в качестве горючего компонента используются взрывчатые нитросоединения — обычно тротил. Аммониты повышенной мощности могут, кроме тротила, содержать другие индивидуальные ВВ, например гексоген. Собственно аммониты имеют порошкообразную структуру. Зерногранулиты представляют собой смеси гранулированной аммиачной селитры с тротилом. ВВ этой же группы, в состав которых входит алюминий, называются аммоналами.

К аммиачно-селитренным ВВ, сенсibilизированными нитроэфирами, среди современных отечественных ВВ относятся детониты. Небольшая (до 15%) добавка нитроэфиров повышает мощность ВВ и придает им пластичность.

Промышленное значение, помимо аммиачно-селитренных ВВ, имеют также смеси тротила с алюминием — алюмотолы.

По условиям и удобству применения выделяются следующие группы промышленных ВВ:

гранулированные для взрывания в сухих зарядных камерах;

гранулированные для взрывания в обводненных зарядных камерах;

непатронированные порошкообразные;

патронированные (порошкообразные, полупластичные и пластичные);

составы, полное изготовление которых заканчивается непосредственно на месте работ (акватол и игданит).

Для практики очень важен вопрос о взрывном эффекте различных ВВ при их использовании. Для сравнения действия разных ВВ часто пользуются показателями, определяемыми в лабораторных или стендовых условиях; теплотой взрыва, работоспособностью, бризантностью и скоростью детонации ВВ.

Теплота взрыва определяется расчетом или экспериментально и выражает потенциальную энергию химического превращения ВВ. Часть этой энергии переходит в механическую работу взрыва. Работа расширения идеального газа связана с потенциальной энергией ВВ определенной зависимостью, которая приближенно пригодна и для взрыва реального ВВ. Из этой зависимости следует, что при прочих равных условиях работа взрыва прямо пропорциональна теплоте ВВ. Однако в общем случае на работу взрыва помимо теплоты ВВ влияют еще два фактора — степень расширения газов взрыва и их состав. Полезная для результатов взрыва степень расширения газов взрыва, т. е. отношение начального и конечного объема газов, зависит от заглубления зарядов в породе или иначе от применяемых параметров взрывных работ (расположения и массы зарядов). Состав газов взрыва сказывается на величине отношения средних теплоемкостей газообразных продуктов детонации, установленных соответственно при постоянных давлениях и температуре. Значение этого отношения для большинства промышленных ВВ равно 1,2—1,25. Однако, если в продуктах детонации ВВ содержатся твердые или жидкие вещества (например, Al_2O_3 или $NaCl$), его величина снижается до 1,15 и ниже.

Следовательно, для различных ВВ пропорциональность теплоты взрыва и его работы должна иметь скорее статистический, чем функциональный характер, а

для двух сравниваемых разных ВВ возможны и существенные отклонения от пропорциональности.

Работоспособность (фугасность) ВВ оценивается по размеру образующейся в свинце полости при взрыве 10-граммовой навески ВВ (проба Трауцля). Величина работоспособности ВВ так же, как и теплота взрыва, отражает общее действие ВВ и поэтому между ними существует корреляционная связь.

Бризантность порошкообразных ВВ определяется по величине обжатия накладным зарядом массой 50 г свинцового цилиндрика (проба Гесса). Гранулированные ВВ при этом помещаются в отрезки труб (стальные кольца по диаметру заряда) и инициируются тетриловой шашкой массой 10 г. Величина бризантности по Гессу характеризует местное действие взрыва, проявляемое вблизи контакта ВВ — порода и обусловленное ударом продуктов детонации. Экспериментальными исследованиями [9] установлено, что показатель бризантности по Гессу коррелирует с результатами разрушения больших объемов среды значительно слабее, чем теплота взрыва и работоспособность ВВ.

При испытании ВВ на бризантность в стальных кольцах заряды перестают быть накладными, создается сопротивление боковому разлету ПД и увеличивается время их действия на свинцовый столбик. Поэтому учитывается не только местное, но частичное и общее действие взрыва.

Скорость детонации промышленных ВВ определяется экспериментально с помощью скоростных фоторегистров (СФР) и осциллографов. Хотя теоретически скорость детонации связана с теплотой взрыва, по ряду причин для промышленных ВВ не наблюдается однозначной скорости детонации ВВ и их общим взрывным действием. В то же время, поскольку давление продуктов детонации пропорционально квадрату скорости детонации, последняя определяет местное действие ВВ.

Практика и специальные исследования последних лет показали, что одних лабораторных характеристик недостаточно для суждения о сравнительной взрывной эффективности различных промышленных ВВ. Более точно, чем лабораторные характеристики, взрывной эффект ВВ отражают величины переводных коэффициентов, представляющие собой отношение удельного расхода опреде-

ленного ВВ к удельному расходу эталонного ВВ при одинаковых результатах взрывания.

В настоящее время за эталонное ВВ принимается аммонит № 6-ЖВ. Другие ВВ обеспечивают аналогичное взрывное действие при удельном расходе, равном произведению их переводного коэффициента на удельный

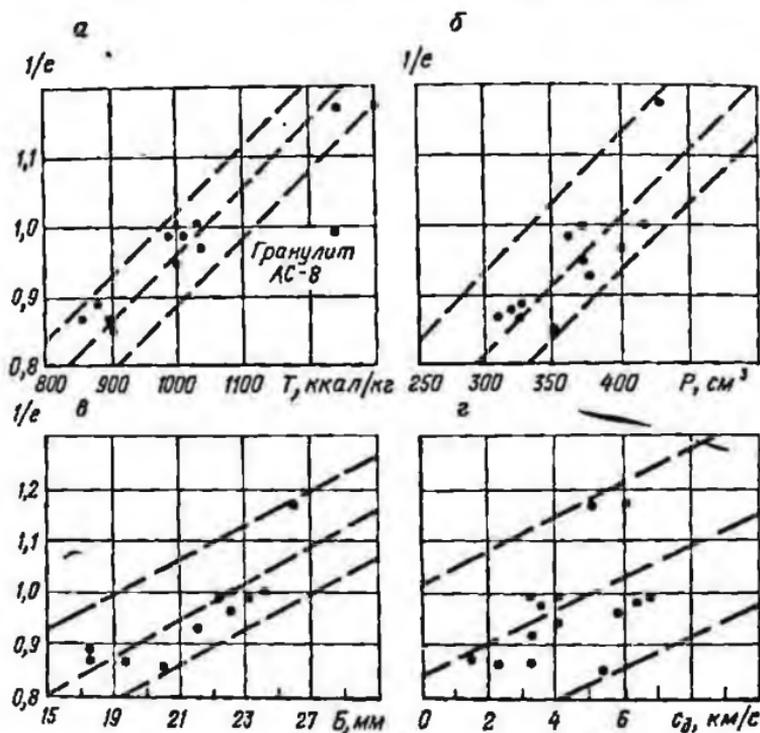


Рис. 3. Зависимость переводного коэффициента от:
 а — теплоты взрыва; б — работоспособности ВВ; в — брыззанности в кольце; г — скорости детонации

расход аммонита № 6-ЖВ. Чем меньше переводной коэффициент ВВ, тем больший взрывной эффект производит оно при равенстве условий взрывания с другими ВВ.

Переводные коэффициенты для современных промышленных ВВ устанавливались ЦНИГРИ [2, 3] путем их обширных промышленных испытаний. Значения этих коэффициентов были также рассчитаны Б. Я. Светловым как отношение работы адиабатического расширения продуктов взрыва до атмосферного давления и

Таблица 11

Лабораторные характеристики ВВ	Формула статистической связи	Коэффициент корреляции	Показатель надежности корреляции*
Теплота взрыва T , ккал/кг	$\frac{1}{e} = 0,00965T$	$0,78 \pm 0,06$	7,0
Работоспособность P , см ³	$\frac{1}{e} = 0,0019P + 0,24$	$0,83 \pm 0,05$	10,4
Бризантность в стальном кольце B , мм	$\frac{1}{e} = 0,0185B + 0,52$	$0,76 \pm 0,08$	5,8
Скорость детонации C_d , км/с	$\frac{1}{e} = 0,84C_d + 0,03$	$0,16 \pm 0,22$	0,6

* Связь считается устойчивой при показателе надежности корреляции больше 2,8.

включены в Перечень ВВ Межведомственной комиссии по взрывному делу [35].

На рис. 3 показана взаимосвязь лабораторных характеристик взрывчатых веществ, применяемых на открытых горных работах, с переводными коэффициентами этих ВВ, установленными при промышленных испытаниях. При этом использована величина, обратная переводному коэффициенту, т. е. прямо пропорциональная взрывному действию ВВ. Из расположения экспериментальных точек явно следует статистический, а не функциональный характер связей между всеми лабораторными характеристиками и переводными коэффициентами ВВ. Статистические характеристики этих связей приведены в табл. 11.

Из табл. 11 видно наличие четких корреляционных связей между теплотой взрыва, работоспособностью и бризантностью в кольце, с одной стороны, и переводными коэффициентами ВВ, с другой. Количественная оценка этих статистических связей показывает, что они не настолько тесны, чтобы позволить судить о переводных коэффициентах ВВ и, следовательно, взрывном эффекте ВВ в производственных условиях лишь на основе лабораторных характеристик ВВ. В то же время полученная величина коэффициента корреляции для тепло-

ты взрыва и работоспособности ВВ указывает на возможность приближенной оценки относительного взрывного эффекта путем сравнения этих характеристик ВВ. Не установлено корреляционной связи между скоростью детонации и переводными коэффициентами ВВ, что, по-видимому, объясняется большой разницей в составе и состоянии сравниваемых ВВ.

Характеристика ВВ, находящих применение или перспективных для проведения открытых разведочных выработок, приведена в табл. 12.

Аммонит № 6-ЖВ представляет собой тонкодисперсную смесь аммиачной селитры марки ЖВ с повышенной водоустойчивостью (79% состава) и тротила (21%). Выпускается промышленностью в виде патронов и россыпью в мешках. Насыпная плотность аммонита № 6-ЖВ — 0,8—1,0 г/см³, плотность в патронах — 1,0—1,5 г/см³. Патронированный аммонит № 6-ЖВ может применяться в обводненных зарядных камерах, россыпной аммонит № 6-ЖВ при попадании в воду размокает и образует пробки, поэтому он не рекомендуется к использованию в обводненных породах.

По взрывному действию аммонит № 6-ЖВ относится к ВВ средней мощности. Хорошо детонирует от капсюля-детонатора и детонирующего шнура и, следовательно, не нуждается в промежуточных детонаторах.

Отрицательными свойствами аммонита № 6-ЖВ является склонность к слеживанию (для россыпного продукта), пыление при зарядании и практическая невозможность механизировать зарядание.

Аммонит № 6-ЖВ сравнительно безопасен в обращении. Однако сильные удары и проталкивания металлическими инструментами могут привести к взрывам. Гарантийный срок хранения аммонита № 6-ЖВ — один год. На месте использования качество этого ВВ следует проверять по его способности передавать детонацию. Порядок таких испытаний изложен в Единых правилах безопасности при взрывных работах [26].

Зерногранулит 79/21 по своему химическому составу практически аналогичен аммониту № 6-ЖВ, однако компоненты этого ВВ крупнодисперсны — аммиачная селитра гранулированная, а тротил — чешуирован. По внешнему виду представляет собой сыпучую смесь.

Таблица 12

ВВ	Физические состояние	Теплота взрыва (расчетная), ккал/кг	Плотная пачкавая работа взрыва, ккал/кг	Работоспособность, кг ²	Бризантность в стальном кольце, мм	Скорость детонации, км/с	Переводной коэффициент удельного расхода ϵ		Критический диаметр открытого заряда, мм	Линия алая для метр при прижигании, мм	Орпусная цена S_0 руб./кг	Приближенный индекс экономической надежности S_0 руб./кг
							по расчету	по результатам испытаний				
Аммонит № 6-ЖВ	Порошок	1030	850	360—380	—	4,0	1,00	1,00	10—12	—	0,17	0,17
Зерногранулит 79/21	Гранулы	1030	850	360—370	20—25	3,5	1,00	1,00	60	75	0,162	0,162
Гранулит АС-4	То же	1080	870	390—410	22—26	2,6—3,2	0,98	1,05	120	145	0,155	0,163
Гранулит С-2	»	920	755	320—330	15—22	2,4—3,2	1,13	1,15	150	180	0,117	0,135
Игданит	»	900—920	755	320—330	15—20	2,2—2,7	1,13	1,15	160	190	0,08—0,10	0,092—0,11
Гранулит М	»	920	755	320—330	18—22	2,5—3,6	1,13	1,15	100	125	0,123	0,141
Гранулит АС-8	»	1240	955	410—430	24—28	3,0—3,6	0,89	1,00	100	125	0,193	0,193
Гранулотол	»	825	710	285—295	32—34	5,5—6,5*	1,20	1,00*	30*	35	0,300	0,300
Алюмотол	»	1260	1020	420—440	30	5,5—6,0*	0,83	0,85	30*	35	0,485	0,412
Акватол 65/35	Льюща-ся масса	920	775	330—350	24—28	4,8—5,5	1,10	1,05*	150	180	0,245	0,257
Акватол АВ	То же	930	780	330—350	20—25	4,8—5,0	1,09	—	100	120	0,300	0,327
Акватол М-15	»	1470	1120	465—480	30—34	4,8—5,8	0,76	0,80	150	180	0,382	0,306
Акватол МГ	»	1205	916	400—430	28—30	4,9—5,3	0,92	0,80	50	60	0,407**	0,326
Зерногранулит: 50/50В	Гранулы	880	839	340—350	28—30*	5,2—5,6*	1,01	—	50	60	0,250**	0,253
30/70	То же	870	745	330—340	24—27	5,5—6,0*	1,14	1,00*	60*	75	0,293	0,293
30/70В	»	911	850	330—340	32—34*	5,6—5,7*	1,0	—	60*	75	0,285**	0,285

* При взрывании в воде. ** Временные цены.

Выпускается россыпью в мешках. Насыпная плотность зерногранулита 79/21 — 0,85—0,95 г/см³.

Зерногранулит 79/21 относится к неводоустойчивым ВВ. Однако при непроточной воде и достаточно большой массе зарядов (не менее 3 кг) обводненные зарядные камеры можно заряжать зерногранулитом 79/21, увеличив количество ВВ с тем, чтобы компенсировать массу растворяющейся в воде аммиачной селитры.

По своему взрывному действию зерногранулит 79/21, как и должно быть по его составу, подобен аммониту № 6-ЖВ.

Вследствие своей крупнодисперсности зерногранулит 79/21 менее чувствителен к механическим воздействиям, чем аммонит, и поэтому может заряжаться механизированным способом. Другое преимущество зерногранулита 79/21 — отсутствие слеживаемости.

Для инициирования зарядов зерногранулита 79/21 необходимо применять промежуточные детонаторы из более чувствительных ВВ.

Гранулиты С-2 и М представляют собой крупнодисперсные смеси гранулированной аммиачной селитры с минеральными маслами. Предназначены для заряжания сухих зарядных камер. Выпускаются россыпью в мешках. Плотность заряжания 0,8—0,9 г/см³.

По взрывному эффекту гранулиты С-2 и М слабее аммонита № 6-ЖВ и зерногранулита 79/21, что должно компенсироваться дополнительным количеством ВВ. Однако важным преимуществом этих ВВ является относительно небольшая отпускная цена, что повышает их конкурентоспособность по сравнению с другими ВВ. По сравнению с игданитом имеют преимущества в стабильности состава и отсутствии необходимости смешивания компонентов на месте работ.

Гранулиты АС-4 и АС-8 превосходят гранулиты С-2 и М по взрывному действию, что достигнуто введением в их состав добавки (4 и 8%) алюминиевой пудры. Наличие дорогого алюминия сказалось также на отпускной цене этих гранулитов. В последнее время испытываются составы АС-4в и АС-8в, имеющие определенную водоустойчивость.

Все марки гранулитов имеют пониженную чувствительность к механическим воздействиям и инициированию, вследствие чего повышается их безопасность в

обращении. Могут заряжаться механическим способом.

Полноценная детонация гранулитов возможна при наличии промежуточных детонаторов из более чувствительных ВВ и достаточном весе зарядов.

Игданит, предложенный в ИГД им. А. А. Скочинского в 1958 г., является смесью гранулированной аммиачной селитры с дизельным топливом, содержание которого должно быть около 5,5%. Смешивание компонентов производится на месте работ перед применением. Применяется в сухих зарядных камерах.

Взрывное действие игданита зависит от его состава и тщательности перемешивания компонентов. При хорошем перемешивании свойства игданита и гранулита М аналогичны. Однако при использовании обычной гранулированной аммиачной селитры, особенно увлажнившейся, энергия взрыва и взрывной эффект игданита уменьшаются.

В ряде зарубежных стран, где применяются взрывчатые смеси типа игданита, используется специальная пористая гранулированная аммиачная селитра, обладающая повышенной поглощающей способностью и хорошо удерживающая добавки жидких минеральных веществ. Выпуск такой селитры начинается и в СССР.

Основным преимуществом игданита является наиболее низкая отпускная цена по сравнению с прочими ВВ. Игданит достаточно безопасен в обращении и может заряжаться механизированным способом. Для возбуждения детонации этого ВВ необходимы промежуточные детонаторы и достаточно большая масса зарядов.

Гранулотол (гранулированный тротил) отличается физической и химической стойкостью, а также стабильностью взрывных свойств в течение длительного времени. Практически не растворяется в воде. Может применяться при большом количестве воды в зарядных камерах и при ее проточности. Плотность гранул около 1,5 г/см³, насыпная плотность гранулотола 0,9—1,0 г/см³.

Взрывное действие гранулотола в обводненных породах больше, чем в сухих, и близко к действию таких ВВ, как аммонит № 6-ЖВ и зерногранулит 79/21.

Отпускная цена гранулотола существенно выше, чем неводоустойчивых ВВ.

Гранулотол мало чувствителен к механическим воз-

действиям и инициирующему импульсу, в связи с чем при его использовании требуются промежуточные боевики.

Алюмотол представляет собой гранулированный сплав тротила (85%) и алюминиевой пудры (15%). Наличие алюминия повышает взрывной эффект алюмотола по сравнению с гранулотолом. Гранулы алюмотола имеют размер 2—5 мм, примерно такую же плотность, как у гранулотола, и хорошо тонут в воде. Так же, как гранулотол, алюмотол при взрывании в воде увеличивает свое взрывное действие и обладает наибольшей энергией среди рекомендуемых ВВ для использования при проведении открытых разведочных выработок.

Существенный недостаток алюмотола, ограничивающий область его целесообразного применения, — высокая отпускная цена.

При взрывании алюмотола необходимы промежуточные детонаторы.

Зерногранулит 30/70 — механическая смесь гранулированного тротила (70%) и аммиачной селитры (30%). Предназначен для применения в обводненных зарядных камерах с относительно небольшим количеством воды. В таких условиях селитра из зерногранулита растворяется в воде, однако образовавшийся раствор остается между гранулами тротила и участвует во взрыве, увеличивая его действие. Использование зерногранулита 30/70 при большой обводненности или значительной проточности воды нецелесообразно, так как селитра из ВВ при этом теряется.

По отпускной цене зерногранулит 30/70 несколько дешевле гранулотола, а по взрывному действию на единицу массы близок к нему.

Как и для других гранулированных ВВ, при использовании зерногранулита 30/70 необходимы промежуточные боевики.

Зерногранулиты 50/50В и 30/70В имеют повышенную водоустойчивость по сравнению с зерногранулитом 30/70, что достигнуто покрытием гранул аммиачной селитры сплошным водозащитным слоем тротила. По взрывному эффекту близки между собой и с зерногранулитом 30/70. Выпускаются пока в ограниченном количестве.

Акватол 65/35 — поступает с заводов в виде затаренной в мешки смеси гранулированной аммиачной селит-

ры (около 65%), чешупрованного тротила (около 35%) и добавки специального вещества — загустителя. Перед применением производится водонакопление ВВ — перемешивание с дозированным (15% веса сухих компонентов) количеством воды.

Водонаполненный акватор представляет собой вязкую массу плотностью около $1,4 \text{ г/см}^3$, способную заполнять взрывные камеры и вытеснять из них воду. Водонаполнение акватора сопровождается значительным понижением температуры массы из-за эндотермического характера процесса. Конечная температура акватора 65—35 после смешивания с водой не должна быть ниже -5°C и предварительно может быть рассчитана по формуле

$$t_a = 0,55t_c + 0,18t - 11,2^\circ\text{C},$$

где t_c — температура сухой акваторальной смеси, $^\circ\text{C}$;
 t — температура воды, $^\circ\text{C}$.

Взрывной эффект акватора в пересчете на единицу массы сухой смеси несколько меньше, чем у зерногранулита 79/21, однако высокая плотность заряжения позволяет разместить в зарядных камерах заряды увеличенной массы.

При большом количестве воды или длительном пребывании в ней зарядов акватора 65/35 часть аммиачной селитры из его состава вымывается.

Отпускная цена акватора 65/35 существенно ниже, чем других водоустойчивых ВВ, и это обеспечивает ему экономические преимущества.

Водонаполненный акватор 65/35 безопасен в обращении. Для его инициирования необходим промежуточный детонатор большей массы, чем для гранулированных ВВ.

Акваторы АВ, М-15 и МГ принадлежат к числу новых ВВ, применение которых в промышленности только начинается.

Акватор АВ — водонаполненное ВВ, выпускается в готовом к применению виде и поэтому не требует водонаполнения на месте работ. По содержанию компонентов и взрывному эффекту аналогичен водонаполненному акватору 65/35С и отличается от него большей водоустойчивостью.

Акватор М-15 — металлизированное водонаполненное ВВ с высокой теплотой взрыва, достигнутой введением в состав относительно большого (15%) количества порошкообразного алюминия. Поставляется с заводов, как и акватор 65/35, в виде сухой смеси, требующей водонаполнения перед применением. Обладает сильным взрывным действием. Для инициирования акватора М-15 должны применяться шашки-детонаторы. Недостаток акватора М-15 — высокая отпускная цена.

Таблица 13

Характеристика капсюль-детонаторов и электродетонаторов	Размеры, мм		Оптовая цена за 1000 штук, руб.
	диаметр	длина	
Капсюль-детонаторы КД			
№ 8А (алюминиевая гильза)	7,0	47	37,3
№ 8Б (бумажная гильза)	7,0	49	21,0
№ 8М (медная гильза)	7,0	49	32,0
Электродетонаторы мгновенного действия ЭД			
ЭДБ (менее чувствителен к температурным и механическим воздействиям)	7,2	72	100—138
ЭД-8-ЗПСМ (неводоустойчивый, провод имеет хлопчатобумажную оболочку)	7,2	50—70	100—138
ЭД-8-Э (эластичное крепление мостика накаливания)	7,2	50—60	130—155
ЭД-8-Ж (жесткое крепление мостика накаливания)	7,2	50—60	130—155
Электродетонаторы короткозамедленного действия			
ЭД-КЗ (номера серии и сроки замедления: № 1—0,025 с, № 2—0,05 с, № 3—0,075 с, № 4—0,1 с, № 5—0,15 с, № 6—0,25 с)	7,2	72	118—154
Электродетонаторы замедленного действия			
ЭД-ЗД (номера серии и сроки замедления: № 7—0,5 с, № 8—0,75 с; № 9—1 с; № 10—1,5 с; № 11—2 с; № 12—4 с; № 13—6 с; № 14—8 с; № 15—10 с)	7,2	72—80	138—162

Акватор МГ — готовое к применению водонаполненное металлургическое ВВ. Обладает повышенным взрывным эффектом и водостойчивостью.

Для инициирования зарядов ВВ используют: при огневом способе взрыва капсюли-детонаторы марок № 8А, 8Б и 8М; при электрическом способе взрыва электродетонаторы мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия ЭДБ, ЭД-8-Э, ЭД-8-Ж, ЭД-ЗД, ЭД-КЗ (табл. 13).

Для передачи огневого импульса капсюль-детонаторам применяют огнепроводный шнур (ОШ), который состоит из хлопчатобумажной оплетки и сердцевины, заполненной специальным шнуровым дымным порохом (78% калиевой селитры, 12% серы и 10% древесного угля). В зависимости от условий назначения выпускают несколько марок огнепроводного шнура (ОША, ОШП и др.). В качестве средств воспламенения ОШ могут быть использованы зажигательные патроны ЗП-Б № 1—5 (в патрон № 1 входит 7 отрезков ОШ, в № 2 — 12, в № 3 — 19, в № 4 — 27 и в № 5 — 37) и зажигательные фитили № 1 и 2. В табл. 14 приведена харак-

Таблица 14

Изделие	Марка	Условие применения	Размеры		Оптовая цена за 1000 м или 1000 шт., руб.
			диаметр, мм	длина, м	
Шнур огнепроводный асфальтированный	ОША	Сухие забой	4,8—5,8	10	33,8
Шнур огнепроводный двойной асфальтированный	ОШДА	Для обводненных забоев	5—6	10	42,8
Шнур огнепроводный пластикатный	ОШП	Для взрыва в воде	5—6	10	74,5
Патроны зажигательные № 1—5	ЗПБ	—	18—41	50—90	42—55
Фитиль зажигательный № 1 и 2 тлеющий	—	—	7—8	50	86—95

характеристика основных марок огнепроводного шнура и средств воспламенения.

При электровзрывании в качестве источника тока применяют взрывные машинки КПМ-1А, ВМК-500, ВМК-1/35, ВМК-1/100, ВМА-100/30 и др. Размеры их не превышают 250 мм, а масса колеблется в пределах от 1,6 до 4,2 кг. Допустимое сопротивление последовательной сети для большинства из перечисленных машинок составляет 300 Ом, за исключением лишь ВМК-1/35 (160 Ом) и ВМА-100/300 (700 Ом). Допустимое число последовательно соединенных электродетонаторов с никроновым мостиком равно 100 штук (для ВМК-1/35 и ВМА-100/300 соответственно 50 и 300 электродетонаторов).

Для проверки электродетонаторов, выбора их по сопротивлению, а также проверки исправности и измерения сопротивления электровзрывной сети можно использовать взрывной испытатель ВЮ-3, линейный мостик ЛМ-48, омметр ОВЦ-2, испытатель взрывной сети ИВЦ-1 и др. Перечисленные приборы портативны по размерам и обладают небольшой массой (до 1,5 кг).

При проведении открытых разведочных выработок взрывание зарядов ВВ производят иногда с помощью детонирующего шнура (ДШ), сердцевина которого состоит из тэна — высокобризантного взрывчатого вещества. Скорость детонации ДШ составляет около 7000 м/с. Наружная оболочка детонирующего шнура обычно окрашена красным цветом. Диаметр большинства выпускаемых марок ДШ (например, ДШ-А, ДШ-Б, ДШ-В) равен 50 мм. Допустимое время выдерживания в воде составляет: 12 ч для ДШ-А, 24 ч — для ДШ-Б и ДШ-В. Отпускная цена за 10 тыс. м для указанных марок ДШ колеблется в пределах 118—143 руб.

§ 6. Выбор рациональных взрывчатых веществ

Выбору ВВ при проведении разведочных канав и траншей следует уделять первостепенное значение. Правильно выбранные ВВ обеспечивают необходимые результаты взрывания с наименьшими по сравнению с другими ВВ затратами. Ошибки в выборе ВВ сказываются как в технически неудовлетворительных результатах взрывания, так и в неоправданно увеличенных за-

тратах на взрывные работы. Экономический эффект от перехода к использованию рационального ВВ достигается без дополнительных капиталовложений. Большая часть этого эффекта — экономия в затратах на ВВ — может быть немедленно реализована на другие цели.

Первой стадией выбора рациональных ВВ при проведении открытых разведочных выработок должна быть оценка технической возможности использования различных ВВ в соответствующих условиях. При этом из существующих ВВ выбираются те, которые способны обеспечить полноценную детонацию в зарядных камерах применяемых размеров, взрыванье в сухих или обводненных породах в зависимости от условий, удобство и достаточную производительность использования ВВ.

Требование об обеспечении полноценной детонации особенно важно для гранулированных ВВ. Для выполнения этого требования необходимо учитывать величину так называемого критического диаметра ВВ, т. е. диаметра открытого заряда ВВ, при котором возможна детонация ВВ. При размерах зарядов, меньших критического диаметра, детонация ВВ становится невозможной. При размерах зарядов, чуть больших критического диаметра, детонация возбуждается, однако протекает неполноценно — выделяется меньшее количество энергии. На основе практики взрывных работ можно считать, что полноценная детонация ВВ гарантируется, если наименьший размер зарядов превышает критический диаметр открытого заряда ВВ примерно в 1,2 раза. Отсюда можно определить минимальные размер и массу сосредоточенных (котловых) зарядов гранулированных ВВ. Минимальный размер равен увеличенному в 1,2 раза критическому диаметру открытого заряда ВВ, а минимальная масса вычисляется как произведение плотности заряжания ВВ на величину критического диаметра, возведенную в третью степень. Значения критического диаметра для различных ВВ приведены в табл. 13, величина плотности заряжания для большинства ВВ в котловых зарядах может быть принята равной 0,8, для акватол 65/35 — 1,0.

К взрыванию в обводненных зарядных камерах пригодны патронированный аммонит № 6-ЖВ, акватол 65/35, АВ, М-15, МГ, зерногранулит 30/70, 30/70В, 30/50В, гранулотол и алюмотол.

Необходимость оценки удобства применения и трудовых затрат при зарядании связана с ростом объемов использования ВВ. В некоторых случаях приходится отказываться от применения более экономичных ВВ, требующих, однако, увеличения трудоемкости зарядания.

Наиболее удобны при применении гранулированные ВВ. Они почти не слеживаются, мало пылят при зарядании, легко высыпаются из мешков. Порошкообразные ВВ значительно менее удобны. Необходимость измельчения аммонита перед заряданием снижает его производительность, причем затраты труда на зарядание могут быть, как показали наблюдения, почти вдвое больше, чем для гранулированных ВВ. К ВВ, наиболее удобным при зарядании, относятся зерногранулиты, гранулиты, гранулотол и алюмотол.

Особенностью игданита и акватолов 65/35 и М-15 является то, что в противоположность другим ВВ полное смешивание компонентов этих ВВ производится лишь на месте применения. Выполнение значительных объемов взрывания игданитом и акватолами 65/35 и М-15 при смешивании их компонентов вручную затруднительно. Помимо возрастания трудоемкости работ, ручное смешивание не позволяет добиться равномерности состава и, следовательно, стабильности взрывных свойств ВВ. Тем не менее игданит и акватол 65/35, являющиеся весьма экономичными ВВ, могут найти определенное применение на проходке разведочных канав.

На второй стадии выбора рациональных ВВ следует из технички пригодных и способных обеспечить необходимую производительность работы в данных условиях выбирать наиболее экономичные ВВ.

В общем случае экономическая эффективность использования того или иного ВВ должна определяться по сумме затрат на бурение и взрывание при постоянстве результатов взрывания сравниваемыми ВВ. Однако применительно к проведению открытых разведочных выработок взрывом на выброс сравнительная оценка экономической эффективности ВВ облегчается тем, что расходы на образование взрывных камер почти не зависят от марки применяемого ВВ, так как при проведении этих выработок с заменой одного ВВ другим не изменяется схема расположения зарядов, а лишь умень-

шается или увеличивается объем зарядных камер. При этом это изменение объема настолько мало, что им можно пренебречь при оценке экономически разных ВВ. Поэтому экономический эффект использования одного ВВ по сравнению с другим при проведении разведочных канав и траншей взрывом на выброс можно определять лишь по стоимости взрывания при его одинаковых результатах. Эта стоимость для произвольно выбранного технически пригодного ВВ будет составлять

$$A_0 = q_0 e S_{\pi}, \quad (11)$$

где q_0 — необходимый удельный расход эталонного ВВ (аммонита № 6-ЖВ) для обеспечения требуемых в данных условиях результатов взрывания, $\text{кг}/\text{м}^3$; e — переводной коэффициент удельного расхода ВВ для выбранного ВВ; S_{π} — полная стоимость 1 кг выбранного ВВ, учитывающая отпускную цену ВВ, расходы на его доставку от завода-изготовителя до объекта работ и затраты по применению ВВ на месте работ (заряжание, инициирование и проч.).

Поскольку удельный расход эталонного ВВ не зависит от того, какое ВВ выбирается для применения, то ясно, что затраты на взрывание прямо пропорциональны величине $e S_{\pi}$, которая является индексом экономичности применения различных ВВ при проведении открытых разведочных выработок взрывом на выброс. Чем меньше численная величина этого индекса, тем выгоднее применять соответствующее ВВ.

Отпускные цены ВВ приведены в табл. 12. Следует учитывать, что расходы по транспортированию ВВ зависят от дальности и трудности перевозки и для геологических организаций порой бывают близки к отпускной цене ВВ. Различается и стоимость использования ВВ на разных объектах работ. Поэтому полностью обоснованная оценка экономической эффективности ВВ может быть дана лишь применительно к конкретному объекту проведения открытых разведочных выработок, для которого известны полные стоимости ВВ на месте применения, а следовательно, и индекс экономичности $e S_{\pi}$.

Для ориентировочных расчетов можно пользоваться приближенным индексом экономичности ВВ в форме $e S_0$, где S_0 — отпускная цена ВВ. При этом критерии условно полагается, что расходы по пе-

ревозке единицы массы ВВ различных марок до места работ мало отличаются.

В табл. 13 приведены величины индекса eS_0 для различных ВВ, что дает возможность отдать предпочтение тому или иному ВВ по возможным технико-экономическим показателям проведения разведочных канав и траншей.

Среди ВВ, применяемых в сухих зарядных камерах, наиболее экономичен игданит. Однако его применение при отсутствии средств механизации смешивания компонентов, как отмечалось, ограничено.

Гранулиты М и С-2 удобнее в обращении, хотя и несколько уступающие игданиту по индексу экономичности, заслуживают широкого использования. Далее в порядке уменьшения экономичности (возрастания ее индекса) следуют гранулит АС-4, зерногранулит 79/21, аммонит № 6-ЖВ непатронированный и гранулит АС-8.

Среди водоустойчивых ВВ самым экономичным оказываются патронированный аммонит № 6-ЖВ, акватор 65/35 и зерногранулит 50/50В. Широкое применение акватора 65/35 возможно при механизации смешивания компонентов и заряжания. Далее в порядке уменьшения экономичности располагаются: зерногранулит 30/70В, 30/70, гранулотол и акваторы новых марок М-15, МГ и АВ. Наиболее неэкономичен алюмотол.

Экономический эффект от перехода к более экономичному ВВ при проведении открытых разведочных работ может быть подсчитан по формуле

$$U = A_v \left(\frac{eS_n - e_n S_{nn}}{e S_n} \right), \quad (12)$$

где A_v — стоимость взрывания при ранее применявшемся ВВ, отнесенная на 1 м³ объема канав или 1 м ее длины; S_n и S_{nn} — индексы экономичности, применявшегося ранее и нового ВВ.

Для ориентировочных расчетов можно пользоваться формулой (12), подставляя в нее приближенные индексы экономичности согласно данным табл. 13.

Экспериментальные работы по выбору рациональных марок ВВ для условий проходки разведочных канав и траншей проведены институтом ЦНИГРИ [5, 6]. Опытные работы проводились с гранулитом АС (близок по составу гранулиту АС-4), зерногранулитом 80/20 (прак-

тический аналогичен зерногранулиту 79/21) и зерногранулиту 30/70.

За время опытных работ произведено около 700 экспериментальных взрывов. При этом израсходовано 4,6 т зерногранулиита 80/20, 2 т зерногранулиита 30/70, 1,6 т гранулиита АС и примерно 7 т аммонита № 6-ЖВ, принятого за эталонное ВВ. Всего с использованием гранулированных взрывчатых веществ было проведено 11 тыс. м³ открытых разведочных выработок (участки Мамско-Чуйской экспедиции Иркутского геологического управления).

Взрываемые породы были представлены делювиальными отложениями из смеси песка, глины, дресвы с включениями обломочного и валунистого матерпала различной крупности (от 3 до 100 см) и различного состава (от 10 до 30—40%). Мощность делювиального покрова составляла 1—2 м.

Результаты проведенных испытаний показали целесообразность применения гранулированных ВВ при проведении разведочных канав и траншей взрывом на выброс. В табл. 15 приведены технико-экономические показатели проведения выработок при рациональных параметрах применения испытываемых ВВ. Зерногранулит 80/20 и гранулит АС по взрывному эффекту оказались примерно равноценными аммониту № 6-ЖВ. Экономический эффект от замены аммонита № 6-ЖВ гранули-

Таблица 15

Показатели	Зерногранулит 80/20	Зерногранулит 30/70	Гранулит АС
Глубина шпуров, м	1,0	1,1	1,1
Масса заряда, кг	4,0	3,5	4,5
Расстояние между зарядами, м	1,35	1,6	1,4
Показатель выброса (отношение видимой глубины выемки после взрыва к глубине шпуров)	0,81	0,72	0,92
Удельный расход ВВ на 1 м выработки, кг/м	2,7	2,2	3,2
Производительность труда проходчика, м/чел-смену	5,0	5,9	6,5
Стоимость проведения 1 м выработки (по прямым затратам), руб.	2,33	2,39	1,85

том АС и зерногранулитом 80/20 составил 0,15—0,20 руб. на 1 кг использованного ВВ. Применение зерногранулита 30/70 позволило проходить открытые разведочные выработки в обводненных породах.

Следует также отметить положительный опыт применения игданита [28]. При взрывании песчано-глинистых отложений средней влажности, содержащих наибольшее количество (до 20%) валунов и щебня, экономия при замене аммонита № 6-ЖВ игданитом составила 0,26 руб. на 1 м³ объема разведочной выработки.

§ 7. Современные представления о действии взрыва в горных породах

Взрыв ВВ представляет собой чрезвычайно быстрое химическое разложение вещества с выделением большого количества тепла, образованием при высоких давлениях и расширением газообразных продуктов. При этом потенциальная энергия ВВ (электронных оболочек их молекул) за весьма короткий промежуток времени переходит в кинетическую. Носителем кинетической энергии взрыва первоначально служат нагретые теплом взрывной реакции газообразные продукты разложения ВВ, которые при расширении производят работу и возбуждают в окружающей среде ударные, упруго-пластические и упругие волны.

Скорость взрывного разложения химических ВВ (детонации) весьма велика и составляет для промышленных ВВ 3—5,5 км/с, поэтому длительность детонации заряда ВВ обычно не превышает 1—3 мс. Для схематизации явления взрыва иногда допустимо рассматривать детонацию как мгновенный процесс. Однако распространение взрывных нагрузок и разрушение твердой среды под их воздействием продолжается десятки и сотни миллисекунд и пренебрежение фактором времени при описании этих явлений неправомерно.

Газообразные продукты детонации (ПД) выполняют в процессе разрушения среды роль рабочего тела. Давление ПД в зарядных камерах может достигать $3 \cdot 10^5$ кгс/см² (что намного превышает предел прочности на сжатие всех горных пород), скорость при подходе к стенкам камер — около 1 км/с, температура — 3000°. Будучи сильно сжатыми и нагретыми, газы, расширяясь,

производят механическую работу по вытеснению окружающей заряд среды, нарушая при этом ее сплошность, перемещая и дробя. Кроме того, при динамическом ударе ПД в стенки зарядных камер по породе начинает распространяться волна возмущений. Непосредственно вблизи зарядных камер это может быть ударная волна, отличающаяся тем, что она вызывает скачкообразное сжатие среды, имеет весьма крутой фронт и скорость, существенно превышающую скорость звука в среде. По современным оценкам [41] радиус действия ударных волн при взрыве химических ВВ в твердой среде очень невелик (для сферических зарядов порядка $\sqrt[3]{\frac{E_b}{\rho C^2}}$, где

E_b — энергия взрыва, ρ — плотность среды, C — скорость звука в ней). На больших расстояниях от заряда ударная волна вырождается в ударно-пластическую — с пологим фронтом, большей длительностью и меньшей, чем у ударных волн, скоростью распространения. Ударно-пластическая волна вызывает в среде в зависимости от ее механических свойств пластическое или хрупкое разрушение сдвига или раздавливания. Радиус действия ударно-пластических волн может измеряться десятками радиусов заряда. При дальнейшем движении ударно-пластические волны переходят в упругие, не вызывающие остаточных деформаций среды и распространяющиеся со звуковой скоростью.

При взрывании вблизи обнаженных поверхностей, как это имеет место для выброса и рыхления, динамическое волновое поле взрыва усложняется появлением волн, отраженных от обнаженных поверхностей. Они вызывают в среде обратные по знаку (сравнительно с прямыми волнами) напряжения. Поскольку горные породы сопротивляются растяжению много слабее, чем сжатию, отраженные волны в некоторых случаях могут вызывать разрушения на больших расстояниях от заряда, чем прямые волны.

Распределение энергии взрыва между двумя основными факторами разрушения — продуктами детонации и упруго-пластическими волнами в различных твердых средах и на различном расстоянии от обнаженных поверхностей пока не может быть рассчитано теоретически. Доля энергии, получаемая волнами, зависит от

величины так называемой акустической жесткости среды — ρC . Согласно работе [65] породы с акустической жесткостью до $5 \cdot 10^5$ г/см²·с, представляющие собой рыхлые грунты, разрушаются преимущественно за счет действия продуктов детонации. Трещиноватые скальные породы с акустической жесткостью $(1,5—15) 10^5$ г/см²·с разрушаются как под действием ПД, так и упруго-пластических волн. Крепкие скальные породы с акустической жесткостью от $15 \cdot 10^5$ до $25 \cdot 10^5$ г/см²·с разрушаются в основном в результате волнового воздействия. Помимо акустической жесткости, основной разрушающий фактор действия взрыва определяется дальностью и положением точек массива по отношению к зарядам ВВ, наличием и количеством обнаженных поверхностей поблизости от зарядов.

Анализ и разработка достаточно полной теории механического действия взрыва в горных породах крайне затрудняются также тем, что в настоящее время не имеется единого и ясного представления о деформационных свойствах горных пород при больших и всесторонних напряжениях, вызывающих разрушение среды. Применительно к скальным породам необходимо учитывать также и трещиноватость. Определение и количественное описание механических свойств пород в таких условиях является настолько важной и сложной проблемой, что до ее решения нельзя, по-видимому, надеяться получить исчерпывающую теорию действия взрыва в твердой среде.

Следовательно, о сущности происходящих в горных породах при взрыве явлений имеются в основном качественные представления. Эти представления и служат основой нескольких существующих схем — гипотез разрушения, хотя и не приводящих к резко противоречивым выводам, но отличающихся по физическим предпосылкам и методам анализа. Условно можно выделить следующие основные схемы — гипотезы разрушения: без конкретизации разрушающего фактора; волновую; энергетическую; квазистатическую; гидродинамическую. Рассмотрим основные положения этих гипотез.

К расчетной схеме без конкретизации разрушающего фактора можно отнести работы, основанные на принципе пропорциональности разрушен-

ного объема массе зарядов ВВ и на учете различных видов сопротивления среды действию взрыва.

Основное положение исторически наиболее раннего объемного подхода к расчету необходимой массы зарядов выражается формулой

$$Q = qVf(n), \quad (13)$$

где q — коэффициент пропорциональности, называемый расчетным удельным расходом ВВ; V — разрушаемый объем; $f(n)$ — функция показателя действия взрыва, под которым понимается тангенс угла полураствора воронки взрыва.

По пути уточнения величин $f(n)$ и V долгое время развивались представления о действии взрыва в твердых средах. Однако все предложенные при этом расчетные формулы могут быть приведены к виду (13).

Несмотря на то что в объемных формулах масса заряда сопоставляется лишь с некоторыми, немногими конечными результатами взрыва, а поведение среды под действием взрывных нагрузок совершенно не рассматривается, именно такие формулы до сих пор наиболее широко используются при практических расчетах как для зарядов рыхления, так и выброса. Это объясняется, с одной стороны, их простотой и, с другой, — отсутствием уверенности, что более сложные теоретические формулы способны повысить надежность расчета результатов взрывания.

В расчетных схемах, основанных на учете различных видов сопротивления среды действию взрыва, пытаются учитывать в общем виде направления, по которым расходуется энергия взрыва. Такой подход был намечен М. М. Фроловым в XIX веке и получил довольно широкое развитие в работах А. Ф. Суханова, С. Д. Основи-на, М. П. Бродского и др.

Наиболее развитая схема действия взрыва в горных породах с учетом различных видов их сопротивления была изложена А. Ф. Сухановым [57]. Энергия взрыва рассматривается как затрачиваемая на отрыв разрушаемой части массива по боковой поверхности воронки взрыва, преодоление силы тяжести и инерции взрываемого объема и на дробление породы внутри этого объема. Общая вновь образуемая поверхность считается пропорциональной боковой поверхности воронки взрыва.

Необходимая масса заряда должна зависеть от глубины его заложения, применяемого ВВ, угла раствора воронки взрыва, определяющего качество дробления, прочности и плотности породы.

Массу сосредоточенных зарядов, по А. Ф. Суханову, следует принимать пропорциональной глубине их заложения в степени между второй и третьей (по объемным формулам — в третьей). С увеличением глубины заложения зарядов увеличивается влияние силы тяжести взрывающего объема и уменьшается влияние прочности среды, характеризуемой удельным сцеплением ее частиц по боковой поверхности и внутри воронки взрыва. Объясняется это тем, что поверхность отрыва, приходящаяся на 1 м³ объема воронки, обратно пропорциональна глубине заложения заряда. Следовательно, в рассматриваемой схеме радиус разрушения заряда ВВ определенной массы — величина переменная, зависящая от отношения поверхности отрыва к массе разрушаемой части массива.

Для расчета массы зарядов рекомендуется формула

$$Q = f(d) (q_1 F + q_2 V) = f(d) q V, \quad (14)$$

где q_1 — удельный расход ВВ для преодоления сил сцепления на единицу поверхности отрыва породы от массива, кг/м²; q_2 — удельный расход ВВ для преодоления силы тяжести, кг/м³; F — площадь отрыва (боковая поверхность, выемок), м²; V — разрушаемый объем, м³; $f(d)$ — коэффициент, учитывающий изменение дробления среды,

$$f(d) = \frac{\operatorname{tg}^2 \psi + 1}{4 \operatorname{tg}^2 \psi},$$

где ψ — угол полураствора воронки взрыва, градус.

Волновая схема действия взрыва основана на учете одного из разрушающих факторов — взрывных волн, поскольку принимается, что именно они вызывают основной объем разрушений при взрыве вблизи обнаженных поверхностей.

В СССР такие взгляды наиболее полно выражены в работах проф. А. Н. Ханукаева [65], который исследовал закономерности изменения параметров взрывных волн, распространяющихся в скальных породах, и установил, что максимальные напряжения, вызываемые волной в породе, могут выражаться в виде кубичных многочленов вида

$$\sigma_{\max} = \rho C \left(\frac{A_1}{R} + \frac{A_2}{R^2} + \frac{A_3}{R^3} \right), \quad (15)$$

где A_1 , A_2 и A_3 — эмпирические коэффициенты, величина которых зависит от характеристик породы, формы зарядов и марки применяемого ВВ; R — расстояние от центра сферических или оси цилиндрических зарядов ВВ.

Аналогичный характер имеют зависимости приведенных (к радиусу заряда) смещений, импульса и плотности энергии в среде при прохождении волн от расстояний до заряда.

Возможно также выражение волновых характеристик по типу

$$\sigma_{\max} = \frac{\sigma_0}{R^{\nu}}, \quad (16)$$

где σ_0 — напряжение в породе непосредственно у стенок зарядной камеры; ν — декремент затухания, определяемый (помимо свойств среды, формы зарядов и применяемого ВВ) расстоянием точки до заряда; с увеличением этого расстояния декремент уменьшается.

Ряд интересных исследований действия взрывных волн в горных породах, доведшихся иногда до стадии инженерных расчетов, опубликован за границей. Из них следует отметить работы японского ученого Кумао Хино [66].

При квазистатической схеме действие взрыва допускается с целью уподобления взрывного воздействия на породу статическому процессу, фактический динамический характер которого может быть учтен введением определенных коэффициентов. Такой подход получил определенное распространение как в нашей стране, так и за рубежом.

Так, Ф. А. Белаенко [10], считал, что к сферическим и цилиндрическим зарядам могут быть применены положения статической теории упругости. Поле напряжений вокруг зарядов считается распространившимся почти мгновенно. Все точки среды при этом находятся в сложном напряженном состоянии, а разрушения происходят там, где превзойден предел прочности породы. Динамический характер воздействия продуктов детонации на стенки зарядных камер и на всю область разру-

шения предлагается учитывать введенным коэффициентом динамичности, численно равного двум.

Примером расчетных формул, получающихся при квазистатической схеме, может служить формула Ф. А. Белаенко для определения напряжения на боковой обнаженной поверхности при взрыве одиночного скважинного заряда рыхления

$$\sigma_n = 4k_d P_d \left(\frac{R_0}{W} \right)^2, \quad (17)$$

где $k_d=2$ — коэффициент динамичности; P_d — давление продуктов детонации на стенки скважины; R_0 — радиус заряда; W — величина линии наименьшего сопротивления (л. н. с.) или кратчайшее расстояние от центра заряда до обнаженной поверхности.

При одновременном взрывании группы зарядов предлагается алгебраически суммировать расчетные напряжения от отдельных зарядов.

Наибольшее распространение квазистатический подход получил в 50-е и в начале 60-х годов. Позже были опубликованы работы [17], в которых показывалось, что из-за качественной разницы между статическими и динамическими напряжениями нельзя рассматривать коэффициент динамичности для взрывных нагрузок как постоянный числовой множитель, так как при одном и том же взрыве для различных точек взрывающей среды этот множитель может иметь самые различные значения.

К схеме действия взрыва, условно называемой энергетической, относятся работы проф. Г. И. Покровского. Качественно действие взрыва описывается им [37, 38] следующим образом.

В начальный момент взрыва порода вблизи зарядной камеры сильно сжимается из-за высокого давления, раздавливается и переходит в текучее состояние. Во все стороны от заряда начинает распространяться волна деформации. По мере удаления от заряда напряжения сжатия в этой волне уменьшаются и становятся меньше временного сопротивления породы сжатию. Однако в этой области возникает растяжение слоев породы и тангенциальные растягивающие напряжения приводят здесь к образованию радикальных трещин. На еще более далеких от заряда расстояниях разрушения, вызываемые прямой волной сжатия, отсутствуют и происходят

лишь упругие или неупругие смещения частиц без образования трещин. После падения давления продуктов детонации в зарядных камерах (из-за расширения газов) сильно сжатая вблизи от зарядов порода разгружается и начинает двигаться обратно в сторону зарядов. Такое движение вызывает появление в среде вокруг зарядов концентрических кольцевых трещин.

При взрыве вблизи от свободных поверхностей волна сжатия, дойдя до этих поверхностей, вызывает активное смещение поверхностных слоев породы, которое затем начинает распространяться в глубь массива и вызывает волны разрежения от свободных поверхностей и дополнительное разрушение породы. При этом волны разрежения можно рассматривать как распространяющиеся от условных зарядов, представляющих собой зеркальные отражения реальных зарядов от свободных поверхностей. Отраженная от одной обнаженной поверхности волна может вызвать в определенных условиях увеличение радиуса разрушения заряда примерно в 2 раза по сравнению с взрывом в неограниченной среде.

Количественные закономерности действия взрыва в твердой среде получены Г. И. Покровским на основе более ясных представлений о действии взрыва в жидкой и газообразной средах и использования законов автомодельности (пропорциональности радиусов зон определенной деформации вокруг зарядов ВВ и их энергии при одинаковой форме зарядов). Наиболее важной характеристикой взрыва по Г. И. Покровскому является его удельный импульс, принимаемый приблизительно равным произведению половины максимального давления волны на время действия избыточного давления.

Максимальное давление (напряжение) в самой среде равно примерно третьей части максимального давления волны на неподвижную преграду. Г. И. Покровским предложен также ряд формул, предназначенных, как указывает сам автор, в основном не для практических расчетов, а для вскрытия физического смысла действия взрыва в твердых средах.

Несколько особое положение среди других занимает гидродинамическая схема действия взрыва. Для твердых сред наиболее детально она разработывалась в работах профессора О. Е. Власова. Учитывая сложность построения универсальной теории раз-

рушения горных пород взрывом, вводятся допущения, которые позволяют решать наиболее важные задачи, связанные в первую очередь с геометрией размещения зарядов ВВ в среде [15].

Первое из этих допущений — мгновенность передачи энергии взрыва окружающей среде. Второе допущение предполагает, что среда ведет себя как идеальная абсолютно несжимаемая жидкость. В ней могут возникать лишь три главных напряжения сжатия (касательные и растягивающие напряжения отсутствуют). Несжимаемая среда после получения энергии взрыва приобретает некоторую начальную скорость. Поведение такой среды описывается дифференциальными уравнениями гидродинамики, решение которых позволяет установить поле скоростей вокруг взорванного в среде заряда ВВ. Решение рекомендуется выполнять при простой геометрии размещения зарядов аналитически, а в сложных случаях — с помощью метода электрогидродинамической аналогии (ЭГДА). В наиболее простом случае — при взрыве сферического заряда в неограниченной среде скорость в любой ее точке определяется по формуле

$$u = u_0 \left(\frac{R_0}{R} \right)^2 = \frac{1}{R^2} \sqrt{\frac{R_0 Q}{2\rho r}}, \quad (18)$$

где u_0 — скорость на контакте ВВ — среда; R_0 — радиус заряда.

Для перехода от поля скоростей к процессу разрушения модель несжимаемой среды непригодна и поэтому при гидродинамической схеме полагается, что процесс разрушения начинается после передачи энергии от заряда к среде. На этой стадии среда рассматривается уже как упруго-пластичная, разрушающаяся в момент, когда количество полученной энергии превзойдет энергию, соответствующую пределу текучести σ_s . Критическая, вызывающая разрушение скорость движения среды в этот момент составляет

$$u_{кр} = \frac{\sigma_s}{\sqrt{E\rho}}, \quad (19)$$

где E — модуль упругости среды.

О. Е. Власовым и С. А. Смирновым были разработаны также теоретические основы расчета дробления пород взрывом [16], позволяющие определять некоторые характеристики кусковатости взорванной массы для сферических и удлиненных (скважинных и шпуровых) зарядов ВВ. Однако результаты такого расчета недостаточно хорошо совпадают с экспериментальными данными, что вызвано, по-видимому, пренебрежением при расчете трещиноватостью реальных породных массивов.

Гидродинамическая схема действия взрыва успешно использовалась для расчета направленного перемещения среды при взрыве на выброс. В то же время гидродинамической схеме присущи существенные недостатки: трудность или даже практическая невозможность учета неоднородности горных пород (включая их трещиноватость), отсутствие учета временных характеристик разрушения среды и особенностей размещения ВВ внутри зарядных камер.

Некоторыми важными особенностями отличается действие в горных породах зарядов выброса, хотя принципиально такие заряды не отличаются от зарядов рыхления, граница между ними довольно условна и для выброса принимаются в основном те же расчетные схемы, что для рыхления. Однако от зарядов выброса требуется не только дробление определенного объема породы, нарушение ее сплошности, но и его перемещение с образованием выемок на поверхности среды. Поэтому при описании действия взрывов на выброс уделяется большее внимание процессу движения породы.

Обычно к выбросу относят взрывы с показателем действия взрыва $n > 1$. Считается, что при действии зарядов выброса роль взрывных волн меньше, чем для зарядов рыхления, и основным фактором воздействия на среду является давление продуктов детонации. При анализе передачи энергии взрыва выбрасываемой породе процесс взрыва на выброс условно расчленяется на отдельные этапы [37, 41].

На начальном этапе взрыва на выброс процесс взрыва протекает так же, как в безграничной твердой среде. Для сосредоточенных зарядов полость с газообразными продуктами детонации, а также взрывные волны развиваются сферически симметрично.

Следующий этап — газовое ускорение выбрасываемой

мой породы. Ускоряемая давлением газов масса движется, испытывая сложные деформации, и подвергается дроблению. Газовая полость постепенно увеличивается. Отдавая свою энергию породе газы охлаждаются, их давление быстро падает и из-за этого дальнейшее нарастание скорости породы прекращается. К моменту прекращения передачи энергии от газов породе активное ее смещение на обнаженной поверхности еще не началось, имеется лишь некоторое вспучивание — купол породы.

Приближенно считается, что на этапе газового ускорения порода движется прямолинейно по радиусам, входящимся из центра заряда. Однако скорость движения в разных направлениях различна, так как она определяется массой породы в единице телесного угла вокруг газовой полости. Наибольшая скорость направлена на л. н. с. заряда. С отклонением от этого направления она падает (по Г. И. Покровскому — пропорционально кубу косинуса угла отклонения). Вблизи заряда образуется область сильно раздробленной и сильно сжатой породы, воспринимающей значительную часть энергии взрыва. Эта ограниченная область, масса которой, однако, значительно превышает массу взрывных газов, расширяясь после снятия давления продуктов детонации, действует на наружные части выбрасываемой породы, раздвигая их и сообщая импульс движения. Основная масса породы движется как неупругое тело, так как принимается в гидродинамической схеме расчета. Размеры выемок воронок выброса зависят в основном от протекания процесса газового ускорения.

Заключительный этап выброса — инерциальный разлет породы. К началу этапа скорости движения в выбрасываемой массе уже распределены. Газовая полость продолжает расширяться по направлению к свободной поверхности, на которой одновременно увеличиваются размеры купола породы. Полость поднимается выше первоначального уровня обнаженной поверхности, и выбрасываемая порода образует оболочку газового пузыря, состоящую из близко летящих осколков. Затем летящая масса в верхней части купола рассредоточивается на отдельные струи с крупными кусками впереди. Эти струи могут подниматься на очень большую высоту. Основная часть купола породы образует вокруг центра высокий

кольцевой вал (базисную волну). В момент, когда он формируется, газы взрыва уже смешиваются с воздухом из-за прорыва оболочки. В дальнейшем базисная волна породы опрокидывается во внешнюю от заряда сторону и вокруг воронки сферических зарядов выброса образуется кольцевой навал раздробленной породы, простирающейся на расстояние четырех-пяти радиусов воронки. Далее навала располагается зона разлета породы, в которой находятся куски из поднявшихся высоко струй породы. Часть кусков из центральной части снопа выброса может попасть обратно в воронку и образовать на ее дне слой рыхлой породы.

Количественное описание движения среды при взрыве на выброс представляет собой весьма сложную задачу. Полный расчет возможен, по-видимому, лишь с применением вычислительных машин [69].

Считается, что при относительно малых глубинах заложения зарядов выброса ($W \leq 20-25$ м) необходимая масса зарядов может определяться по формулам вида (1), т. е. она пропорциональна объему выбрасываемой породы и некоторой характеристике его взрываемости — расчетному удельному расходу ВВ. При больших глубинах пропорциональность массы заряда и выбрасываемого объема нарушается — масса заряда должна расти быстрее, чем выбрасываемый объем из-за возрастания затрат энергии на работу против силы тяжести. Расчетный удельный расход ВВ теоретически связан лишь с плотностью породы и типом применяемого ВВ, однако для рыхлых (нескальных) грунтов экспериментально установлено существенное влияние еще одного фактора — влажности породы.

В современной теории действия взрыва в твердой среде недостаточно изучен процесс разрушения горных пород взрывом. Это приводит к многообразию и гипотетичности представлений, преимущественно качественному описанию разрушения среды. Как результат такого состояния теории, расчет результатов взрывания на основе только теоретических представлений, без использования экспериментальных данных, оказывается недостаточно надежным. В значительной степени именно этим объясняется преобладание среди используемых при проектировании взрывных работ эмпирических расчетных формул.

§ 8. Расчет основных параметров и результатов взрыва на выброс

К основным параметрам взрыва на выброс относят величины л. н. с. (W), масса зарядов, расстояние между ними (a), форма зарядов, а также марка используемого ВВ. Схема действия зарядов выброса показана на рис. 4.

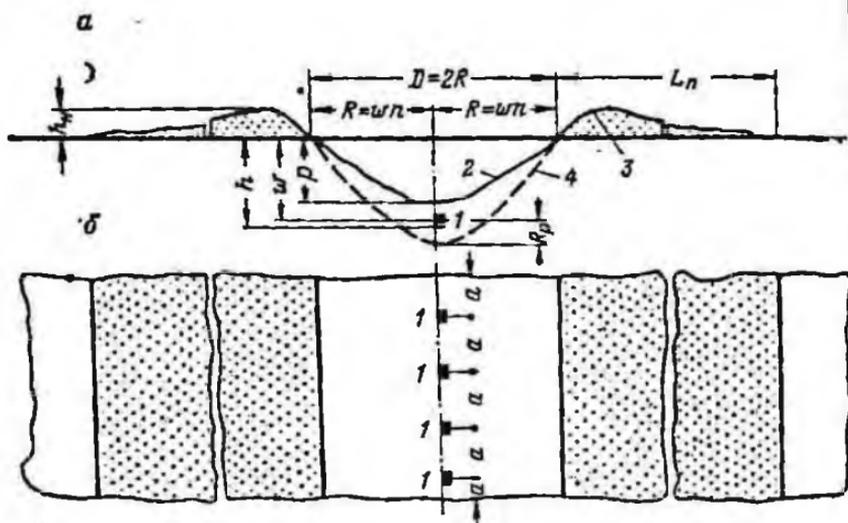


Рис. 4. Схема действия ряда зарядов выброса: а — разрез; б — план; 1 — заряды ВВ; 2 — положение контура выемки выброса; 3 — положение контура навала; 4 — граница разрыхленной взрывом породы

Под величиной л. н. с. понимается кратчайшее расстояние от геометрического центра зарядов до обнаженной поверхности. С величиной л. н. с. тесно связана глубина зарядной выработки (глубина шпура)

$$h_{ш} = W + 0,5 h_3, \quad (20)$$

где h_3 — высота зарядов.

Изменение л. н. с. существенно влияет на необходимую массу зарядов и эффективность выброса породы взрывом, причем с ростом л. н. с. стоимость выброса обычно уменьшается.

При выборе л. н. с. зарядов выброса для проведения разведочных выработок часто необходимо обеспе-

чить полное рыхление грунта в пределах проектного контура выработки, условием чего является

$$W = H - R_p, \quad (21)$$

где H — проектная глубина выработки, равная мощности наносов; R_p — радиус разрыхления породы взрывом ниже заряда выброса.

Экспериментальные исследования [12, 19] показали, что при показателях действия взрыва $n < 3$ радиус разрыхления породы можно рассчитывать по формуле

$$R_p = 0,062 \sqrt[3]{\Pi_{пр} Q}, \text{ м}, \quad (22)$$

где Q — масса сосредоточенного заряда выброса, кг; $\Pi_{пр}$ — показатель простреливаемости породы, $\text{дм}^3/\text{кг}$.

С учетом выражения (22) и формулы для расчета массы зарядов величина л. н. с., обеспечивающая полное рыхление грунта в пределах проектного контура выработок при однослойной схеме проведения разведочных выработок, может быть определена по выражению

$$W = \frac{H}{1 + 0,062 \sqrt[3]{\Pi_{пр} q_0 (0,4 + 0,6 n^3)}}, \quad (23)$$

где q_0 — расчетный удельный расход ВВ при $W = 1$ м (см. табл. 7).

Важнейшим параметром взрыва на выброс является показатель действия взрыва, равный отношению полураствора воронки выброса (см. рис. 4) к л. н. с.

$$n = \frac{R}{W}.$$

Показатель действия взрыва, характеризуя степень раскрытия воронок, определяет при постоянной л. н. с. объем выброса и основные результаты взрывания. Изменение величин показателя действия взрыва сказывается на коэффициенте полезного действия взрыва и расходе ВВ на единицу объема выброса.

По форме заряды выброса относятся большей частью к сосредоточенным. Последнее время применяют также линейные заряды выброса, размещаемые в траншеях в виде непрерывной линейно протяженной массы ВВ. Линейные заряды выброса имеют определенные преимущества. На горноразведочных работах применение ли-

нейных зарядов целесообразно при увеличенной ширине выработок, т. е. при проведении разведочных выработок в случаях отсутствия достаточного количества механического оборудования.

Необходимая масса зарядов выброса и рациональные расстояния между ними определяются по соответствующим

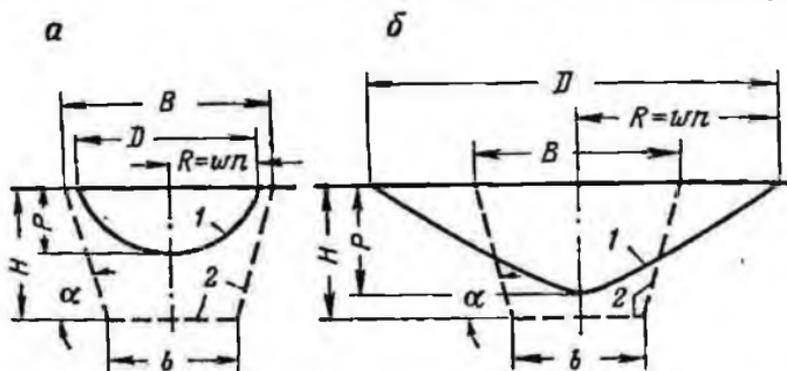


Рис. 5. Возможное взаимное положение площади поперечного сечения выемки выброса и проектного контура выработки:

а — вписывание в контур канавы; б — пересечение контура выемки с проектным контуром выработки

щим формулам, в зависимости от принимаемых л. н. с. и показателя действия взрыва. Поэтому независимыми параметрами взрывания следует считать, кроме типа ВВ и формы зарядов, лишь величину л. н. с. и проектный показатель действия взрыва.

Основными результатами взрыва на выброс считаются видимая глубина выброса P , ширина выемок выброса на уровне земной поверхности D , объем выброса, размеры навала выброшенной породы (ширина L_{II} , высота h_{II}). Видимая глубина выброса в зависимости от величины показателя действия взрыва может быть больше или меньше л. н. с. Для условий проведения разведочных выработок характерна меньшая, чем л. н. с., видимая глубина выброса.

Во многих случаях необходимо знать возможную дальность разлета кусков породы, связанную с радиусом опасной зоны.

При проведении разведочных выработок воронка выброса может либо целиком вписываться в проектный контур выработки, либо в своей верхней части выходить за проектный контур выработки (рис. 5). Второй случай

более распространен на практике. При нем достигается более высокая степень выброса, однако ширина выработки по верху оказывается больше, чем это необходимо по условиям устойчивости откосов. При проведении разведочных выработок следует дополнительно учитывать такие специфические результаты и показатели взрывания: объем выброса из проектного контура канавы; объем породы, оставшейся в проектом контуре выработки после взрыва; процент выброса породы взрывом из проектного контура выработки; глубину разрыхленного взрывом. слоя породы в пределах контура выработки; расход ВВ на 1 м и 1 м³ выработки.

Расчет массы зарядов выброса производят по эмпирическим или полуэмпирическим формулам. В зависимости от вида зарядов (сосредоточенных и линейных) применяют разные формулы для их расчета.

Наибольший опыт взрывания на выброс имеется для сосредоточенных зарядов при л. н. с. от 2 до 15 м и показателе действия взрыва $n=1\div 2,5$. Для расчета массы зарядов в таких условиях применяют формулу М. М. Борескова, полученную по эмпирическим данным более 100 лет назад

$$Q = qW^3 (0,4 + 0,6n^3). \quad (24)$$

Величина коэффициента пропорциональности в этой формуле q , называемого расчетным удельным расходом ВВ, характеризует сопротивляемость породы выбросу взрывом при использовании определенного ВВ (аммонита № 6-ЖВ или зерногранулита 79/21). Значение q принимается по справочным таблицам и уточняется опытными взрывами.

Между значениями расчетного удельного расхода ВВ для скальных пород и плотностью этих пород существует статистическая линейная связь, выраженная формулой

$$q = 0,0007 \rho, \text{ кг/м}^3. \quad (25)$$

Расчетный расход ВВ (аммонита № 6-ЖВ или зерногранулита 79/21) для скальных горных пород имеет следующие значения, кг/м³:

Опока легкая, трепел цементированный	0,8—1,1
Мел, мергель выщелоченный	1,1—1,3
Дресва, каранкулит, известняк-ракушечник, опока плотная	1,3—1,5

Гипс, конгломерат, брекчия на известковом и глинистом цементе, известняк трещиноватый, аргиллит, алевролит, мергель плотный	1,6—1,8
Доломит, известняк крепкий, мрамор, сланец глинистый, слюдястый, серицитовый, песчаник на известковом цементе, гнейсы, порфириды, магнетит, скари, гранат, гранодиорит, кварцевый порфир	1,8—2,1
Кварцит, джеспилит, базальт, диабаз, трахит, липарит, габбро	2,0—2,2
Амфиболит, пироксенит, перидотит, джеспилит железистый, кварцит железистый, скари гранатовый	2,2—2,4
Руда сульфидная	2,4—3,1

Таблица 16

Породы	Характеристика влажности породы	Расчетный удельный расход ВВ q , кг/м
Суглинки вязкие, глины	Водонасыщенные	0,7—0,8
	Средней влажности	1,1—1,2
	Сухие	1,8—2,2
Лёсс и лёссовидные	Водонасыщенные	0,9—1,1
	Средней влажности	1,2—1,4
	Сухие	2,2—3,2
Глины плотные, суглинок тяжелый моренный с валунами, супеси	Водонасыщенные	1,3—1,5
	Средней влажности	1,4—1,8
	Сухие	2,0—3,0
Торф	Водонасыщенный	0,6—0,7
	Влажный	0,8—1,0

Расчетный удельный расход ВВ для рыхлых пород существенно зависит не только от их плотности, но и от влажности.

В табл. 16 приведены величины расчетного удельного расхода ВВ (аммонита № 6-ЖВ или зерногранулита 79/21) для некоторых рыхлых пород [62].

При показателях действия взрыва $n > 3$ величина зарядов, рассчитанная по формуле М. М. Борескова, получается заниженной. Согласно экспериментальным данным, полученным в работах Гидроспецпроекта, поправка для взрывания с $n = 3 \div 7$ имеет вид:

$$K = 1 + 0,18(n - 3) \quad (26)$$

И, следовательно, расчет массы зарядов при больших показателях действия взрыва должен производиться по формуле

$$Q = qW^3(0,4 + 0,6n^3)K. \quad (27)$$

При больших л. н. с. масса зарядов пропорциональна W в степени, больше третьей. Это отражается в расчетных формулах поправкой на большую л. н. с. Физический смысл такой поправки заключается в учете возрастания работы взрыва против силы тяжести. При взрывах меньшего масштаба этим можно пренебречь.

Наиболее известные поправки на большую величину л. н. с. имеют вид:

по работе [62] $K_w = \sqrt{\frac{W}{25}}; \quad (28)$

по работе [63] $K_w = W^{0,0032(W-25)}; \quad (29)$

по работе [39] $K_w = 1 + 0,02W. \quad (30)$

При малых л. н. с., характерных для проведения разведочных выработок, масса сосредоточенных зарядов выброса пропорциональна л. н. с. в степени, меньше третьей. Возможно, что в этом сказывается возрастание поверхности воронок выброса на единицу массы ВВ по сравнению с большими л. н. с.

Зависимость массы сосредоточенных зарядов выброса от л. н. с. при ее малом значении экспериментально изучалась ЦНИГРИ [43, 45]. Работы проводились на трех участках: в слабоувлажненных супесях; в тяжелых, плотных супесях средней влажности; в многолетнемерзлых супесях. На каждом из участков производили взрывы одиночных котловых зарядов с близкими значениями показателя действия взрыва ($n=1,0 \div 1,1$). Величина л. н. с. зарядов изменялась от 0,5 до 2,7 м. Для каждого опытного взрыва определяли расчетный удельный расход ВВ путем пересчета по формуле (24). Результаты, полученные при опытных взрывах, сведены в табл. 17.

При справедливости формулы М. М. Борескова величина q для определенного грунтового участка и взрывов с практически постоянным показателем действия взрыва должна сохраняться стабильной в пределах точности измерений. Однако из опытных данных (см.

Таблица 17

Взрыв	Л. н. с. W, м	Масса заряда Q, кг	Показатель действия взрыва	Результат определения расчетного удельного расхода ВВ	
				q	q _н
				пересчетом по формулам	
				(24)	(32)
Участок I. Слабовлажные супеси, ВВ — аммонит № 6-ЖВ					
1	0,51	0,32	1,10	2,14	1,51
2	0,49	0,31	1,10	2,06	1,35
3	0,49	0,32	1,15	1,94	1,45
4	1,00	1,77	1,05	1,60	1,58
5	1,02	1,80	1,10	1,50	1,46
6	1,00	1,85	1,07	1,64	1,61
7	0,99	1,90	1,12	1,56	1,52
8	1,76	8,20	1,08	1,30	1,66
9	1,75	8,00	1,14	1,13	1,50
10	1,77	8,20	1,18	1,08	1,35
11	2,65	19,0	1,00	0,92	1,70
12	2,71	19,0	1,04	0,89	1,44
13	2,70	19,0	1,05	0,88	1,35
Участок II. Тяжелые супеси, ВВ — аммонит № 6-ЖВ					
1	0,53	0,50	1,11	2,12	1,65
2	0,48	0,40	1,20	2,56	1,80
3	0,54	0,48	1,13	2,40	1,50
4	0,52	0,46	1,06	2,98	1,60
5	0,96	1,50	1,04	1,70	1,57
6	1,00	1,40	0,88	1,74	1,73
7	1,00	1,40	1,02	1,40	1,38
8	1,00	1,50	0,98	1,40	1,56
9	1,70	5,80	1,00	1,18	1,51
10	1,72	5,60	1,00	1,09	1,40
11	1,67	5,40	1,07	1,02	1,33
12	2,71	15,00	1,00	0,75	1,21
13	2,66	14,40	0,96	0,78	1,41
Участок III. Многолетнемерзлые супеси, ВВ — аммонит № 6-ЖВ					
1	0,48	0,60	1,15	4,10	2,10
2	0,55	0,60	1,13	2,90	2,80
3	0,50	0,60	1,17	3,52	2,50
4	1,03	3,0	1,14	2,30	2,10
5	1,01	3,0	1,07	2,61	2,62
6	1,00	3,0	1,10	2,50	2,52
7	0,98	3,0	1,13	2,64	2,32
8	1,03	3,0	1,11	2,78	2,20
9	1,68	10,0	1,11	1,79	2,25
10	1,65	10,0	1,06	2,00	2,38
11	1,69	10,0	1,08	1,77	2,32
12	2,66	32,0	1,09	1,45	2,20
13	2,70	32,0	1,06	1,44	2,28

табл. 17 и рис. 6) следует, что при малых л. н. с. величина q , подсчитанная по формуле (24), закономерно уменьшается с ростом л. н. с.

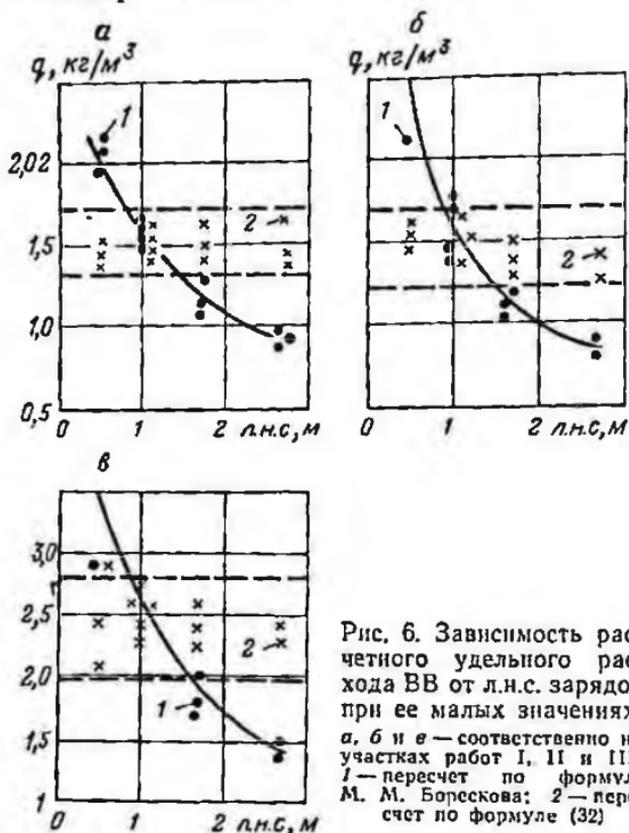


Рис. 6. Зависимость расчетного удельного расхода ВВ от л.н.с. зарядов при ее малых значениях: а, б и в — соответственно на участках работ I, II и III; 1 — пересчет по формуле М. М. Борескова; 2 — пересчет по формуле (32)

Статистический анализ результатов экспериментальных работ (при надежности 0,9) показывает, что для рыхлых грунтов можно записать

$$q = \frac{q_0}{\sqrt{W}}, \quad (31)$$

и соответственно формула М. М. Борескова для малых величин л. н. с. должна иметь вид

$$Q = \frac{q_0}{\sqrt{W}} W^3 (0,4 + 0,6 W^3). \quad (32)$$

Из выражения (31) видно, что q_0 — это расчетный

удельный расход ВВ при $W=1$ м, постоянный для определенного грунта и одной и той же марки ВВ. При расчетах массы зарядов величина q_0 принимается по данным табл. 7 и уточняется опытными взрывами.

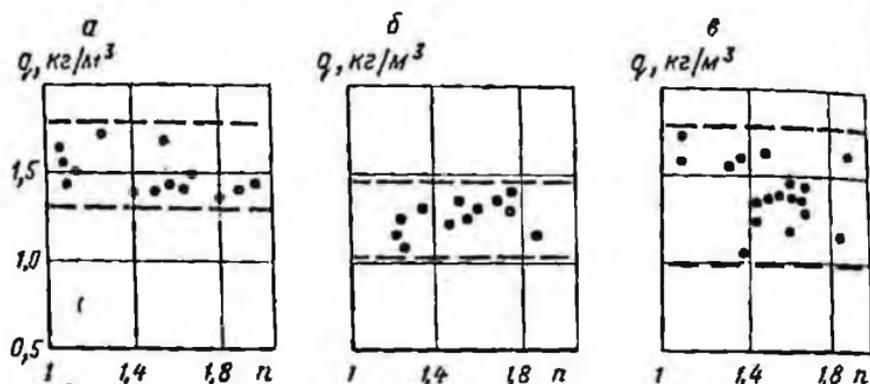


Рис. 7. Зависимость расчетного удельного расхода ВВ от показателя действия взрыва:

а, б и в — соответственно на участках работ I, II и III

Пригодность формулы (32) для малых л. н. с. подтверждается примерным постоянством экспериментальных величин q_0 (см. табл. 17 и рис. 6).

Экспериментально изучалась также зависимость расчетного удельного расхода ВВ от показателя действия взрыва при малой, но постоянной л. н. с. $W=1$ м. Полученные результаты (рис. 7) показали приемлемость формулы М. М. Борескова при взрыве на выброс с малыми л. н. с. Отклонения расчетного удельного расхода ВВ для отдельных взрывов от среднего, хотя и значительны, однако не отличаются какой-либо закономерностью.

Для расчета массы линейных зарядов выброса предложен ряд формул, из которых наиболее известны:

формула «Технических правил ведения взрывных работ» Гидроспецстроя [62]

$$Q_n = qW^2 0,6 \frac{1+n^2}{1-0,1n}; \quad (33)$$

формула «Технических правил ведения взрывных работ» Союзвзрывпрома [63]

$$Q_{\pi} = qW^2 2 \left(\frac{0,4 + 0,6n^3}{n+1} \right); \quad (34)$$

формула проф. Г. И. Покровского [37]

$$Q_{\pi} = qW^2 \frac{1}{n} \left(\frac{1+n^3}{2} \right)^2; \quad (35)$$

где Q_{π} — масса 1 м линейного заряда.

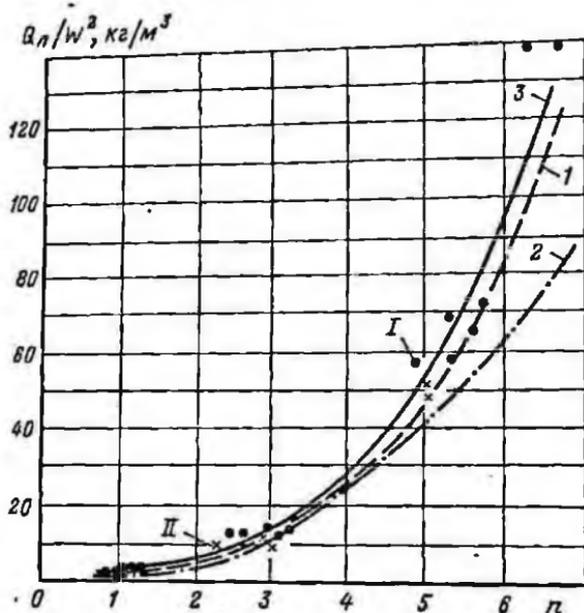


Рис. 8. Зависимость величины $\frac{Q_{\pi}}{W^2}$ от показателя действия взрыва n для линейных (I) и ряда сосредоточенных (II) зарядов при расчете по формулам:
1 — (33); 2 — (34); 3 — (35)

Формулы отличаются своей второй частью — функцией показателя действия взрыва. Пригодность различных выражений для функции показателя действия взрыва можно оценить, сравнивая их графики со значениями величины Q_{π}/qW^2 при разных экспериментально установленных показателях действия взрыва. Для правильно

подобранных выражений функции показателя действия взрыва должно соблюдаться условие $\frac{Q_n}{qW^2} = f(n)$ и экспериментальные точки должны располагаться вблизи графика функции во всем диапазоне показателя действия взрыва.

Результаты специально проведенных опытных работ для линейных, а также для ряда сосредоточенных зарядов показаны на рис. 8. Фактические значения $\frac{Q_n}{W^2}$ сопоставляются с графиками изменения величины $qf(n)$ в зависимости от показателя действия взрыва для разных расчетных формул. Значение функции показателя действия взрыва $f(n)$ принималось в соответствии с видом формулы. При $n < 3$ достоверность сравниваемых расчетных формул примерно одинакова. При $n > 3$ расчеты по формуле (34) дают уменьшенную массу зарядов. Наиболее пригодна для расчета массы линейных зарядов выброса формула (35).

Расчет размеров и объемов выемок выброса. Ширина выемок выброса на уровне земной поверхности рассчитывается по величинам l , n , c и показателя действия взрыва

$$D = 2nW. \quad (36)$$

Для определения наибольшей глубины выемок выброса, называемой обычно видимой глубиной выброса, для рыхлых грунтов наиболее пригодна формула

$$p = 0,5nW. \quad (37)$$

Другая — из известных расчетных формул

$$p = 0,33W(n-1) \quad (38)$$

в меньшей степени соответствует экспериментальным данным, в том числе полученным при проведении разведочных выработок [1].

Форма поперечного сечения выемок, образованных взрывом на выброс, — параболическая. Р. Я. Страусман при обобщении экспериментальных материалов по выемкам выброса сосредоточенных зарядов [56] получил их усредненное сечение с приведенными размерами (рис. 9). При этом глубина выемок на некотором расстоянии от вертикальной оси заряда приводилась к видимой глуби-

не выброса p , а поперечный размер (ширина воронки на различной глубине) — к полураствору $R = nW$.

Последние экспериментальные исследования Гидроспецпроекта полностью подтвердили геометрическое подобие в размерах и форме сечений разномасштабных выемок, образованных взрывом на выброс при критериях подобия, использованных Р. Я. Страусманом. Это установлено для площади сечения выемок выброса, образованных не только одиночными, но рядами сосредоточенных и линейных зарядами. Ряд сосредоточенных зарядов обеспечивает получение такой же выемки, как линейный заряд при равенстве величин n и W .

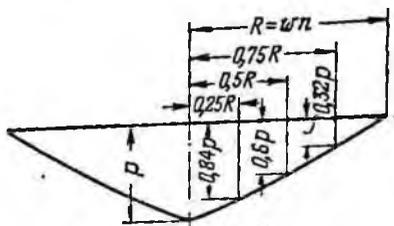


Рис. 9. Обобщенные форма и приведенные размеры площади поперечного сечения воронок выброса по данным [56]

Геометрическое подобие с теми же масштабами приведения, что и для размеров выемок, установлено также для формы и размеров навала.

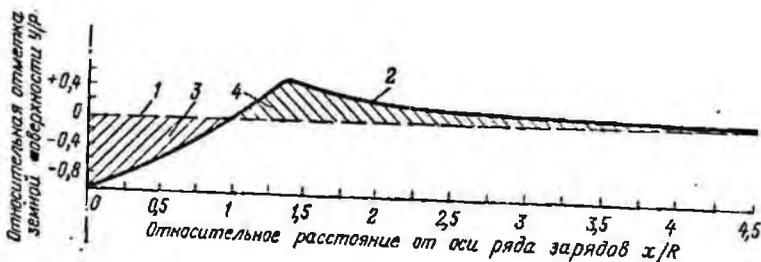


Рис. 10. Конфигурация и относительные размеры выемок и навала выброса для линейного или ряда сосредоточенных зарядов: 1 — положение поверхности до взрыва; 2 — то же, после взрыва; 3 — половина площади поперечного сечения; 4 — площадь поперечного сечения навала на борт воронки выброса

Конфигурация и размеры выемок и навала, образованных при взрыве на выброс, показаны на рис. 10. Графические данные рис. 10 и формула (37) позволяют

при проектировании определять положение земной поверхности после взрывов на выброс.

Аналитический контур поперечного сечения выемок, образованных в результате взрывания сосредоточенных или линейных зарядов, выражается уравнением параболы

$$\frac{y}{\rho} = 0,4 \left(\frac{x}{R} \right)^2 + 0,6 \frac{x}{R} - 1$$

или, переходя к абсолютным единицам и учитывая формулу (37),

$$y = \frac{0,1}{\rho} x^2 + 0,3 x - \rho. \quad (39)$$

Интегрирование выражения (39) приводит к формуле для подсчета площади поперечного сечения выемок

$$F_{\text{в}} = 2,3 \rho^2 = 0,6 n^2 W^2. \quad (40)$$

Для расчета ширины навала, как следует из графика (см. рис. 10), приемлема формула [63]

$$L_{\text{н}} = 5 n W. \quad (41)$$

Максимальная высота навала составляет

$$h_{\text{н}} = 0,45 \rho = 0,225 n W. \quad (42)$$

Мощность навала на определенном расстоянии от оси выемок, а также его объем могут находиться по графику (рис. 10).

При проведении разведочных выработок важными показателями, характеризующими эффект взрывания, являются объем выброса из проектного контура выработки и объем породы после взрыва, подлежащей уборке. Вопрос о подсчете этих объемов детально рассмотрен в работе [44].

Если ширина выемки, образованной взрывом на выброс, меньше или равна проектной ширине выработки, т. е. $\frac{D}{B} \leq 1$ (см. рис. 5), то объем выброса из проектного контура выработки следует вычислять по формуле

$$V_{\text{в}} = [F (k_{\text{р}} - 1) + 2,26 \rho^2] \frac{L + H \operatorname{ctg} \alpha}{k_{\text{р}}}, \quad (43)$$

где F — площадь проектного сечения выработки; $k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления породы, оставшейся в проект-

ном контуре выработки; H — проектная глубина выработки; L — проектная длина выработки по низу; α — угол откоса бортов выработки, градус.

Объем разрыхленной взрывом породы, оставшейся в проектных пределах выработки и подлежащий уборке, подсчитывают по формуле

$$V_y = (F - 2,26 \rho^2) \frac{L + H \operatorname{ctg} \alpha}{k_p}. \quad (44)$$

При $\frac{D}{B} > 1$ выемки вычисление объемов производят по формулам

$$V_n = \left[F(k_p - 1) + 2,26 \rho^2 - \frac{2(\rho - 0,25 B)^2 \sin \alpha}{\sin(\alpha - 30)} \right] \times \\ \times \frac{L + H \operatorname{ctg} \alpha}{k_p}; \quad (45)$$

$$V_y = \left[F - 2,26 \rho^2 + \frac{2(\rho - 0,25 B)^2 \sin \alpha}{\sin(\alpha - 30)} \right] \frac{L + H \operatorname{ctg} \alpha}{k_p}. \quad (46)$$

Если ширина выработки по низу заключается в интервале 0,6—1,0 м, их проектная глубина 0,5—3,0 м и угол откоса 45—90°, то объем породы, подлежащий уборке, следует определять по формуле

$$V_y = \left(1 - 0,45 n + \frac{0,06}{H} \right) \frac{F(L + H \operatorname{ctg} \alpha)}{k_p}. \quad (47)$$

Для разведочных выработок определяют также процент выброса породы взрывом, отражающий уровень ликвидации тяжелого ручного труда проходчиков по уборке породы вручную,

$$\Pi_n = \left(1 - \frac{V_y}{V_n} \right) 100, \%, \quad (48)$$

где V_n — проектный объем выработки,

$$V_n = F(L + H \operatorname{ctg} \alpha). \quad (49)$$

С учетом формулы (47) для определения процента выброса породы взрывом при проведении разведочных выработок по однослойной схеме можно использовать формулу

$$\Pi_n = \left(1 + \frac{0,45 n}{k_p} - \frac{1}{k_p} - \frac{0,06}{H k_p} \right) 100, \%, \quad (50)$$

В некоторых случаях бывает необходимо рассчитать не только объем, но и глубину разрыхленного слоя породы на дне выемки, образованной взрывом на выброс, по формуле

$$h_p = W - 0,5 nW + 0,062 \sqrt[3]{\Pi_{np} Q} \leq H - 0,5 nW. \quad (51)$$

Ограничивающее условие для формулы (51) введено в связи с тем, что зоны рыхления ограничиваются разведваемой скальной породой.

При проведении выработок по однослойной схеме и рациональной величине л. н. с., соответствующей формуле (23), относительная (к л. н. с.) мощность слоя рыхлой породы, оставшейся в выработке, приближенно составляет

$$\frac{h_p}{W} = 1 - 0,5 n + 0,062 \sqrt[3]{\Pi_{np} q_0 (0,4 + 0,6 n^3)}. \quad (52)$$

Объем породы для засыпки выработок после окончания работ складывается из объема выемок и объема породы, подлежащей ручной уборке

$$V_3 = \left[0,6 n^2 W^2 + F \left(1 - 0,45 + \frac{0,06}{H} \right) \right] \frac{L + H \operatorname{ctg} \alpha}{k_p}. \quad (53)$$

Приближенно можно подсчитать объем породы для засыпки выработки также через ширину выработки по низу и верху:

$$V_3 \cong 0,5 H (b + 2nW) \frac{L + H \operatorname{ctg} \alpha}{k_p}. \quad (54)$$

Однако при расчете по формуле (54) несколько завышается необходимый объем породы для засыпки. Более близка к формуле (53) по результатам расчета упрощенная формула

$$V_3 = nWH \frac{L + H \operatorname{ctg} \alpha}{k_p}. \quad (55)$$

Расчет расстояния между зарядами. Для расчета расстояния между сосредоточенными зарядами выброса предложен ряд формул. Наиболее известные из них:

$$\text{по работе [62]} \quad a = 0,55 W(n + 1); \quad (56)$$

$$\text{по работе [23]} \quad a = W\sqrt[3]{0,4 + 0,6n^3}; \quad (57)$$

$$\text{по работе [50]} \quad a = Wn. \quad (58)$$

Характеристикой степени взаимодействия зарядов выброса является величина $\frac{m}{n} = \frac{a}{R}$, где $m = \frac{a}{W}$ — относительное расстояние между зарядами. Каждой из приведенных расчетных формул соответствует определенная зависимость $\frac{m}{n} = f(n)$, показанная на рис. 11.

Экспериментальные данные показывают, что при взрывании ряда сосредоточенных зарядов с $\frac{m}{n} > 0,4$ вы-

емка образуется в основном как результат наложения воронок выброса отдельных зарядов без существенного увеличения их размеров за счет взаимодействия зарядов. Соответственно максимальная высота гребней между зарядами может быть определена при графическом наложении воронок выброса соседних зарядов. При этом оказывается, что возможная относительная высота гребней между заряда-

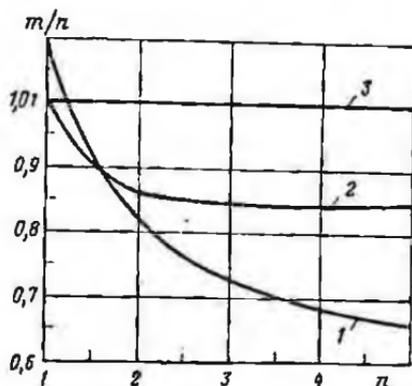


Рис. 11. Зависимость величины $\frac{m}{n}$ от показателя действия взрыва при расчете по формулам:

1 — (56); 2 — (57); 3 — (58)

ми $\frac{h_r}{p}$ (где h_r — высота гребня, см. рис. 12) зависит

только от величины $\frac{m}{n}$. Эта зависимость (рис. 13) получается из уравнения (39) при условии $x=0,5a$ и выражается в виде

$$\frac{h_r}{p} = 0,1\left(\frac{m}{n}\right)^2 + 0,3\frac{m}{n}. \quad (59)$$

Используя значение видимой глубины выброса по формуле (37), определяем возможную высоту гребней между зарядами

$$h_r = 0,025 \frac{a^2}{p} + 0,15 a. \quad (60)$$

Экспериментальные данные при взрывании аммонитом № 6-ЖВ суглинков влажностью 18% (табл. 18) по-

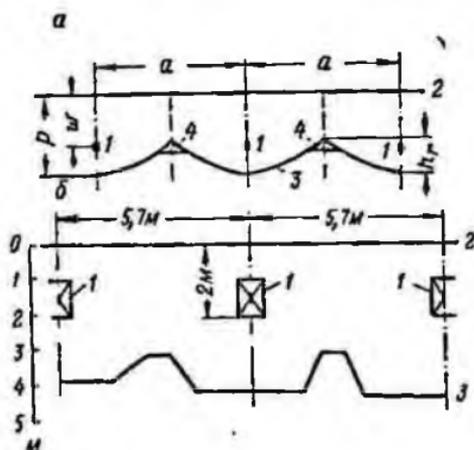


Рис. 12. Образование гребней:
а — схема; б — фрагмент разреза по геодезически данным; 1 — заряды ВВ; 2 — поверхность до взрыва; 3 — контур дна выемки; 4 — вершины гребней, склонные к осеванию

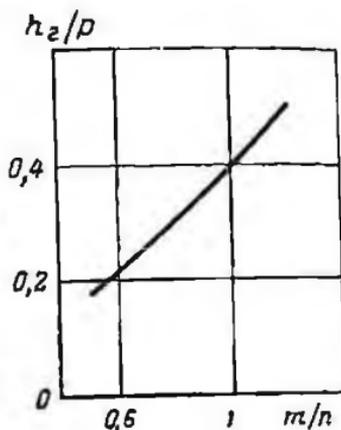


Рис. 13. Зависимость возможной относительной высоты гребней от величины m/n

казывают, что для глинистых грунтов высота гребней оказывается близкой к рассчитанной по формуле (60).

Зависимость высоты гребней от расстояния между зарядами по результатам измерений и расчету показана на рис. 14.

В супесчаных породах высота гребней уменьшается из-за осыпания их вершин, однако характер зависимости от расстояния между зарядами сохраняется. Следовательно, результаты расчета высоты гребней по формуле (60) следует рассматривать как максимально возможную величину.

При расчетах на стадии проектирования удобнее использовать формулу

$$h_r = 0,05 \frac{a^2}{nW} + 0,15 a. \quad (61)$$

Масса одного заряда, кг	Л. н. с. W , м	Показатель действия заряда	Расстояние между зарядами a , м	Видимая глубина выброса p , м	Высота гребней между зарядами, м		$h' = h_{II} - 0,025 \times$ $\frac{a^2}{p}$
					измеренная h_{II}	определенная по формуле (80)	
3,0	0,55	2,3	1,1	0,75	0,15	0,20	0,11
25,0	0,45	4,8	1,9	1,3	0,30	0,35	0,23
25,0	0,95	3,15	2,2	1,8	0,30	0,39	0,23
25,0	1,1	3,1	2,2	1,9	0,40	0,38	0,34
195	1,0	5,15	3,8	3,0	0,8	0,69	0,68
84,0	1,6	2,95	3,3	2,7	0,5	0,59	0,40
650	1,55	5,15	5,7	4,4	1,0	1,04	0,92

Из изложенного ясно, что высота гребней определяется расстоянием между зарядами и масштабом взрывов (величиной p или nW). В зависимости от назначения взрывов на выброс допустима различная степень неровности дна выемок и соответственно оправдано применение различных формул для расчета расстояний между зарядами.

Для взрывания на выброс при проведении разведочных выработок характерны частичный выброс породы из проектного контура выработки с после-

дующей дополнительной уборкой разрыхленной породы, а также малые масштабы взрывов. В таких условиях допустима некоторая неровность дна выемок и соответственно несколько увеличенное расстояние между зарядами. Так, например при $W=1,0$ м и $n=1,5$ проектная ви-

$$h' = h_{II} - 0,025 a^2 / p, \text{ м}$$

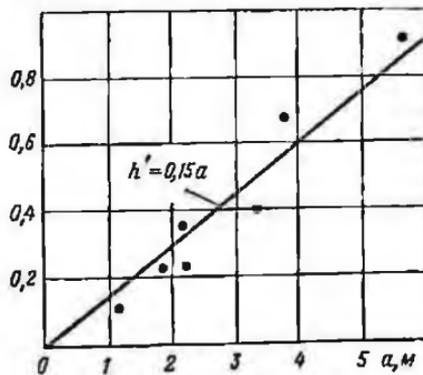


Рис. 14. Зависимость высоты гребней от расстояния между зарядами

днная глубина выброса составляет по формуле (42) 0,75 м. Если допустить неровность дна выемки ± 15 см, что вполне возможно, получим допустимую относительную высоту гребней $\frac{2 \cdot 15}{0,75} = 0,4$. Из графика (рис. 14) видно, что такой относительной высоте гребней соответствует величина $\frac{m}{n} = 1$, рекомендуемая формулой (58).

Экспериментальные исследования непосредственно на объектах геологоразведочных работ [1] также показывают приемлемость для расчета расстояния между зарядами выброса формулы вида (58).

Определение фактического расхода ВВ. На технико-экономических показателях взрывания на выброс очень существенно, а иногда и определяюще сказывается величина фактического удельного расхода ВВ на единицу работ. Обычно учитывается фактический удельный расход ВВ на: 1 м³ объема выброшенной породы; 1 м³ проектного объема выработки; 1 м длины выработки.

Необходимо отличать понятия фактического удельного расхода ВВ и расчетного удельного расхода (q_v или q_0), употребляемого при расчете массы зарядов выброса. Первая величина является показателем эффективности взрывания в данных условиях и зависит как от физико-механических свойств взрываемости пород, так и принятых технологии и параметров взрывания. Вторая величина, являясь коэффициентом пропорциональности в расчетных формулах, характеризует лишь сопротивляемость породы взрыву выброса определенного ВВ. Для конкретных условий работ расчетный удельный расход ВВ остается постоянным, фактический может изменяться в широких пределах в зависимости от применяемых параметров взрывания. Количественно фактический расход ВВ на 1 м³ выброшенной породы превышает расчетный удельный расход ВВ.

Для взрывания ряда сосредоточенных или линейного зарядов фактический расход ВВ можно (с приближением, зависящим от длины ряда) подсчитывать как отношение массы ВВ, приходящейся на 1 м длины выемки, к площади ее поперечного сечения. Соответственно для линейного заряда с учетом формул (35) и (40) получаем

$$q_{\Phi} = \frac{Q_n}{F_n} = 0,44 q \frac{(1+n^2)^2}{n^2}. \quad (62)$$

Из этого выражения ясно, что показатель действия взрыва определяет приведенный удельный расход ВВ на 1 м³ выброса q_{Φ}/q , характеризующий рациональность применяемых параметров взрывания с учетом сопротивляемости среды выбросу взрывом. Он может определяться по формуле

$$\bar{q}_{\Phi} = \frac{q_{\Phi}}{q} = 0,44 \frac{(1+n^2)^2}{n^2}. \quad (63)$$

Величину расхода ВВ на 1 м³ выброса часто связывают с так называемой приведенной величиной л. н. с. заряда. Она пропорциональна л. н. с., выраженной в диаметрах заряда, и для ряда сосредоточенных или линейного заряда выражается в виде

$$\bar{W} = \frac{W}{\sqrt{Q_n}}. \quad (64)$$

Приведенная л. н. с., как и показатель действия взрыва, может характеризовать рациональность параметров взрывания по расходу ВВ на 1 м³ выброса. Используя выражения (35), получаем

$$\bar{W} = \frac{W}{\sqrt{qW^2 \frac{1}{n} \left(\frac{1+n^2}{2}\right)^2}} = \frac{2\sqrt{n}}{\sqrt{q}(1+n^2)}. \quad (65)$$

Следовательно, величина приведенной л. н. с. зависит лишь от показателя действия взрыва и расчетного удельного расхода ВВ. Показатель действия взрыва однозначно определяет величину

$$\bar{W}_q = \bar{W}\sqrt{q} = \frac{2\sqrt{n}}{1+n^2}, \quad (66)$$

которая может быть названа обобщенной приведенной л. н. с. зарядов.

Обобщенная приведенная л. н. с. дополнительно учитывает размеры зарядов, необходимых для образования одинаковых выемок в различных по взрываемости породах.

Являясь обобщенными безразмерными критериями, величины \bar{q}_{Φ} и \bar{W}_q позволяют получить общие для раз-

личных пород закономерности действия взрыва на выброс.

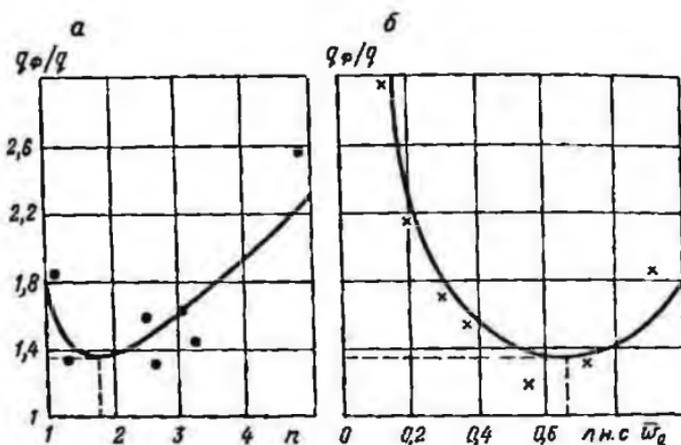


Рис. 15. Зависимости приведенного расхода ВВ от показателя действия взрыва (а) и приведенной л. н. с. зарядов (б)

С ростом показателя действия взрыва n , следовательно, соответствующим изменением обобщенной приведенной л. н. с. удельный расход ВВ на 1 м^3 выброса, как показывают данные табл. 19 и график рис. 15, сначала закономерно уменьшается, достигая минимума, а затем начинает увеличиваться.

Оптимальные по расходу ВВ на 1 м^3 выброса параметры взрывания и минимальная величина расхода ВВ

Таблица 19

Показатель действия взрыва	Обобщенная приведенная л. н. с. \bar{W}_q	Приведенный удельный расход ВВ на 1 м^3 выброса \bar{q}
1,0	1,0	1,76
1,2	0,9	1,51
1,5	0,75	1,38
1,73	0,66	1,35
2,0	0,56	1,37
2,5	0,44	1,48
3,0	0,35	1,63
5,0	0,17	2,33
7,0	0,15	3,18

находятся из выражения (59), если приравнять производную этого выражения нулю и решить получившееся уравнение

$$n_0^4 - 2n_0^2 - 3 = 0,$$

где $n_0 = \sqrt[3]{3} = 1,73$ представляет собой показатель действия взрыва, обеспечивающий наименьший возможный расход ВВ на 1 м³ выброса при любом значении л. н. с. Ему соответствует $\bar{W}_q = 0,66$ и рациональная приведенная л. н. с.

$$\bar{W} = \frac{0,66}{\sqrt{q}}. \quad (67)$$

Следовательно, рациональная обобщенная относительная л. н. с. стабильна для различных пород, а рациональная относительная л. н. с. колеблется в довольно узком диапазоне значений в зависимости от взрываемости породы.

$q, \text{ кг/м}^3$	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
$\bar{W}_p, \text{ м}^{1,5} \text{ кг}^{-0,5}$	0,60	0,56	0,52	0,49	0,47

Минимально возможный приведенный расход ВВ на 1 м³ выброса при $n = 1,73$ составляет 1,35, т. е. превышает расчетный удельный расход ВВ на 35%.

Из характера зависимостей $\bar{q} = f(n)$ и $\bar{q} = f(\bar{W}_q)$ видно, что по расходу ВВ на 1 м³ выброса можно рекомендовать некоторый рациональный диапазон для показателя действия взрыва $n = 1,5 \div 2,0$ и обобщенный приведенный л. н. с. $\bar{W}_q = 0,55 \div 0,75$.

Хотя величины \bar{W}_q , n_0 и \bar{W}_p для простоты вычислений определены нами с использованием формулы для расчета массы линейных зарядов, они справедливы для взрывания ряда сосредоточенных зарядов, что объясняется аналогией в действии линейного и ряда сосредоточенных взаимодействующих зарядов при равенстве количества ВВ, приходящегося на единицу длины образующих выемок.

Полученная аналитическая зависимость расхода ВВ на 1 м³ выброса от обобщенной приведенной л. н. с. зарядов соответствует результатам экспериментальных исследований [70].

Обобщенные графики рис. 15 могут использоваться при проектировании для выбора параметров взрывания, обеспечивающих минимальный расход ВВ на 1 м³ выброса в породах с известным расчетным удельным расходом ВВ — q_0 , а также для определения численной величины расхода ВВ на 1 м³ выброса.

Необходимо, однако, учитывать, что обеспечение минимального расхода ВВ на 1 м³ выброса может служить критерием рациональности применяемых параметров взрывания лишь тогда, когда затраты на взрывание составляют подавляющую часть (например, 90%) всех затрат на образование проектной выемки. Если же затраты на другие технологические операции при образовании выемок (проходку зарядных камер для ВВ, уборку оставшейся в пределах проектной выемки горной массы) одного порядка с затратами на взрывание, следует исходить из более общих критериев рациональности параметров взрывания.

Основной величиной при проведении разведочных выработок является расход ВВ на единицу длины выемки. При проведении выработок по однослойной схеме его величину определяют по формуле

$$q_n = \frac{k_n Q}{a}, \quad (68)$$

где k_n — коэффициент, учитывающий расход ВВ на простреливание шпуров.

При использовании котловых шпуров

$$k_n = 1 + \frac{1}{\Pi_{np}}, \quad (69)$$

и изменяется от 1,01 до 1,10. При применении для размещения зарядов лунок $k_n = 1$.

Расход ВВ на 1 м³ проектного объема выработок связан с другими характеристиками фактического удельного расхода ВВ зависимостью

$$q_{об} = \frac{q_n}{F}. \quad (70)$$

Особенности расчета радиуса опасной по разлету породы зоны. Единными правилами безопасности при взрывных работах предусматривается определять величины радиуса опасной зоны по разлету отдельных кусков для

различных л. н. с. и показателя действия взрыва согласно данным, приведенным в табл. 20.

Таблица 20

Л. н. с., м	Радиус опасной зоны (м) при значении показателя действия взрыва							
	для людей				для механизмов			
	1,0	1,5	2,0	2,5—3,0	1,0	1,5	2,0	2,5—3,0
1,5	200	300	350	400	100	150	250	300
2,0	200	400	500	600	100	200	350	400
4,0	300	500	700	800	150	250	500	550
6,0	300	600	800	1000	150	300	550	650
8,0	400	600	800	1000	200	300	600	700
10,0	500	700	900	1000	250	400	600	700

При взрывании на косогорах с уклоном местности 30° и более, а также на возвышенных участках (с превышением высот более 30 м) радиус опасной зоны в сторону понижения должен увеличиваться в 1,5 раза. Однако в Единых правилах безопасности отсутствуют данные о радиусе опасной зоны при взрывах на выброс с л. н. с., меньшей 1,5 м, что как раз характерно для проведения разведочных выработок. Не содержится и рекомендаций по величинам радиуса опасной зоны для взрывов с большими ($n > 3$) показателями действия взрыва.

Проведенные наблюдения за разлетом кусков породы при взрывах с л. н. с. до 2 м показали, что максимальная дальность разлета кусков (перпендикулярно фронту линии зарядов) пропорциональна полураствору выемок выброса (т. е. величине nW) и в определенной степени зависит от баллистических качеств взрывающей среды и может быть выражена формулой

$$L_p = 115 k_b nW, \quad (71)$$

где L_p — максимальная дальность разлета кусков породы; k_b — коэффициент баллистических качеств породы (приблизительно равный 0,8 для супесей, 1,0 для суглинков, 1,1 для глины, 1,2 для скальных пород).

Для определения радиуса опасной зоны по разлету кусков необходимо дополнительно учесть желаемую надежность обеспечения безопасности и объем статистического материала, использованного при получении формулы (71).

Согласно известным положениям статистики можно записать

$$L_0 = L_p \left(1 + \frac{\lambda k_{\text{вар}}}{100\sqrt{N}} \right), \quad (72)$$

где L_0 — радиус опасной зоны по разлету кусков; $k_{\text{вар}}$ — коэффициент вариации экспериментальных данных для зависимости (71); λ — нормируемое отклонение, определяемое по статистическим таблицам в зависимости от необходимой надежности и числа наблюдений N .

Выражение в скобках в формуле (72) представляет собой статистически обоснованный коэффициент запаса.

Можно принять надежность определения радиуса опасной зоны для обычных взрывов на выброс, равной 0,99, для особо ответственных — 0,999. Тогда с учетом коэффициента запаса формулы для расчета радиуса опасной зоны по разлету кусков для зарядов выброса с л. н. с. до 2 м приобретают вид:

для обычных взрывов

$$L_0 = 135 k_6 nW; \quad (73)$$

для особо ответственных по безопасности взрывов

$$L_0 = 150 k_6 nW. \quad (74)$$

Для зарядов выброса с л. н. с. более 2 м следует пользоваться рекомендациями Единых правил безопасности при взрывных работах. В некоторых случаях важно учитывать, что при взрывании ряда сосредоточенных или линейного заряда в разлете кусков имеется направленность — дальность максимального разлета перпендикулярно линии зарядов, примерно в 2 раза больше, чем в торцевом направлении.

ГЛАВА III

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ОТКРЫТЫХ РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 9. Критерии рациональности параметров взрывных работ

Выбор критериев рациональности параметров взрывания при проведении разведочных выработок зависит от задач и условий ведения работ. Возможны три основных критерия рациональности параметров взрывания на выброс при проведении разведочных выработок, основанные на условиях:

достижения минимальной стоимости проведения 1 м выработки;

достижения заданной производительности труда;

достижения наименьшей стоимости проведения 1 м выработки при обеспечении установленной высокой производительности труда.

Первый из этих критериев — по минимальной стоимости проведения 1 м выработки пригоден в условиях ведения систематических работ по проведению выработок при устойчивом производственном плане, полностью обеспеченном рабочей силой. В общем виде критерий минимальной стоимости может быть представлен выражением

$$C_{\text{п}} = C_{\text{к}} + C_{\text{вз}} + C_{\text{у}} + C_{\text{з}} = C_{\text{мин}} \quad (75)$$

где $C_{\text{п}}$, $C_{\text{к}}$, $C_{\text{вз}}$, $C_{\text{у}}$, $C_{\text{з}}$ — стоимость, отнесенная к 1 м выработок, соответственно полная, затраты на образование зарядных камер (бурение и простреливание или проходка лунок), затраты на зарядание и взрывание (включая стоимость ВВ), затраты на уборку и засыпку выработок после окончания работ; $C_{\text{мин}}$ — минимально возможная в конкретных условиях стоимость проведения 1 м разведочных выработок.

При однослойной схеме проведения стоимость 1 м разведочных выработок составляет

$$C_{\Pi} = r_{\kappa} \frac{W}{a} + r_{\text{ВВ}} q_{\text{д}} + r_{\text{у}} V'_{\text{у}} + r_{\text{з}} V'_{\text{з}}, \text{ руб./м,} \quad (76)$$

где r_{κ} — стоимость получения 1 м зарядной камеры; $r_{\text{ВВ}}$ — стоимость с учетом расходов по транспортированию 1 кг ВВ; $r_{\text{у}}$ — стоимость уборки 1 м³ породы вручную, руб.; $r_{\text{з}}$ — стоимость засыпки 1 м³ породы, руб. (см. приложение IV); $\frac{W}{a}$ — расход шпурометров на 1 м выработки; $q_{\text{д}}$ — расход ВВ на 1 м выработки; $V'_{\text{у}}$ — объем породы, убираемой вручную с 1 м выработки; $V'_{\text{з}}$ — объем породы при засыпке 1 м выработки.

С учетом выражения (73) первый критерий рациональности для однослойной схемы проведения выработок можно записать в виде:

$$C_{\Pi} = r_{\kappa} \frac{W}{a} + r_{\text{ВВ}} q_{\text{д}} + r_{\text{у}} V'_{\text{у}} + r_{\text{з}} V'_{\text{з}} = C_{\text{min}}. \quad (77)$$

Второй возможный критерий рациональности параметров взрывания — достижение заданной производительности труда — может иметь ограниченное применение. Он допустим, когда имеющейся рабочей силы, недостаточно для выполнения производственного плана при минимальной или близкой к ней стоимости единицы работ. В таких условиях целесообразно повысить стоимость проведения выработок, ориентируясь на высокую производительность труда.

Производительность труда обратно пропорциональна трудоемкости проведения 1 м выработки, т. е.

$$P_{\Pi} = \frac{d}{T_{\kappa} + T_{\text{В.з}} + T_{\text{у}} + T_{\text{з}}}, \text{ м/чел-смену,} \quad (78)$$

где d — продолжительность рабочей смены, ч; T_{κ} , $T_{\text{В.з}}$, $T_{\text{у}}$ и $T_{\text{з}}$ — затраты времени, отнесенные к 1 м выработки, соответственно на образование зарядных камер (шпуров, лунок), взрывание зарядов ВВ, уборку породы и последующую засыпку, чел-ч.

Заданная производительность труда определяется в зависимости от величины производственного задания и числа рабочих смен по формуле

$$P_{\text{з}} = \frac{Y}{M}, \text{ м/чел-смену,} \quad (79)$$

где Y — протяженность выработок, предусмотренных к 100

проведению производственным планом, m ; M — число человеко-смен работы за плановый период, подсчитан- ный как произведение числа смен работы и численности рабочих.

Необходимо учитывать, что производительность тру- да может возрасти за счет изменения параметров взрывания лишь до определенной максимальной вели- чины, соответствующей полному выбросу породы из про- ектного контура выработок и нулевой трудоемкости ра- бот по уборке породы. Эта максимальная производи- тельность труда составляет

$$P_{n \max} = \frac{d}{T_k + T_{в.з} + T_3}, \text{ м/чел-смен.} \quad (80)$$

Из изложенного следует, что критерий достижения заданной производительности труда имеет вид

$$P_n = \frac{d}{T_k + T_{в.з} + T_y + T_3} = \frac{Y}{M} \leq \frac{d}{T_k + T_{в.з} + T_3}. \quad (81)$$

При проведении разведочных выработок по одно- слойной схеме затраты времени по отдельным техноло- гическим операциям, отнесенные к 1 м выработки

$$T_k = t_k \frac{W}{a}, \quad (82)$$

$$T_{в.з} = t_{вв} q_A, \quad (83)$$

$$T_y = t_y V'_y, \quad (84)$$

$$T_3 = t_3 V'_3, \quad (85)$$

где t_k , $t_{вв}$, t_y и t_3 — трудоемкости соответственно обра- зования 1 м зарядной камеры, взрывания 1 кг ВВ, убор- ки 1 м³ и засыпки разрыхленной породы, чел-ч/м³ (см. приложение IV).

С учетом выражений (79) — (85) условие рациональ- ности параметров взрывания по достижению заданной производительности труда для однослойной схемы про- ведения выработок

$$P_n = \frac{d}{\frac{t_k W}{a} + t_{вв} q_A + t_y V'_y + t_3 V'_3} =$$

$$= \frac{Y}{M} \leq \frac{d}{\frac{t_k W}{a} + t_{BB} q_d + t_3 V_3'} \quad (86)$$

Третий критерий рациональности параметров взрывания — достижение наименьшей стоимости проведения 1 м выработок при обеспечении установленной высокой производительности труда носит более общий характер, чем первые два, и именно этот критерий следует использовать в большинстве случаев. Он предполагает взаимосвязь и соответствие производственного плана и рабочей смены. При этом уровень производительности труда устанавливается с учетом достигнутых показателей, передового опыта работ и экономически оправданного уменьшения объема ручного труда по уборке породы. При правильно установленном и достаточно высоком уровне производительности труда стоимость проведения 1 м выработок хотя и превышает минимально возможную, но относительно не намного, находясь в некотором диапазоне рациональных значений стоимости проведения.

В общем виде критерий рациональности параметров взрывания по наименьшей стоимости проведения 1 м выработок при установленной высокой производительности труда записывается в виде

$$\left. \begin{aligned} C_n &= C_k + C_b + C_y + C_3 \rightarrow C_{\min i} \\ \Pi_n &= \frac{d}{T_k + T_{в.з} + T_y + T_3} \geq \Pi_y \end{aligned} \right\} \quad (87)$$

где Π_y — установленная производительность труда, которая не может превышать Π_{\max} , м/чел-смену.

Применительно к однослойной схеме проведения выработок условия рациональности по рассматриваемому критерию

$$\left. \begin{aligned} C_n &= \frac{r_k W}{a} + r_{BB} q_d + r_y V_y' + r_3 V_3' \rightarrow C_{\min i} \\ \Pi_n &= \frac{d}{t_k \frac{W}{a} + t_{BB} q_d + t_y V_y' + t_3 V_3'} \geq \Pi_y \end{aligned} \right\} \quad (88)$$

§ 10. Методы определения рациональных параметров взрывных работ

Определение рациональных параметров взрывания сводится к отысканию их значений, удовлетворяющих принятому критерию рациональности. Для этого необходимо установить и проанализировать для конкретных условий зависимости стоимости и производительности работ от параметров взрывания. Анализ производится на основе данных специально проводимых экспериментальных работ или расчетно-аналитическим методом.

Расчетно-аналитический метод определения рациональных параметров взрывания не является теоретическим, а основан на предыдущем опыте взрывных работ, который позволил установить определенные закономерности действия взрыва на выброс и соответствующие им зависимости результатов взрывания от его параметров, излагавшиеся в § 8. В связи с этим расчетно-аналитический метод становится возможным применить тогда, когда закономерности технологического процесса проведения разведочных выработок, в частности действия взрыва, ясны настолько, что можно составить целевые функции для выражения стоимости и производительности работ в зависимости от параметров взрывания. По сравнению с экспериментальным расчетно-аналитический метод позволяет намного сократить трудоемкость и уменьшить сроки работ по определению рациональных параметров взрывания, а также повысить общую обоснованность принимаемых технологических решений для типичных условий проведения разведочных канав и траншей.

При однослойной схеме проведения разведочных выработок можно применять как экспериментальный, так и расчетно-аналитический метод определения рациональных параметров взрывания. Основным из них должен быть расчетно-аналитический.

При использовании экспериментального метода на объекте, для которого установлены проектные сечения выработок, расчетный удельный расход ВВ при л. н. с., равной 1 м, q_0 и рациональная марка ВВ, производят при проведении выработок опытные взрывы. В них должны последовательно изменяться параметры взрывания — масса зарядов, расстояние между зарядами и

л. н. с. зарядов. Однако, поскольку возможное число вариантов сочетания трех упомянутых параметров очень велико, обычно один или даже два из них сохраняют постоянными. Так, можно оставлять постоянным расстояние между зарядами и получать различные значения такого параметра взрывания, как расход ВВ на 1 м длины выработки, изменяя массу отдельных зарядов ВВ. При необходимости еще больше сократить программу исследований принимается постоянной величина л. н. с., например, из условий обеспечения полного рыхления оставшейся в выработке породы или производительного бурения.

Диапазон изменения параметров взрывания, принятых переменными, должен быть достаточно широк, чтобы получить существенно разные результаты взрывания — фактический показатель действия взрыва, процент выброса из проектного контура выработки и объем породы, оставшейся в проектных пределах выработки. Необходимое минимальное число различных значений переменного параметра взрывания — 4—5.

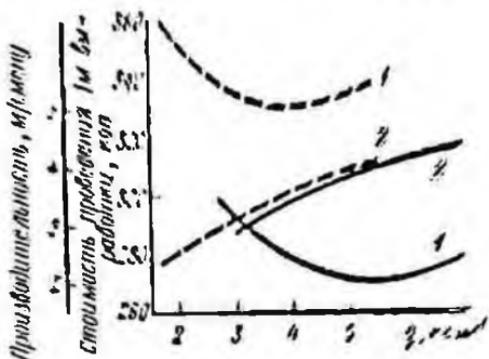
Для повышения надежности оценки получаемых результатов взрывания они для каждого определенного варианта параметров должны быть достаточно представительны по объему, для чего число опытных взрывов с одинаковыми параметрами взрывания должно быть не меньше трех.

Параметры и результаты всех опытных взрывов фиксируются. При этом ведутся хронометражные наблюдения за бурением, взрыванием и уборкой породы для определения затрат и производительности труда при данных параметрах взрывания, и замерами устанавливаются форма и размеры получившихся выемок, а также объем породы, подлежащей уборке вручную. На основе полученных данных с учетом действующих на объекте работ, расценок и норм выработки подсчитываются для каждого варианта параметров взрывания фактическая стоимость 1 м выработки путем суммирования затрат по процессам бурения, взрывания и уборки породы.

Комплекс проведенных исследований позволяет получить графики зависимости стоимости проведения 1 м выработок и производительности труда от менявшихся параметров взрывания, например графики $C_{\text{п}} = f(q_{\text{д}})$ и $P_{\text{п}} = f(q_{\text{д}})$.

Эти графики показывают, каким образом с увеличением расхода ВВ на 1 м выработки (при этом стоимость проведения уменьшается вследствие уменьшения затрат на уборку пород, достигая минимума и затем начинает увеличиваться, при этом...

Рис. 16. Зависимость стоимости проведения 1 м выработки (1) и производительности труда (2) от удельного расхода ВВ: — при взрывании скважины № 6-ЖВ; — при взрывании графита АС



затрат на взрывании становится больше экономии от уборки. Производительность труда с увеличением расхода ВВ на 1 м выработки растет, стремясь к максимуму.

Зависимость стоимости проведения 1 м выработки от производительности труда от применяемых параметров взрывания показана на рис. 16 [6].

Пользуясь графиками стоимости и производительности работ при различных параметрах взрывания, полученным экспериментальным методом, можно выбрать рациональные параметры взрывания, соответствующие принятым критериям рациональности.

Экспериментальный метод определения рациональных параметров взрывания требует значительных затрат труда и времени, так как по существу применительно к каждому объекту работ необходимо проведение специального экспериментального исследования [34].

Расчетно-аналитический метод определения рациональных параметров взрывания базируется на знании целевых функций, служащих критериями рациональности для однослойной схемы проведения, т. е. выражений (77), (86) и (88). Рассмотрим последовательно аналитическое определение параметров взрывания, соответствующих различным критериям рациональности.

Согласно первому из них следует найти параметры взрывания, при которых сумма затрат на проведение 1 м выработок, выражаемая формулой (75), будет минимальной. Такие задачи по нахождению минимума функции нескольких переменных обычны при инженерно-техническом анализе. Геометрически они интерпретируются как нахождение седловой точки многомерной поверхности и решаются стандартными математическими методами исследования функций на экстремум. Для этого все слагаемые функции должны быть выражены через независимые переменные (в нашем случае — проектные параметры взрывания) и затем частные производные функции по переменным приравнены нулю. Совместное решение полученных уравнений позволяет найти условия минимального значения функции, т. е. применительно к нашей задаче минимальной стоимости 1 м выработки.

При однослойной схеме проведения разведочных выработок задаются три параметра взрывов на выброс: л. н. с. зарядов, их масса и расстояние между ними. Однако фактически л. н. с. и расстояние между зарядами не могут считаться независимыми, произвольно изменяемыми переменными. Величина л. н. с. и масса применяемых зарядов должны обеспечивать полное рыхление оставшейся в проектных пределах выработки породы без нарушения взрывом разведываемых подстилающих пород. Минимальная величина л. н. с. зависит главным образом от проектной глубины канав H . Отношение минимальной л. н. с. к проектной глубине выработки $\left(\frac{W_{\min}}{H}\right)$ колеблется от 0,7 до 0,75 для супесей, от 0,75 до 0,8 для суглинков и от 0,8 до 0,85 для мерзлых пород. По условию сохранности разведываемых пород максимальная величина л. н. с. зарядов должна быть несколько меньше проектной глубины выработки, т. е. приближенно $\frac{W_{\max}}{H} = 1,0$. Возможный диапазон изменения рационального отношения л. н. с. к проектной глубине выработки позволяет принять величину этого отношения постоянной, равной 0,9, и соответ-

$$W = 0,9H, \quad (89)$$

что соответствует практическим данным.

Расстояние между зарядами выброса при проведении разведочных выработок, как указывалось в § 8, можно принимать равным произведению л. н. с. зарядов на показатель действия взрыва.

Расход ВВ на 1 м выработки, входящий в условие (77), можно определять по формулам (32) и (58).

Объем породы, подлежащей уборке на 1 м выработки с учетом формулы (47), с некоторым приближением составляет

$$V'_y = \frac{F}{k_p} \left(1 - \frac{0,5 n W}{H} + \frac{0,06}{H} \right). \quad (90)$$

или, учитывая принятую связь л. н. с. с проектной глубиной выработок,

$$V'_y = \frac{F}{k_p} \left(1 - 0,45 n + \frac{0,07}{W} \right). \quad (91)$$

Объем породы для засыпки 1 м выработки с учетом формул (55) и (89) приближенно составляет

$$V'_z = 1,1 \frac{n W^2}{k_p}. \quad (92)$$

Преобразовав функцию (76), получим

$$C_n = \frac{r_k}{n} + r_{ВВ} k_n q_0 \frac{W^2}{\sqrt{W}} \left(\frac{0,4}{n} + 0,6 n^2 \right) + \\ + \frac{r_y F}{k_p} \left(1 - 0,45 n + \frac{0,07}{W} \right) + 1,1 r_s \frac{n W^2}{k_p}. \quad (93)$$

Выражение (93) представляет собой в общем виде сумму затрат на проведение 1 м выработки, находящуюся для определенных условий работ в зависимости лишь от одной переменной величины — показателя действия взрыва n . Все остальные величины в формуле (93) характеризуют условия взрывания.

Найдя производную уравнения (93) и решив ее по условию минимума (при этом используется приближенное решение кубического уравнения), получаем формулу для расчета показателя действия взрыва, обеспечивающего минимальную стоимость проведения 1 м выработки, т. е. отвечающего первому критерию рациональности

$$n_0 = \sqrt{\frac{2,2 r_{\text{ВВ}} k_n q_0 W^2 + r_k \sqrt{W}}{2,8 r_{\text{ВВ}} k_n q_0 W^2 - \frac{\sqrt{W}}{k_p} (0,45 r_y F + 1,1 r_3 W^2)}} \cdot (94)$$

Согласно второму критерию рациональности следует определить параметры взрывания, обеспечивающие заданную производительность труда, для чего при однослойной схеме проведения выработок должно соблюдаться условие (86). Подставив в него функциональные зависимости для расстояния между зарядами, расхода ВВ на 1 м выработки и объема породы, подлежащей уборке и засыпке, соответственно по формулам (58), (68), (91) и (92) получим уравнение

$$\frac{t_k}{n_3} + t_{\text{ВВ}} k_n q_0 \frac{W^2}{\sqrt{W}} \left(\frac{0,4}{n_3} + 0,6 n_3^2 \right) + \frac{t_y F}{k_p} \times \\ \times \left(1 - 0,45 n_3 + \frac{0,07}{W} \right) + 1,1 t_3 \frac{n_3 W^2}{k_p} - \frac{Y}{Md} = 0.$$

Для определенных условий взрывания переменной величиной в этом уравнении является показатель действия взрыва n_3 , остальные величины постоянны. Поэтому, решив уравнение, можно найти показатель действия взрыва, обеспечивающий производительность труда, необходимую для выполнения производственного плана Y за число человеко-смен M . При решении уравнения дважды выполняется замена функциональных зависимостей: вначале взамен $f_1 = \frac{0,4}{n_3} + 0,6 n_3^2$ подставляется примерно равноценная $f_2 = 1,6 n_3 - 0,7$, затем после простых математических преобразований вместо функции $f_3 = 0,15 n_3^2$ подставляется $f_4 = 0,45 n_3 - 0,3$. В результате получаем

$$n_3 = \frac{t_k \sqrt{W} - 3,2 t_{\text{ВВ}} k_n q_0 W^2 + 0,9 \frac{t_y}{k_p} F \sqrt{W}}{\frac{Md}{Y} \sqrt{W} - 4,1 t_{\text{ВВ}} k_n q_0 W^2 +} \\ + \frac{0,35}{k_p} t_y F \left(1 - \frac{0,15}{W} \right) \sqrt{W} + 1,1 t_3 \frac{W^2}{k_p}} \cdot (95)$$

При использовании третьего, наиболее общего критерия рациональности, предусматривающего наименьшую

стоимость проведения 1 м выработки при обеспеченной установленной производительности труда, рациональный показатель действия взрыва $n_{\text{рвц}}$ находится путем совместного учета полученных расчетных выражений для первого и второго критериев. При этом в формулу (95) вносится необходимое изменение для характеристики установленного уровня производительности труда. Рациональный показатель действия взрыва определяется по выражению

$$n_{\text{рвц}} = \sqrt{\frac{2,2 r_{\text{ВВ}} k_{\text{п}} q_0 W^2 + r_{\text{н}} l' W}{2,8 r_{\text{ВВ}} k_{\text{п}} q_0 W^2 - \frac{l' W}{k_{\text{р}}} (0,15 r_{\text{у}} F + 1,1 r_{\text{д}} W^2)}} \cdot \frac{t_{\text{к}} l' W - 3,2 t_{\text{ВВ}} k_{\text{п}} q_0 W^2 + 0,9 \frac{t_{\text{у}}}{k_{\text{р}}} F l' W}{\frac{d}{\Pi_{\text{у}}} l' W - 4,1 t_{\text{ВВ}} k_{\text{п}} q_0 W^2 + \frac{0,35}{k_{\text{р}}} t_{\text{у}} F \left(1 - \frac{0,15}{W}\right) l' W + 1,1 t_{\text{д}} \frac{W^2}{k_{\text{р}}}} \quad (96)$$

Если каналы не засыпают, величины $r_{\text{з}}$ и $t_{\text{з}}$ в формулах (94), (95) и (96) принимаются равными нулю.

Согласно формуле (96) показатель действия взрыва следует рассчитывать дважды — в левой части по стоимости 1 м выработки, в правой — по производительности труда и принимать большее из полученных расчетом значений.

Определяя величину показателя действия взрыва по формулам, соответствующим разным критериям рациональности, необходимо учитывать также пределы возможного изменения рациональных значений показателя действия взрыва. Максимальная величина рационального показателя действия взрыва ограничивается условием равенства видимой глубины выброса проектной глубине выработки $P=H$. Оно достигается, как следует из формул (37) и (29), при $n=2,2$. Минимум величины рационального показателя действия взрыва близок к 1, следовательно,

$$1 < n_0, n_3, n_{\text{рвц}} < 2,2. \quad (97)$$

Если результат расчета по формулам (94), (95) и

1(96) оказывается меньше 1, его следует принимать равным 1, при получении результата больше 2,2 — принимать равным 2,2. В отдельных случаях (при 2,8 $r_{вв} K_{п} q_0 W^2 \leq \frac{\sqrt{W}}{k_p} (0,45 r_y F + 1,1 r_3 W^2)$) знаменатель подрадикального выражения в формулах (94) и (96) может получиться отрицательным или равным нулю. Значение рационального показателя действия взрыва при этом следует принимать равным 2,2.

Установленное соответственно принятому критерию рациональности значение показателя действия взрыва используется затем для расчета других параметров, а также ожидаемых результатов взрывания.

Общий порядок применения расчетно-аналитического метода должен быть следующим.

1. По известным условиям и задачам работ устанавливают геометрические параметры проектного сечения выработки — H, b, a, B и вычисляют его площадь F .

2. Принимают по рекомендациям § 9 критерий рациональности параметров взрывания.

3. Применительно к объекту работ определяют согласно рекомендациям § 4 категорию пород по буримости, расчетный удельный расход q_0 , коэффициент разрыхления k_p (см. приложение IV) значения трудоемкости $t_k, t_{дв}, t_y$ и стоимостных показателей $r_k, r_{вв}$ и r_y .

4. Из условия (89) определяют л. и. с. зарядов.

5. В соответствии с принятым критерием рациональности и условием (97) по одной из формул (94), (95) и (96) вычисляют показатель действия взрыва.

6. Подставляя найденное значение рационального показателя действия взрыва в формулы (58), (32), (36) и (37), подсчитывают соответственно расстояние между зарядами, их массу и проектные размеры выемки (ширину и видимую глубину).

7. С учетом численного значения $\frac{D}{B}$ рассчитывают объем породы, подлежащей уборке, по формуле (44) или (46), а также процент выброса породы взрывом из проектного контура выработки по формуле (48).

8. По формулам (68), (70), (76), (78) производят расчет расхода ВВ на единицу работ, их стоимости и производительности труда.

Расчетно-аналитический и экспериментальный мето-

ды определения рациональных параметров взрывания сравнивались применительно к конкретным объектам и условиям работ по проведению открытых разведочных выработок. При этом сопоставлялись значения рациональных параметров взрывания, установленные расчетом и определенные на основании специальных экспериментальных работ.

В опытных работах, проводившихся в 1966—1970 гг. на объектах Мамско-Чуйской экспедиции Иркутского геологического управления на основе фактических результатов взрывания с разными параметрами, были определены по технологическим операциям затраты на проведение 1 м выработки при различном удельном расходе ВВ и построены графики зависимости затрат по операциям бурения (включая простреливание), взрывания и уборки породы, а также их суммы от расхода ВВ на 1 м выработки. По этим зависимостям из условия минимума затрат на 1 м выработки (т. е. по первому критерию) устанавливали рациональную величину расхода ВВ.

Расчет рационального удельного расхода ВВ аналитическим способом производили для конкретных условий опытных работ, включая л. я. с., расчетный удельный расход ВВ и стоимостные показатели работ. Соблюдался изложенный выше порядок определения рациональных параметров взрывания. Засыпка выработок не учитывалась. Результаты расчета рационального расхода ВВ и его определение экспериментальным методом сведены в табл. 21, из которой следует, что расхождение между расчетными и опытно установленными величинами рационального расхода ВВ на 1 м выработки не превышает в среднем $\pm 10\%$. Учитывая невысокую точность исходных данных, принятых для расчета, и замеров, выполняемых при проведении экспериментальных работ, совпадение результатов расчета и анализа экспериментальных данных можно признать вполне удовлетворительным. Отсюда следует, что расчетно-аналитический метод определения рациональных параметров взрывания пригоден для условий однослойной схемы проведения разведочных выработок.

При многослойной схеме проведения разведочных выработок действие взрывов на выброс изучено недостаточно. Отметим, что повторные взрывы выполняются

Таблица 21

Условия и параметры взрывания	Участок № 1	Участок № 2	Участок № 3
Проектная глубина выработки, м	1,5	1,5	2,0
Проектная ширина выработки по низу, м	1,0	1,0	1,0
Угол откоса стенок выработки, градус	70	70	65
Взрываемые породы	Средневлажные супеси		Многолетнемерзлые суглинки
ВВ	Аммонит № 6-ЖВ	Зерногранулит 80/20	Зерногранулит 80/20
Рациональный расход ВВ на 1 м выработки, установленный, кг:			
экспериментальным методом	2,4	2,7	7,8
расчетно-аналитическим методом	2,4	2,9	7,5

в зажиме: обнаженная поверхность ограничена площадью дна выработки, образованной предшествующими взрывами. В связи с этим ограничивается также возможный показатель действия взрыва и становятся непригодными расчетные формулы, характеризующие взаимосвязь массы зарядов с показателем действия взрыва. К тому же выбрасываемая повторными взрывами порода, чтобы быть удаленной за пределы проектного контура выработки, должна быть поднята существенно выше, чем при взрывах на неограниченную обнаженную поверхность. Объем выброса также уменьшается, поскольку стенки выработки ограничивают возможные направления разлета породы при повторных взрывах. По этим же причинам уменьшается и видимая глубина выброса для повторных взрывов и, следовательно, тоже не может рассчитываться по имеющимся формулам. Поэтому основным методом определения рациональных параметров взрывания при многослойной схеме проведения является экспериментальный. Аналитическими зависимостями можно пользоваться лишь на отдельных этапах подбора параметров.

Экспериментальный метод определения рациональных параметров взрывания при многослойной схеме проведения выработок принципиально не отличается от метода определения параметров взрывания при однослойной схеме проведения выработок. Конечной целью опытных работ является подбор параметров, удовлетворяющих необходимым критериям рациональности, общий вид которых одинаков для одно- и многослойной схемы проведения выработок. Для определения условий соблюдения критериев рациональности строят графики зависимости и производительности труда от основных параметров взрывания, например от расхода ВВ на 1 м выработки.

Поскольку общее число параметров взрывания, значения которых необходимо определить при многослойной схеме проведения выработок, велико и соответствующие расчетные формулы для них отсутствуют, то в опытных работах приходится отдельные параметры (для которых это возможно) рассчитывать аналитически, а другие принимать постоянными. К рассчитываемым параметрам относится число слоев, к принимаемым постоянными — л. н. с. и расстояние между зарядами в каждом слое. Опытным путем устанавливают рациональную массу зарядов во всех слоях и, следовательно, расход ВВ на 1 м выработки.

Рекомендуется следующий общий порядок определения экспериментальным методом рациональных параметров взрывания для многослойной схемы проведения выработок.

1. Глубину бурения шпуров принимают в пределах $h_{ш} = W = 1,0 - 1,3$ м.

2. Для известных условий работ, в том числе проектной глубины выработок, рассчитывают необходимое число слоев по формуле

$$j = \frac{H}{R_2 - R_1} = (0,8 + 0,0) \frac{H}{h_{ш}} \quad (96)$$

где R_1 — фактис, фактиса пороши на поверхности R_2 равный 10—20% глубины шпура.

3. Определяют расстояние между зарядами по формуле

$$a = (1,5 + 2,0) W \quad (97)$$

4. Рассчитывают по формуле (32) массу зарядов ВВ для первого слоя. При этом расчетный удельный расход ВВ q_0 принимают по рекомендациям § 3, а показатель действия взрыва принимают равным отношению проектной ширины выработки к удвоенной л. н. с. зарядов.

5. С принятыми для первого слоя параметрами взрывания проводят 3—4 взрыва и фиксируют их результаты и технико-экономические показатели, в частности расход ВВ на 1 м слоя выработки $q_{д1}$ и производительность труда в единицах длины слоя P_1 . На основе хронометражных наблюдений, тарифных ставок и данных о стоимости ВМ подсчитывают стоимость проведения 1 м длины первого слоя $C_{п1}$ как сумму затрат по операциям бурения, взрывания и подготовки мест для обуривания следующего слоя.

6. При сохранении тех же величин л. н. с. и расстояния между зарядами, как для первого слоя, выполняют 3—4 взрыва во втором слое при определенной постоянной массе зарядов. Фиксируют результаты этих взрывов, в том числе приращение видимой глубины выброса после взрыва, и устанавливают значения $q_{д2}$, P_2 и $C_{п2}$.

7. Аналогично выполняют во втором слое серии из 3—4 взрывов с другой массой зарядов. Различных значений массы зарядов для слоя должно быть не менее 4—5 с тем, чтобы получить приращение видимой глубины выброса примерно от 0,2 до 1,0 величины л. н. с.

8. На основе полученных данных строят графики зависимости стоимости и производительности работ от расхода ВВ на 1 м длины второго слоя и по ним выбирают рациональную массу зарядов и рациональный расход ВВ $q_{др2}$, которому соответствуют стоимость проведения 1 м слоя $C_{пр2}$ и производительность труда $P_{пр2}$.

9. При найденных рациональных параметрах для основного взрывания во втором слое выполняют повторное бурение и взрывание с целью дополнительного выброса разрыхленной породы (см. § 4). Величину л. н. с. для этих взрывов принимают постоянной, в пределах 0,6—0,8 м, расстояние между зарядами также постоянное, в 1,5—2,0 раза больше л. н. с. Должно быть проведено несколько (4—5) серий по 3—4 повторных взрыва в каждой серии. Серии отличаются друг от друга массой зарядов, которую так же, как и для основных взрывов в слое, принимают такой, чтобы в результате

взрывов получить требуемый диапазон изменения приращения видимой глубины выброса.

Наблюдения за результатами повторных взрывов выполняют так же, как за основными. Для каждой серии опытов должны быть получены значения расхода ВВ при повторном взрывании на 1 м длины слоя $q_{д2}^n$, производительность труда при повторном взрывании в метрах длины слоя $\Pi_{п2}^n$ и затраты на 1 м второго слоя по повторному взрыванию $C_{п2}^n$.

10. Строят графики зависимости стоимости и производительности работ от расхода ВВ на повторное взрывание и по ним выбирают рациональный расход ВВ на 1 м длины слоя для повторного взрывания $q_{д.р2}^n$, определяют показатель стоимости и производительности работ $C_{пр2}^n$ и $\Pi_{пр2}^n$.

11. Аналогично пунктам 6—10 производят опытные работы в последующих слоях разработки выработки, определяют стоимость и производительность работ для всех вариантов параметров взрывания в каждом слое.

12. При ведении опытных работ для последнего слоя выработки в расчетах стоимости проведения вместо затрат на подготовку мест для бурения шпуров учитывают расходы на уборку всей оставшейся в пределах проектного контура выработки разрыхленной породы.

13. По окончании опытных работ подсчитывают суммарный расход ВВ на 1 м выработки

$$q_{д.р} = q_{д1} + q_{д.р2} + \dots + q_{д.рj} + q_{д.р2}^n + \dots + q_{д.рj}^n; \quad (100)$$

стоимость проведения 1 м выработки

$$C_{п} = C_{п1} + C_{п.р2} + \dots + C_{п.рj} + C_{п.р2}^n + \dots + C_{п.рj}^n; \quad (101)$$

производительность труда

$$\Pi_{п} = \frac{1}{\frac{1}{\Pi_{п1}} + \frac{1}{\Pi_{п.р2}} + \dots + \frac{1}{\Pi_{п.рj}} + \frac{1}{\Pi_{п.р2}^n} + \dots + \frac{1}{\Pi_{п.рj}^n}}, \text{ м/чел-смену.} \quad (102)$$

§ 11. Исходные материалы и порядок проектирования параметров взрывных работ

Согласно «Единым правилам безопасности при взрывных работах» [26] все предприятия и организации, ведущие взрывные работы, должны иметь соответствующие проектные материалы и рабочую документацию, подготовленные и составленные в соответствии с требованиями правил безопасности и с учетом специфических особенностей выполняемых работ. Взрывные работы при проведении разведочных канав и траншей должны производиться только при наличии утвержденного паспорта буровзрывных работ (паспорта БВР), который составляется на основе результатов инженерно-технических расчетов или специальных опытных взрывов, выполняемых с целью установления рациональных параметров, технологии и показателей буровзрывного комплекса для конкретных условий проведения разведочных выработок.

В качестве основных исходных материалов для проектирования взрывных работ при проведении разведочных канав и траншей должны служить:

ситуационный план района взрывных работ с нанесенными на нем контурами имеющихся сооружений, проектируемых выработок, возможных мест расположения временных складов ВМ, укрытий для рабочих, подходов и подъездов к участку работ и др.;

геологическая оценка взрывааемых наносных отложений и подстилающих коренных пород с указанием их мощности (глубины) залегания и основных характеристик по следующим физико-механическим и горнотехническим свойствам: влажности, плотности, гранулометрическому составу, буримости, сопротивляемости взрыву выброса и крепости;

ведомость подсчета объема разрабатываемых пород с обоснованием принятых размеров проектируемых выработок.

Ситуационный план рельефа при взрывах на выброс должен захватывать площадь предполагаемого разлета кусков породы после взрыва; он составляется в крупном масштабе (1:200, 1:500). На плане желательно иметь вертикальные отметки для характерных высотных точек местности.

Таблица 22

Породы и гранулометрический состав	Плотность, т/м ³	Весовая влажность, %	Категория пород		
			по буримости (шкала ЕМВ—1969 г.)	по сопротивляемости взрыву выброса (шкала ЦНИГРИ)	по крепости (шкала проф. М. М. Протодяконова)
1	2	3	4	5	6

Геологическая характеристика разрабатываемых пород должна быть краткой и основываться на результатах испытаний породных образцов, отобранных непосредственно на участке работ из ранее проведенных выработок или естественных обнажений. Краткие инженерно-геологические сведения отдельно по взрываемым наносам и подстилающим коренным породам представляют по форме, составленной в виде табл. 22.

В ведомости подсчета объема проведения приводятся все необходимые исходные данные о проектной площади сечения выработок, их глубине, ширине и угле откоса стенок. Подсчет объемов горнопроходческих работ производят раздельно по каждой разновидности взрываемых пород с одновременной их дифференциацией по глубине проводимой выработки и представляют по форме, составленной в виде табл. 23.

Перечисленные исходные материалы являются основой для определения метода производства взрывных работ, выбора средств бурения и взрывчатых материалов, а также для производства инженерно-технических расчетов, выполняемых с целью установления рациональных параметров и показателей взрыва на выброс

Таблица 2

Категория пород по сопротивляемости взрыву выброса (шкала ЦНИГРИ)	Проектный угол откоса бортов канав, град	Проектные размеры выработки, м					Проектный объем горнопроходческих работ, м ³
		глубина	ширина		длина		
			поверху	подоу	поверху	подоу	
1	2	3	4	5	6	7	8

применительно к конкретным условиям проведения разведочных выработок. Метод проведения взрывных работ (шпуровой, котловых шпуров, малокамерных зарядов), способ и средства бурения (ручное или механизированное), взрывчатые материалы (ВВ и СВ) устанавливаются с учетом специфических особенностей проведения разведочных канав и траншей взрывным способом. При этом следует руководствоваться рекомендациями, приведенными в §§ 5 и 6. На основании собранных исходных материалов устанавливают также нормативные показатели трудоемкости работ по основным технологическим операциям (создание зарядных камер, зарядание и взрывание ВВ, уборка породы).

Обосновав средства бурения и взрывания, приступают к выполнению инженерно-технических расчетов, задачей которых является определение рациональных параметров взрывания (глубины заложения зарядов, их массы и расстояний между зарядами), ожидаемых результатов (ширины и видимой глубины выемок после взрыва, объема и процента выброса породы из проектного контура выработок) и основных показателей (расхода шпурометров и взрывчатых материалов) взрывных работ. Вычисление рациональных значений требуемых величин для однослойной схемы проведения производят с использованием расчетно-аналитического метода, изложенного в § 10. В пояснительной записке, отражающей содержание выполненных инженерно-технических расчетов, приводятся используемые расчетные коэффициенты и формулы, обоснование принятых величин имеющимися практическими или опытными данными; расчетные таблицы определения глубины заложения зарядов и расстояний между ними, массы зарядов простреливания и основных зарядов ВВ; сводные таблицы расхода взрывчатых материалов и трудовых затрат на выполнение взрывных работ; результаты определения радиусов опасной зоны по разлету кусков породы и действию воздушной взрывной волны; возможные пути изменения расчетов в случаях отклонения тех или иных условий от проектных и др. Кроме того, кратко излагаются сведения по принятой технологии взрывных работ (бурению шпуров, простреливанию пород и взрыванию основных зарядов ВВ, способу уборки разрыхленной горной массы из проектного контура выработок) и ме-

рам безопасности, предусмотренным в соответствии с требованиями действующих правил безопасности на взрывные и геологоразведочные работы. К расчетным материалам прилагаются типовые схемы расположения зарядов, схемы устройства боевиков и взрывной сети, общий план участков работ в горизонталях с нанесением наземных и подземных сооружений, с указанием мест производства работ, границ опасной зоны и т. д.

На основании результатов инженерно-технических расчетов составляются проектные паспорта буровзрывных работ (БВР) для конкретных участков работ.

Составление паспортов БВР является заключительным этапом работ по проектированию проведения открытых разведочных выработок взрывным способом. При разработке паспортов БВР используются все исходные материалы и результаты инженерно-технических расчетов, собранные и полученные в процессе определения рациональных параметров и показателей взрывных работ. На стадии проектирования составляются проектные паспорта БВР для систематизированных условий проходки, которые в дальнейшем после их корректировки и уточнения на месте работ оформляются как исполнительные паспорта БВР, т. е. в виде непосредственных рабочих документов, предусматриваемых требованиями [26].

Паспорт БВР должен содержать следующие сведения:

1) данные о проектных размерах (глубине, ширине, длине) выработок, их угле откоса и площади проектного сечения;

2) краткую характеристику взрываемых наносных отложений и подстилающих коренных пород (наименование и глубина залегания пород, показатели физико-механических и горнотехнических свойств);

3) схему расположения зарядных камер (шпуров, лунок) с указанием их числа и глубины;

4) указания о способе и средствах бурения шпуров (проходки лунок);

5) число простреливаний на шпур и массу зарядов простреливания;

6) указания о форме основных зарядов ВВ, способе и глубине их заложения, величине зарядов, наименовании ВВ и средств взрывания; число серий взрывания

с учетом заряжания такого числа шпуров (лунок), заряды которых могут быть взорваны за один прием;

7) описание материала забойки, способа взрывания и последовательности взрывания зарядов ВВ;

8) данные об основных параметрах взрывных работ и показателях расходов шпурометров и взрывчатых материалов на 1 м³ проектного объема выработки или на 1 м длины выработки;

9) величину радиуса опасной зоны в районе взрывных работ и способ ее обозначения; указания о местах расположения постов и укрытий для рабочих во время взрыва; принятые способы сигнализации и время производства взрывов.

Кроме сведений по перечисленным пунктам в паспорте БВР приводятся значения принятого показателя действия взрыва и ожидаемого процента выброса породы взрывом из проектного контура канав, ориентировочные данные по трудоемкости работ и дополнительные сведения по расчетному определению вероятных размеров выемок после взрыва, а также рекомендации по учету изменения условий взрывания и др.

Рекомендуемая форма паспорта БВР для условий проведения разведочных канав и траншей взрывом на выброс приведена в приложении III.

Пояснительная записка с результатами инженерно-технических расчетов и составленными проектными паспортами БВР после заключения горнотехнической инспекции и согласования с местными органами милиции утверждается главным инженером организации, проектирующей проведение выработок взрывным способом, и включается в производственно-техническую часть общего проекта геологоразведочных работ, составляемого для того или иного объекта геологической разведки и поисков.

§ 12. Расчет рациональных параметров взрывных работ

В общем случае при однослойной схеме проведения выработок определение рациональных параметров взрывания на выброс рекомендуется производить с использованием расчетно-аналитического метода. Рассмотрим примеры использования этого метода.

Пример 1

Исходные данные. На участке, наносные отложения которого представлены многолетними мерзлыми сулещано-суглинистыми породами (VII категория по шкале ЕНВ), проектируется провести за 3 мес. (63 рабочие смены) 8000 м³ разведочных выработок. Подстилающие коренные породы по крепости примерно одинаковы с наносными отложениями. Коэффициент разрыхленности пород взрывом $k_p = 1,4$. Проектные размеры выработки: глубина $H = 2$ м, длина по дну $L = 8$ м, ширина по дну $b = 0,8$ м, ширина по верху $B = 2,65$ м, угол устойчивого откоса стенки выработки $\alpha = 65^\circ$. Засыпка выработок не производится. На основании анализа отчетно-статистических материалов установлено, что для местных условий можно принять: трудоемкость создания зарядных камер $t_k = 0,65$ чел-ч/м (бурение шлугов мотосверлом МС-1), трудоемкость заряжания и взрывания 1 кг ВВ $t_{вв} = 0,04$ чел-ч (ВВ — зерногранулит 79/21); трудоемкость уборки 1 м³ породы $t_y = 1,05$ чел-ч/м³ (ручная уборка); стоимость создания 1 м зарядной камеры $r_k = 0,85$ руб., стоимость заряжания и взрывания 1 кг ВВ $r_{вв} = 0,36$ руб. (электровзрывание) и стоимость уборки 1 м породы $r_y = 1,37$ руб.

Требуется определить рациональные параметры взрывания на выброс по первому критерию, технико-экономические показатели проведения выработок и число человеко-смен, необходимое для выполнения проектируемых объемов работ.

Решение

1. В соответствии с рекомендациями § 3 устанавливаем, что по сопротивляемости взрыву выброса наносные отложения участка можно отнести к VII категории по шкале ЦНИИГРИ. Расчетный удельный расход ВВ может быть принят $q_0 = 2,4$ кг/м³.

2. Площадь поперечного сечения выработки при соблюдении проектных размеров составляет

$$F = (b + H \operatorname{ctg} \alpha) H = (0,8 + 2,0 \cdot 0,46) 2,0 = 3,45 \text{ м}^2.$$

3. Глубина заложения зарядов должна быть равной

$$W = 0,9 H = 0,9 \cdot 2,0 = 1,8 \text{ м}.$$

4. Расчет рационального показателя действия взрыва производим по формуле (94) при $r_a = 0$

$$n_{\text{рац}} = n_0 = \sqrt{\frac{2,2 \cdot 0,36 \cdot 2,4 \cdot 1,1 \cdot 3,24 + 0,85 \cdot 1,34}{2,8 \cdot 0,36 \cdot 1,1 \cdot 2,4 \cdot 3,24 - 0,45 \cdot 1,37 \cdot 2,46 \cdot 1,34}} = 1,1.$$

5. С учетом установленного значения $n_{\text{рац}} = 1,1$ вычисляем: расстояние между зарядами по формуле (58)

$$a = 1,8 \cdot 1,1 = 2,0 \text{ м};$$

массу одного заряда ВВ по формуле (32)

$$Q = 2,4 \cdot 4,33 (0,4 + 0,6 \cdot 1,32) = 12,4 \text{ кг};$$

видимую глубину выемки после взрыва по формуле (37)

$$p = 0,5 \cdot 1,8 \cdot 1,1 = 1 \text{ м};$$

ширину выемки после взрыва по верху по формуле (36)

$$D = 2 \cdot 1,8 \cdot 1,1 = 4,0 \text{ м}.$$

6. Установив, что $D/B=4,0:2,65=1,5>1$ по формуле (91) подсчитываем объем породы, подлежащей уборке с 1 м выработки $V_y^* = 1,15 \text{ м}^3/\text{м}$, а по формуле (48) — процент выброса породы взрывом $P_v = 67\%$.

7. Согласно расчетным формулам (68), (70), (76) вычисляем: расход ВВ на 1 м длины выработки

$$q_d = \frac{1,1 \cdot 12,4}{1,98} = 6,9 \text{ кг} \cdot \text{м};$$

расход ВВ на 1 м³ проектного объема выработки

$$q_{об} = \frac{6,9}{3,45} = 2,0 \text{ кг} \cdot \text{м}^3;$$

стоимость проведения 1 м выработки

$$C_{п} = \frac{0,85 \cdot 1,8}{2,0} + 0,36 \cdot 6,9 + 1,37 \cdot 1,14 = 5,18 \text{ руб.};$$

стоимость проведения 1 м³ проектного объема выработки

$$C_{об} = \frac{C_{п}}{F} = \frac{5,18}{3,45} = 1,5 \text{ руб.}$$

8. Используя формулы (78), (82), (84), подсчитываем производительность труда, выраженную в единицах длины выработок на человеко-смену

$$P_{п} = \frac{7}{0,65 \cdot 0,91 + 0,04 \cdot 6,9 + 1,05 \cdot 1,14} = 3,14 \text{ м/чел.} \cdot \text{смену.}$$

и производительность труда, выраженную в единицах объема выработки на человеко-смену

$$P_{об} = P_{п} F = 3,4 \cdot 3,45 = 11,8 \text{ м}^3/\text{чел.} \cdot \text{смену.}$$

9. Число человеко-смен, необходимое для выполнения проектируемых объемов проведения выработок в намечаемые сроки, определяем по формуле (79)

$$M = \frac{8000}{11,8} = 676 \text{ чел.} \cdot \text{смен.}$$

Пример 2

Известно, что разведочные выработки намечается проводить в маловлажных супесях с содержанием крупнообломочного материала до 10—15% по объему. Категория разрабатываемых пород по буримости IV (по шкале ЕНВ 1969 г.). Коэффициент крепости $f=1$ и коэффициент разрыхления взрывом $k_p=1,25$. Подстилающие коренные породы относятся к XII—XIV категориям по буримости и имеют коэффициент крепости $f=10$. Проектные размеры канав: глубина $H=1,5$ м; длина по дну $L=15$ м; ширина по дну $b=0,7$ м; ширина по верху $B=2,8$ м; угол устойчивого откоса стенок выработки $\alpha=55^\circ$. Технологические и технико-экономические показатели: вид

зарядных камер — котловые шпурь, способ бурения — вручную, применяемые ВВ и СВ — аммонит № 6-ЖВ и электродетонаторы мгновенного действия ($S_{ВВ}=0,32$ руб., $S_{СВ}=0,07$ руб.), районный коэффициент к заработной плате — $K_{п}=1,5$, коэффициент основных расходов и плановых накоплений $K_{п.п}=1,15$, коэффициент транспортно-заготовительных расходов $K_{т.з}=1,10$, трудоемкость бурения $t_{н}=0,1$ чел.-ч/м, трудоемкость взрывания $t_{в}=0,05$ чел.-ч/кг, трудоемкость уборки $t_{у}=0,85$ чел.-ч/м³. Засыпка выработок не производится.

Требуется определить параметры и показатели взрывания на выброс, при которых обеспечивалось бы получение минимально возможной стоимости проведения 1 м выработки при производительности труда, равной 7,4 м³/чел.-смен (процент выброса около 70%), т. е. по третьему критерию.

Решение

1. Площадь проектного сечения выработок составляет

$$F = (b + H \operatorname{ctg} \alpha) H = (0,7 + 1,5 \cdot 0,7) 1,5 = 2,62 \text{ м}^2.$$

2. Расчетный удельный расход ВВ с учетом влияния факторов размещения зарядов вблизи контакта наносов и корешных пород, т. е. с использованием формулы (8), может быть принят равным

$$q_0 = 1,5 (0,5 + 0,5) \sqrt[3]{0,1} = 1,1 \text{ кг/м}^3.$$

3. Согласно приложению II определяем стоимость создания 1 м зарядной камеры $r_{н}=0,13$ руб., стоимость взрывания 1 кг ВВ $r_{ВВ}=0,57$ руб., стоимость уборки 1 м³ породы $r_{у}=1,24$ руб.

4. Глубина заложения зарядов

$$W = 0,9 \cdot 1,5 = 1,35 \text{ м.}$$

5. По формулам (94) и (95) вычисляем значение показателя действия взрыва n_0 , при котором достигается минимум стоимости проведения 1 м выработки и заданного показателя действия взрыва n_3 , обеспечивающего требуемую производительность труда. После выполнения соответствующих расчетов находим, что $n_0=1,19$ и $n_3=1,4$. Согласно условию (96) принимаем $n_{рзп}=1,4$.

6. С учетом установленного значения рационального показателя действия взрыва определяем:

расстояние между зарядами $a=1,9$ м;

массу одного заряда ВВ $Q=4,7$ кг;

видимую глубину выемки взрыва $P=0,95$ м;

ширину выемки по верху $D=3,8$ м.

7. Установив, что $D/B=1,36 > 1$ по формуле (46) вычисляем объем породы, подлежащей уборке на 1 м выработки $V_{у} = 0,8$ м³/м.

8. По формуле (48) проверяем необходимый процент выброса породы взрывом

$$П_{в} = \left(1 - \frac{0,8}{2,62} \right) 100\% = 70\%.$$

9. Используя формулы (68), (73), устанавливаем показатели расхода ВВ на 1 м³ проектного объема и 1 м выработки $q_{об}=1$ кг/м³ и $q_{д}=2,6$ кг/м.

10. По формулам (76) вычисляем стоимость проведения 1 м

$C_n = 2,56$ руб. и стоимость проведения 1 м³ проектного объема выработки $C_{об} = 1$ руб.

11. Находим производительность труда по формуле (78), выраженную в единицах длины на человеко-смену $P_n = 7,4$ м/чел-смену и производительность труда с учетом площади поперечного сечения выработки, выраженную в единицах объема выработки на человеко-смену $T_{об} = 19,4$ м³/чел-смену.

В общем случае при проектировании следует пользоваться рациональными параметрами БВР, рекомендуемыми для систематически дифференцированных условий проведения открытых разведочных выработок взрывным способом. Они позволяют также оценить и при необходимости совершенствовать применяемые параметры взрывания на действующих объектах.

Обычно параметры технологических процессов дифференцируются лишь в зависимости от технических условий работы, включая используемые технические средства выполнения работ. Экономические же условия работ или вообще не учитываются или учитываются в определенной мере — через технические. При этом колебаниями стоимости орудий труда и заработной платы либо

Таблица 24

Показатели	Наиболее распространенный диапазон изменения показателей	
	практически возможный	предпочтительный или средняя величина
Проектная глубина выработок, м	0,5—5,0	1,0—3,0
Ширина выработки по низу, м	0,6—1,0	0,8
Угол устойчивого откоса пород, градус . .	45—85	55—65
Коэффициент расхода ВВ на простреливание шпуров	1,00—1,10	1,05
Коэффициент разрыхления пород взрывом	1,1—1,5	1,30
Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³ . .	0,6—3,0	1,0—1,4
Трудоемкость бурения 1 м шпура, чел-ч/м	0,1—2,5	0,1—0,7
Трудоемкость заряжания и взрывания 1 кг ВВ, чел-ч/кг	0,02—0,07	0,05
Трудоемкость уборки разрыхленной породы, чел-ч/м ³	0,8—1,5	—
Стоимость создания 1 м шпура, руб.	0,1—4,0	0,2—1,5
Стоимость заряжания и взрывания 1 кг ВВ, руб.	0,2—1,0	0,3—0,7
Стоимость уборки 1 м ³ породы, руб.	0,5—2,7	0,8—1,8

пренебрегают, либо учитывают их поясными или разрядными коэффициентами. Применительно к условиям проведения разведочных выработок такой подход представляется нецелесообразным, поскольку возможные колебания показателей стоимости ВВ и труда проходчиков слишком велики и изменяются независимо друг от друга. Полный учет всех стоимостных и технических показателей может привести к чрезмерной многовариантности и неопределенности при систематизации условий по определяющим факторам, что хорошо видно из анализа формулы (94) и данных табл. 24.

Из таблицы следует, что при описании условий взрывных работ для конкретного объекта проведения разведочных выработок необходимо приводить числовые значения всех перечисленных в ней факторов. Сопоставляя их с другими (например, для участка с установленными рациональными параметрами БВР), можно обоснованно судить о пригодности и целесообразности тех или иных принимаемых инженерных решений. Однако каждый раз пользоваться полным перечнем отмеченных факторов затруднительно, поскольку их числовые характеристики изменяются в широких диапазонах и могут встречаться в различных сочетаниях.

Анализ формулы (94) показывает, что систематизация значений показателя действия взрыва, определенного с учетом получения минимально возможной стоимости проведения 1 м выработки, может быть выполнена на основе использования интервальных значений входящих в эту формулу членов. Однако даже при условии использования минимального количества интервалов для определяющих факторов (приняв число интервальных значений для r_x , $r_{вв}$ и r_y равным пяти, для l — тоже пяти, для q_0 — восьми и для α — двум) общее количество вариантов различных условий взрывания и, следовательно, рациональных параметров буровзрывных работ должно составить не менее 10 000. Даже не учитывая трудоемкости составления соответствующих таблиц или номограмм, укажем на их вполне очевидную громоздкость и практическую невозможность использования, поскольку искомым вариант каждый раз будет отыскиваться среди огромного объема табличных или графических материалов.

Учитывая изложенное, целесообразно при установ-

лении рациональных параметров взрывания на выброс для различных условий проведения разведочных выработок сгруппировать взаимодействующие факторы таким образом, чтобы каждая группа могла бы, во-первых, характеризоваться определенным числом — обобщающим показателем, отражающим совокупное воздействие природных, технических и экономических условий взрывных работ, и, во-вторых, влияние этой численной характеристики на рациональные параметры было бы однозначным. Количество обобщающих показателей должно быть минимальным в целях быстрой и достаточно точной оценки условий проведения открытых разведочных выработок взрывом на выброс и расчета рациональных параметров взрывных работ по первому критерию рациональности. Установление обобщающих показателей по первому критерию вызвано тем, что данный критерий следует признать основным на стадии проектирования горнопроходческих работ.

На основе анализа структурных составляющих формулы (94) предлагается следующие два обобщающих показателя:

$$\Phi = \frac{r_k k_p}{r_y F}; \quad (103)$$

$$E = \frac{r_{BB} K_n q_0 W^2 k_p}{r_y F \sqrt{W}}. \quad (104)$$

Первый из них несколько условно можно назвать относительной (к стоимости уборки) стоимостью бурения, второй — относительной стоимостью взрывания. С учетом этих показателей формула для расчета рационального показателя действия взрыва, обеспечивающего достижение минимальной стоимости буровзрывных работ, может быть выражена в следующем виде:

$$n_0 = \sqrt{\frac{2,2 E + \Phi}{2,8 E - 0,45}}. \quad (105)$$

Наличие в формуле (105) лишь двух показателей, отражающих технические и экономические условия взрывания, позволяет упростить необходимую систематизацию условий взрывных работ за счет устранения многовариантности, возникающей при раздельном перечислении всех влияющих факторов. Установив величины Φ и E для конкретного объекта работ, можно сразу же

Таблица 25

Характеристика разрабатываемых пород	Пределы изменения обобщенных показателей условий взрывания на выброс	
	Ф	Е
Талые рыхлые отложения (бурение вручную или механизированное)	До 0,3	До 1,5
Сезонномерзлые супесно-суглинистые породы (бурение механизированное)	До 0,5	До 1,5
Многолетнемерзлые рыхлые отложения	До 1,0	До 1,5

определить и использовать рациональные параметры взрывания на выброс, поскольку эти величины определяют, как это следует из формулы (105), значение оптимального показателя действия взрыва n_0 и, следовательно, в случае его сопоставления с показателем n_a рациональные значения остальных параметров буровзрывного комплекса.

В табл. 25 приведены возможные пределы изменения обобщенных показателей Ф и Е для условий проведения разведочных выработок. При их определении учитывались характерные для практики проведения разведочных выработок взрывом на выброс диапазоны изменения вышеотмеченных параметров (размеров выработки, глубины заложения зарядов, угла устойчивого откоса канавных бортов, расчетного удельного расхода ВВ и т. д.), влияющих на технико-экономические показатели проведения разведочных выработок взрывным способом.

Исходя из установленных пределов практически возможного варьирования обобщенных показателей Ф и Е были выбраны их интервальные значения и определены расчетным путем относительные (приведенные) рациональные параметры буровзрывных работ для условий проведения разведочных выработок. Расчеты для каждого из выбранных вариантов условий взрывания произведены следующим образом.

1. Показатель действия взрыва рассчитывали по формуле (105); при этом учитывались максимальные интервальные значения показателя относительной стоимости бурения Ф.

2. Глубина заложения зарядов, расстояние между ними и их массу рассчитывали в относительном виде. Соответственно применяли формулы

$$\bar{W} = \frac{W}{H}; \quad \bar{a} = \frac{a}{W} = n_0;$$

$$\bar{Q} = \frac{Q\sqrt{\bar{W}}}{qW^3} = (0,4 + 0,6 n_0^3).$$

3. Полученные расчетом значения приведенных рациональных параметров взрывания округляли до 0,1.

Рекомендуемые для условий проведения разведочных выработок относительные величины рациональных параметров взрыва на выброс приведены в табл. 26. При их использовании для конкретных условий взрывания следует:

1) подсчитать по формулам (103) и (104) обобщенные показатели условий взрывания и выбрать соответствующий им вариант. Если вычисленные значения Φ и E отличаются от приведенных в табл. 26, можно прибегнуть к интерполяции по данным двух смежных вариантов;

2) при необходимости обеспечить производительность труда, более высокую в сравнении с той, которая будет соответствовать выбранным параметрам, рассчитать по формуле (95) соответствующее значение показателя действия взрыва, обеспечивающее заданную производительность, отыскать в табл. 26 строку с этим значением и выписать соответствующие относительные значения параметров взрывания;

3) выбранные относительные значения рациональных параметров взрывных работ перевести в абсолютные величины, используя при этом соответствующие выражения (для глубины заложения зарядов $W = \bar{W}H$, для расстояния между зарядами $a = \bar{a}W$ и для массы зарядов $Q = \bar{Q}q_0 \frac{W^3}{\sqrt{\bar{W}}}$).

Для предварительной оценки (установления ожидаемых значений) результатов взрывания на выброс могут быть использованы формулы расчета диаметра (ширины) выемки после взрыва и видимой глубины канавы после взрыва, а также графики ориентировочных зна-

Обобщенные показатели условий буровзрывных работ		Показатель действия взрыва n	Приведенные относительные значения параметров буровзрывных работ при глубине заложения зарядов $\bar{W} = 0,9 H$	
Φ	E		расстояние между зарядами \bar{a}^*	масса зарядов \bar{Q}^*
До 0,15	0,2 и менее	2,2	2,2	6,8
0,15	0,22	2,0	2,0	5,2
0,15	0,24	1,8	1,8	3,9
0,15	0,26	1,6	1,6	2,9
0,15	0,30	1,4	1,4	2,1
0,15	0,40	1,2	1,2	1,4
0,15	0,6 и более	1,1	1,1	1,2
0,15—0,30	0,22 и менее	2,2	2,2	6,8
0,15—0,30	0,24	2,0	2,0	5,2
0,15—0,30	0,26	1,8	1,8	3,9
0,15—0,30	0,30	1,6	1,6	2,9
0,15—0,30	0,40	1,3	1,3	1,7
0,15—0,30	0,60	1,2	1,2	1,4
0,15—0,30	1,0 и более	1,0	1,0	1,0
0,3—0,5	0,24 и менее	2,2	2,2	6,8
0,3—0,5	0,26	2,0	2,0	5,2
0,3—0,5	0,30	1,7	1,7	3,3
0,3—0,5	0,40	1,4	1,4	2,1
0,3—0,5	0,60	1,2	1,2	1,4
0,3—0,5	1,0	1,1	1,1	1,2
0,3—0,5	1,5 и более	1,0	1,0	1,0
0,5—1,0	0,26 и менее	2,2	2,2	6,8
0,5—1,0	0,30	2,0	2,0	5,2
0,5—1,0	0,40	1,7	1,7	3,3
0,5—1,0	0,60	1,4	1,4	2,1
0,5—1,0	1,0	1,2	1,2	1,4
0,5—1,0	1,5	1,1	1,1	1,2
0,5—1,0	2,0 и более	1,0	1,0	1,0

* Абсолютные значения параметров взрывания для конкретных условий устанавливаются пересчетом по формулам соответственно $W = \bar{W}H$, $a = \bar{a}W$ и $Q = \bar{Q}q_0W^{2,5}$

чений процента выброса породы взрывом из проектного контура выработки (рис. 17).

Рекомендуемые рациональные параметры взрыва на выброс для систематически дифференцированных условий проведения разведочных выработок обеспечивают

получение минимально возможной стоимости проведения 1 м выработки. При их соблюдении относительный объем выброса породы из проектного контура разведочной выработки в большинстве случаев будет находиться в пределах 0,65—0,98, т. е. существенно выше, чем при-

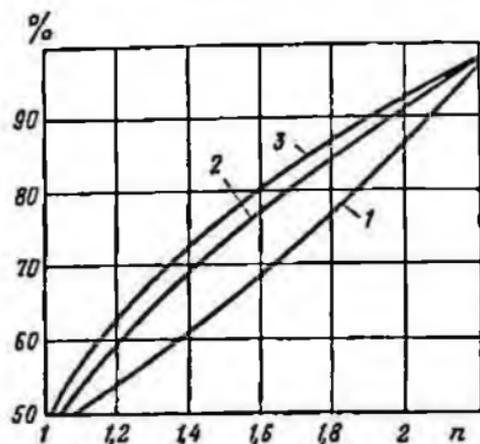


Рис. 17. Зависимость изменения процента выброса породы взрывом из проектного контура выработки от показателя действия взрыва:

1 — талые; 2 — сезонномерзлые; 3 — многолетнемерзлые породы

нятый в ЕНВ [26] (0,65 — при глубине выработки до 1 м; 0,5 — при глубине 1—2 м и 0,4 — при глубине 2—3 м). Соответственно меньше будет трудоемкость работ за счет уменьшения объема породы, подлежащей уборке после взрыва.

§ 13. Определение рациональных величин расхода взрывчатых материалов

Показатели расхода ВМ используют при расчетах общего количества ВВ и СВ, необходимых для выполнения запроектированных объемов проведения. Они должны соответствовать рациональным параметрам буровзрывных работ. В настоящее время отсутствуют достаточно дифференцированные показатели расхода ВВ и СВ для условий проведения открытых разведочных выработок взрывом на выброс. В Справочнике укрупненных проектно-сметных нормативов на геологоразведочные работы [54] имеется лишь одна таблица с нормами расхода ВМ, показатели которой не подразделены по условиям работ, размерам выработок и категориям взрываемых пород. Нормы расхода ВМ на проведение выработок в рыхлых породах с применением буровзрывных работ [54]:

Взрывчатое вещество, кг/м ³	1,2
Электродетонаторы, шт/м ³	1,0
Капсюль-детонаторы, шт/м ³	1,0
Огнепроводный шнур, м/м ³	1,2
Детонирующий шнур, м/м ³	0,9

В приложении IV приведены рекомендуемые показатели рационального расхода ВВ и СВ на 1 м³ проектного объема разведочных выработок, систематически дифференцированные по глубинам выработок и категориям сопротивляемости пород. При их разработке учитывалась необходимость типизации условий проведения разведочных выработок взрывом на выброс и описания этих условий без использования обобщающих показателей взрывных работ — Ф и Е, поскольку основным назначением укрупненных нормативных величин является возможность их применения на стадии предварительных проектных расчетов, выполняемых для усредненных значений определяющих факторов.

В качестве основных типизирующих признаков, по которым производилась дифференциация показателей расхода ВМ, были выбраны площадь проектного сечения выработок и показатели сопротивляемости пород взрыву на выброс (см. § 3). Расчеты производились с использованием усредненных значений стоимостных ($r_{\text{в}}$, $r_{\text{ВВ}}$, $r_{\text{СВ}}$) и технических (k_p , $k_{\text{ш}}$, b и др.) показателей работ.

Предлагаемые типовые показатели расхода взрывчатых материалов могут служить в качестве основы для определения количества ВВ и СВ, потребных для выполнения запланированных объемов проведения. Особенно полезны они в тех случаях, когда отсутствует возможность проведения специальных опытных работ по отработке рациональных параметров проведения разведочных выработок взрывным способом или возникает необходимость в проверке и совершенствовании уже применяемых, но возможно не рациональных норм расхода ВМ. Использование рекомендуемых норм расхода ВМ помимо обеспечения минимальной стоимости работ в конкретных условиях должно приводить к повышению процента выброса породы взрывом по сравнению с предусмотренным в действующем СУСН [54] и значительному увеличению производительности труда по сравнению с предложенной в ЕНВ [25].

ГЛАВА IV

ПРАКТИКА ПЕРЕДОВЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ОРГАНИЗАЦИИ ПО ПРОВЕДЕНИЮ ОТКРЫТЫХ РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК ВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ

Наиболее значительные объемы открытых разведочных выработок проводятся в северо-восточных районах нашей страны (Иркутское, Северо-Восточное и другие геологические управления). В первую очередь большой интерес представляет практика проведения разведочных выработок в Мамско-Чуйской ордена Октябрьской Революции геологоразведочной экспедиции Иркутского ГУ.

§ 14. Проведение разведочных выработок в Мамско-Чуйской экспедиции Иркутского геологического управления

Мамско-Чуйская экспедиция осуществляет поиски и разведку месторождений слюды — мусковита в северо-восточной части Иркутской области. База экспедиции — поселок Мама расположен на левом берегу р. Вятим, в 170 км выше его впадения в р. Лену. Поверхность района работ экспедиции представляет собой гористую местность с абсолютными отметками вершин до 1400 м и относительными превышениями до 700 м. Вершины гор («гольцов») сглажены, имеют плоскую или куполовидную форму и сравнительно близкие гипсометрические отметки. Крутизна склонов у вершин и подошвы не превышает 5—10°, в средней же части она увеличивается до 20—25° и в очень редких случаях достигает до 30—35°. Вершины «гольцов» в большинстве случаев лишены или почти лишены древесной растительности. Склоны покрыты хвойным лесом и подлеском из кедрового стланика и кустарника. Климат района резко континентальный: температура воздуха в декабре — январе достигает минус 60°, в июле — плюс 30—35°. Среднее годовое коли-

чество осадков составляет более 400 мм, большая часть которых выпадает в летнее время. Постоянный снежный покров образуется в октябре — ноябре и сходит к маю. Толщина снежного покрова достигает 1,5 м, а глубина промерзания грунта бывает до 2,0 м.

Рыхлые отложения района представляют собой механическую смесь продуктов выветривания породающих коренных пород. Типичный вертикальный разрез наносных отложений района работ экзепедимы включает следующие образования: почвенно-растительный слой с корнями деревьев и кустарника; торфяной слой с остатками растительности в смеси с песком и глиной; слой делювиальных отложений, состоящий из смеси гравия, суглинков и глыбы с включением крупнообломочного материала скальных пород (галки, щебень, валуны и пр.) различной крупности (от 3 см до 1 м) и различного состава (до 50% и более). Мощность слоев может быть различной, а на отдельных участках верхние два могут отсутствовать. Мощность наносного покрова обычно изменяется в пределах 1—1,5 м, лишь в редких случаях доходит до 5—8 м. Минералогический и гранулометрический составы отложений являются весьма различными. По условиям формирования наносные отложения подразделяются на талые, сезонномерзлые (те же по составу, что и талые грунты, но находящиеся определенным периодом в мерзлом состоянии) и многолетнемерзлые (на участках вечной мерзлоты) наносы.

Последняя разновидность представляет собой особую группу наносов со своеобразными свойствами, присущими, физико-механическими свойствами. Их отличительной особенностью для них является повышенная противляемость бурению и взрыванию, вызванная наличием цементующего льда различной структуры. Согласно проведенным в лаборатории специальным исследованиям [36] многолетнемерзлые отложения района можно отнести к VII—VIII категориям по шкале ЕНВ (1939 г.).

Следует отметить, что многолетнемерзлые отложения района подразделяют на две группы: 1) мерзлые отложения, содержащие торфа и льда; 2) мерзлые отложения из смеси песка, суглинков и гравия.

количеством льда. Замечено, что по степени сопротивляемости взрыву вторая группа гораздо прочнее первой.

Многолетняя мерзлота в районе работ имеет островной характер, распространена преимущественно на северных, северо-западных и северо-восточных склонах «гольцов», где она нередко покрывает все склоны от подошвы почти до самой вершины «гольцов». От общей площади массива рыхлых отложений района доля многолетнемерзлых наносов составляет 30—35%.

Талые наносы покрывают вершины, а также южные, юго-западные склоны «гольцов». Влажность их колеблется от 3 до 25%. Как правило, слабовлажные наносы покрывают склоны, а обводненные — вершинные части «гольцов». Талые отложения можно подразделить на слабосцементированные (близкие к сыпучим) и вязкие, где связующим материалом является зеленовато-серая глина. Последние, в большинстве случаев, влажные, частично содержат полуокатанный крупный обломочный материал. Слабосцементированные (рыхлые) наносы обладают меньшей плотностью и оказывают более слабую сопротивляемость взрыву на выброс в сравнении с вязкими, уплотненными рыхлыми грунтами.

Сезонномерзлые наносы состоят из тех же компонентов, что и талые грунты, но в силу своего особого состояния обладают несколько более прочными свойствами, чем те же самые талые породы; поэтому разработка их требует более значительных временных и материальных затрат.

Подстилающие коренные породы представлены в основном крупнозернистыми гранитами, пегматитами, гранито-гнейсами, разрушенными гнейсами, окварцеванными слюдяными, серицитовыми сланцами и др. Слюдоносность района связана с пегматитовыми интрузивными телами, чаще всего типа пластовых жил, залегающих внутри широкой полосы гнейсов и кристаллических сланцев. Общая протяженность слюдоносной полосы достигает 300 км, однако ее наиболее перспективные районы сосредоточены в районе долин и междуречья левых притоков р. Витим — рек Мама и Большая Чуя, а также на небольшом участке Витимского правобережья — в районе долин речек Большая Северная и Малая Северная. Слюдоносные пегматитовые жилы имеют мощность от нескольких миллиметров до нескольких

десятков метров, иногда даже более 100 м, и протяженность от нескольких десятков до 150—350 м, однако промышленными в настоящее время считаются только те из них, которые имеют мощность не менее 10 м и протяженность не менее 100 м.

Поиски и разведка месторождений слюды осуществляются в основном открытыми горными выработками—разведочными канавами и траншеями, в небольшой степени—скважинами колонкового (алмазного) бурения и подземными выработками (штольнями).

Наличие широкого диапазона природных и горно-геологических условий, типичных для таежно-лесной зоны, в которой, как уже говорилось выше, выполняется $\frac{2}{3}$ всех объемов работ по проведению разведочных выработок, позволяет распространить передовой опыт Мамско-Чуйской экспедиции во многих геологических организациях.

В зависимости от условий работ в экспедиции применяют два способа проведения разведочных выработок: 1) проведение выработок взрывом на выброс; 2) проведение выработок с помощью бульдозера. Основным способом является метод взрывания на выброс. Им выполняются все работы по проведению канав в скальных, многолетнемерзлых и сезонномерзлых грунтах, а также значительная доля объемов по талым грунтам—на участках пересеченного рельефа местности или при проведении поисковых (коротких, расположенных на значительном расстоянии друг от друга) выработок, т. е. везде там, где применение бульдозеров технически невозможно или экономически нецелесообразно. Проведение разведочных выработок взрывом на выброс осуществляется круглогодично.

Динамика основных технико-экономических показателей проведения разведочных выработок взрывом на выброс в Мамско-Чуйской экспедиции за период 1965—1971 гг. показана в табл. 27, из которой следует, что производительность труда проходчиков в экспедиции постоянно возрастала. В настоящее время она примерно на 10—15% выше по сравнению с уровнем 1971 г. При этом наибольшая производительность труда получена в талых породах, а наименьшая—в скальных породах. Сезонномерзлым и многолетнемерзлым породам соответствуют промежуточные значения производительности

Таблица 27

Показатели	Технико-экономические показатели проведения разведочных выработок горными на выброс в Мамско-Чуйской экспедиции			
	в талых породах	в сезонно-мерзлых породах	в много-летне-мерзлых породах	в скальных породах
1965 г.				
Объем проведения, тыс. м ³	437,3	416,4	30,1	19,2
Производительность труда, м ³ /чел-смену	13,0	9,6	8,2	6,6
Стоимость проведения 1 м ³ , руб.	1,87	2,2	2,7	3,2
1967 г.				
Объем проведения, тыс. м ³	476,2	416,7	68,2	12,8
Производительность труда, м ³ /чел-смену	14,0	10,7	10,2	6,3
Стоимость проведения 1 м ³ , руб.	1,84	2,52	3,3	3,76
1969 г.				
Объем проведения, тыс. м ³	312,2	335,7	93,8	4,8
Производительность труда, м ³ /чел-смену	16,4	13,1	12,7	7,9
Стоимость проведения 1 м ³ , руб.	1,84	2,55	3,55	3,94
1971 г.				
Объем проведения, тыс. м ³	280,0	265,8	87,9	3,9
Производительность труда, м ³ /чел-смену	20,6	15,7	15,4	8,6
Стоимость проведения 1 м ³ , руб.	1,79	2,86	3,07	3,76

труда. Рост производительности труда объясняется в основном увеличением процента выброса породы взрывом примерно с 45% в 1965 г. до 75% в настоящее время. В то же время стоимость работ по проведению канав в экспедиции, если анализировать ее начиная с 1967 г. (в этом году были введены в действие новые преysкy-ранты цен на материалы и оборудование), остается при-

мерно постоянной, изменяясь незначительно в сторону уменьшения или увеличения без проявления какой-либо определенной тенденции (закономерности).

Принятая в Мамско-Чуйской экспедиции методика поисковых и разведочных работ такова, что большая часть выработок имеет небольшую длину. Исходя из размеров промышленных жил на площади участка, подлежащей опонскованию, намечается система параллельных профилей, ориентированных вкрест простирания пегматитовых жил и расположенных на расстояниях 80 м друг от друга. По профилям проводят разведочные выработки, расстояние между которыми принимается равным 10 м, а протяженность каждой канавы по полотну составляет: летом 2 м и зимой 5 м, когда снеговой покров осложняет геологическое изучение вскрытых канавой коренных пород. При такой системе ни одна из пегматитовых жил, имеющих промышленную ценность, не может остаться необнаруженной. В тех случаях, когда в одной или нескольких соседних канавах будет обнаружен слюдоносный пегматит, этот участок подвергается более детальному изучению проходкой на нем канав большей длины, пересекающих всю мощность пегматитовой жилы и выходящих за ее пределы не менее чем на 5—10 м в каждую сторону. Расстояние между профилями на участке разведки при этом сокращается с 80 до 40, 20 и даже 10 м.

Проектную площадь открытых разведочных выработок устанавливают в зависимости от их целевых назначений. В большинстве случаев ширина выработок по низу принимается 0,8 м, а углы откоса стенок выработки 60° при глубине до 1,5 м и 65° при большей глубине. На участках отбора валовых проб ширина выработок по низу увеличивается до 2 м. Ширина выработок по верху подсчитывается с учетом глубины вскрываемых наносов и принятого угла откоса стенок выработки.

В практике работы проходчиков в экспедиции применяют однослойную и многослойную схемы проведения разведочных выработок взрывом на выброс. Обе схемы включают в себя выполнение следующих технологических операций: а) расчистку места заложения выработки (от кустарника, пней, снега и др.) и разметку шпуров первого (основного) взрыва; б) бурение и простреливание шпуров первого (основного) взрыва;

в) заряжание и взрывание зарядов первого (основного) взрыва; г) разметку и проходку лунок для размещения зарядов повторных взрывов; д) заряжание и взрывание зарядов повторных взрывов; е) уборку породы из выработки после последнего повторного взрыва и окончательную добивку и зачистку выработки.

При однослойной схеме проведения выработок шпуров первого (основного) взрыва бурят на всю глубину наносных отложений. Заряды первого (основного) взрыва подбирают такими, чтобы после их взрывания порода была разрыхлена в пределах контура выработки и даже частично выброшена из нее. Повторные взрывы производят для дополнительного выброса породы, оставшейся в выработке после первого взрыва. Однослойную схему применяют при проведении выработок глубиной до 1,5 м в талых и сезонномерзлых породах, а также при проведении выработок глубиной до 3 м в многолетнемерзлых наносах.

При многослойной схеме проведения выработок шпуров бурят на глубину до 1,5 м. После взрывания первых зарядов ВВ проходят лунки в разрыхленной первым взрывом породе и производят повторные взрывы с целью дальнейшего разрыхления породы в глубь массива и дополнительного выброса его за счет энергии ВВ. Многослойную схему применяют в талых и сезонномерзлых породах мощностью свыше 1,5 м.

Бурение шпуров в талых и сезонномерзлых породах осуществляют преимущественно вручную ломом — «остряками», в многолетнемерзлых породах — главным образом мотобурами М-1. Проходку лунок в разрыхленном грунте производят на глубину от 0,8 до 1 м с помощью специальной выгребной ложки и буров, изготовленных из обсадных труб диаметром 73 мм. Для бурения шпуров в скальных породах используют мотоперфораторы «Пионер» (Швеция) и «Смена» МП-1.

В качестве ВВ используют главным образом зерногранулит 79/21, доля которого в общем годовом расходе ВВ доведена с 1,2% в 1966 г. до 80% в 1973 г., и аммонит № 6-ЖВ (порошкообразный — для основных зарядов и патронированный — для простреливания шпуров). Способ взрывания зарядов ВВ — огневой и (реже) электрический.

Параметры расположения и величины зарядов ВВ при проведении разведочных выработок взрывом на выброс в Мамско-Чуйской экспедиции

Параметры и показатели	в талых породах							в сезонно-мерзлых породах при преследении выработок длиной 5 м							в скальных породах				
	при проведении выработок длиной 2 м			при проведении выработок длиной 10 м				в сезонно-мерзлых породах при преследении выработок длиной 5 м			в многолетнемерзлых породах при проведении выработок длиной 5 м								
	1,5	2,5	3,0	1,5	2,5	3,0	1,5	2,5	3,0	1,0	1,25	1,5	1,75	2,0		2,25	2,5	2,75	3,0
По 1-му слою	при глубине выработки, м																		
Число зарядов	1	1	1	6	6	6	3	3	3	4	4	3	3	3	3	3	3	3	1
Расстояние между шпурами, м	1,7	1,7	1,7	1,7	1,7	1,7	1,5	1,5	1,7	1,8	1,3	1,4	1,6	1,8	1,9	1,9	2,1	2,1	2,1
Масса зарядов стреливания, кг	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,3	0,4	0,4	0,3	0,35	0,4	0,6	1,0	1,0	1,2	1,55	1,6	2,2
Глубина шпуров, м	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,1	2,3	2,6	2,8
Масса заряда, кг	4,0	5,0	4,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	6,0	6,0	3,2	4,5	5,0	7,0	7,4	8,0	9,0	11,0	12,0
По 2-му слою																			
Число лунок	1	1	1	6	7	7	3	3	3	3	4	4	4	4	4	4	3	3	3
Расстояние между лунками, м	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,2	1,2	1,2	1,2	1,6	1,6	1,6
Глубина лунок, м	2,0	2,0	2,0	1,5	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,5	2,5	2,5	2,7	2,7	3,2	4,0	5,7	6,6	7,8

Параметры расположения и величины зарядов ВВ при проведении разрезочных выработок в/з мном на вырост в Мамско-Чулской экспедиции

Параметры и показатели	в талых породах		при проведении выработок длиной 2 м		при проведении или выработок длиной 10 м		в сезонно-мерзлых породах при проведении выработок длиной 5 м		в многолетнемерзлых породах при проведении выработок длиной 5 м		в скальных породах								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12							
	2,5	3,0	1,5	2,5	3,0	1,5	2,5	3,0	1,0	1,25	1,5	1,75	2,0	2,25	2,5	2,75	3,0	1,0	
По 3-му слою																			
Число лунок	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Расстояние между лунками, м	—	1	—	—	7	—	—	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Глубина лунок, м	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Масса зарядов ВВ, кг	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

при глубине выработки, м

Показатели расходов на 1 м³ проектного объема выработки

Удельный расход ВВ, кг/м³	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Расход КД или ЭД, шт/м³	0,5	0,43	0,35	0,5	0,43	0,47	0,8	0,63	0,5	1,72	1,24	1,02	0,8	0,7	0,6	0,6	0,52	0,46	1,0
Расход ОШ, м/м³	0,85	0,70	0,6	0,8	0,7	0,7	1,6	1,1	0,82	2,15	1,96	1,65	1,6	1,4	1,2	1,4	1,4	1,22	2,34

В процессе внедрения и практического освоения метода проведения разведочных выработок взрывом на выброс в Мамско-Чуйской экспедиции выработаны типовые паспорта буровзрывных работ. Значения параметров расположения и величин зарядов ВВ по этим паспортам приведены в табл. 28. Как правило, эти параметры корректируются в соответствии с конкретными условиями работ каждого участка. Так, при взрывании сильно влажных пород (влажность до 25%) эффективность взрыва на выброс возрастает, и величины зарядов могут быть уменьшены на 20—25%, на контакте с

Таблица 29

Показатели	Данные по взрыванию на выброс в Мамско-Чуйской экспедиции			
	в талых породах		в мерзлых породах	
	при одно- слойной схеме проведения	при много- слойной схеме проведения	при одно- слойной схеме про- ведения	при много- слойной схеме проведения
Число выработок	32	10	26	14
Общий объем проходки, м ³	566,4	288,3	408,8	159,4
Общая длина выработок, м	229,65	86,0	126,4	61,2
Средняя глубина выработок, м	1,45	1,81	1,71	1,45
Число пробуренных шпуров	142	72	82	40
Средняя глубина шпуров, м	1,12	1,43	1,38	1,35
Среднее расстояние между шпурами, м	1,62	1,19	1,51	1,53
Число лунок	—	94	—	44
Средняя глубина лунок, м	—	0,68	—	0,54
Средняя масса заряда в шпуре, кг	3,41	2,12	5,72	3,60
Средняя масса заряда в лун- ке, кг	—	0,97	—	2,03
Объем породы, выброшенной взрывом в 1-м слое, м ³	456,31	155,0	223,2	108,0
Объем породы, выброшенной взрывом во 2-м и после- дующем слое, м ³	—	46,8	—	7,15
Объем оставшейся в конту- ре канавы породы, м ³	110,09	86,5	185,6	44,3
Процент выброса, %	80,5	70,0	54,7	72,1
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,88	0,88	1,18	1,59
Удельный расход шпуров и лунок, м/м ³	0,28	0,58	0,27	0,55

плотными коренными породами эффект взрыва заряда ВВ также возрастает. Содержание в породе скальных включений до 75% требует увеличения зарядов ВВ на 25—30%, наличие мерзлой корки мощностью до 0,8—1,0 м — на 20—25% и т. д. Расчеты показывают, что приведенные в типовых паспортах БВР параметры расположения и величины зарядов достаточно близки к рациональным величинам, установленным согласно вышеизложенному (§ 10) методу.

В табл. 29 приведены фактические значения параметров и показателей буровзрывных работ в Мамско-Чуйской экспедиции, полученные при наблюдении за

Таблица 30

Статьи затрат	Условия для проведения выработок			
	по талым породам	по сезонно-мерзлым породам	по много-летнемерзлым породам	по скальным породам
1. Зарботная плата				
а) основная	0,47	0,79	0,77	0,90
рабочих	0,23	0,37	0,36	0,53
ИТР и служащих				
Всего	0,70	1,16	1,13	1,43
б) дополнительная	0,06	0,08	0,08	0,11
в) начисленная на зарплату	0,04	0,06	0,06	0,06
Итого	0,80	1,30	1,27	1,60
2. Материалы	0,44	0,53	0,61	0,81
3. Амортизация	—	—	0,17	0,04
4. Износ малоценного инвентаря	0,02	0,02	0,02	0,02
5. Услуги других цехов	0,03	0,05	0,06	0,11
6. Транспортные расходы	0,13	0,30	0,24	0,34
Всего прямых расходов	1,42	2,20	2,37	2,92
7. Накладные расходы	0,37	0,66	0,70	0,84
Всего	1,79	2,86	3,07	3,76

проведением 102 разведочных выработок. Видно, что средние фактические значения приведенных параметров взрыва на выброс достаточно близки к рекомендуемым типовым паспортам.

Структура стоимости работ по проведению разведочных выработок в Мамско-Чуйской экспедиции приведена в табл. 30, из которой видно, что заработная плата составляет примерно 45%, материалы (главным образом, ВВ) — 20—25%, прочие прямые расходы — 10% и накладные расходы — 22—23%. Стоимость 1 м³ проводимой выработки меняется от 1,8 руб. для талых пород до 3,76 руб. для скальных пород.

Помимо технических, в Мамско-Чуйской экспедиции постоянно осуществляется и ряд организационных мероприятий, способствующих непрерывному совершенствованию технико-экономических показателей проведения разведочных канав и траншей. Так, Мамско-Чуйская экспедиция была одной из передовых по внедрению новых прогрессивных форм организации учета и оплаты труда проходчиков за 1 м, а не за 1 м³ проведенной выработки. Планирование сроков работ на отдельных участках в Мамско-Чуйской экспедиции предусматривает максимальное развитие работ там, где порода оттаивает в летнее время, а на участках многолетнемерзлых пород в зимнее время и т. п.

Большое внимание в экспедиции уделяется вопросам научной организации труда. Во многих партиях и отрядах созданы творческие группы НОТ, которые постоянно занимаются разработкой и внедрением планов НОТ. Так, в период 1971—1972 гг. было разработано 26 планов научной организации труда для 26 рабочих мест с общим составом 246 работников. Около 40% из общего числа внедренных за указанный промежуток времени рекомендаций способствовало совершенствованию организации и обслуживания рабочих мест, 20% — улучшению условий труда проходчиков, 10% — внедрению передовых приемов и методов труда, 10% — совершенствованию нормирования и оплаты труда, 5% — совершенствованию разделения и кооперации труда и остальные 5% — повышению уровня НОТ по другим направлениям научной организации труда. Экономическая эффективность от внедрения мероприятий НОТ за указанный период составила примерно 18—19 тыс. руб.

§ 15. Проведение разведочных выработок взрывом на выброс в Северо-Восточном геологическом управлении

В Северо-Восточном геологическом управлении работы по проведению разведочных выработок ведутся круглогодично. Объемы проведения разведочных выработок, выполняемые партиями и экспедициями управления, ежегодно возрастают (1963 г.—376 тыс. м³, 1967 г.—737,8 тыс. м³, 1971 г.—1201,5 тыс. м³ и т. д) и составляют в настоящее время более 1,5 млн. м³. Большая часть этих объемов (примерно две трети) приходится на долю взрывания на выброс, остальная одна треть на долю механизированного проведения бульдозерами.

Разведочные выработки проводят на участках с гористым рельефом местности, значительно удаленных от основных баз партий и экспедиций. Разрабатываемые наносы представлены в основном делювиально-алювиальными отложениями (смесью частиц песка, глины, суглинков, супесей и каменистых включений). Содержание крупнообломочного материала (галечки, щебня, камней, валунов) может быть различным и колеблется обычно в пределах от 10 до 60—70% общего объема пород. Обводненность наносов может быть как незначительной, так и до состояния текучей массы. Мощность вскрываемых наносных отложений обычно изменяется в пределах 1—4 м и лишь в редких случаях достигает 5 м и более.

В СВГУ используют разведочные выработки, площадь сечения которых определяется в зависимости от мощности наносов (проектной глубины выработки) и принятого угла откоса стенок выработки. Этот угол для пород района управления составляет 65°. Ширина выработок по низу принимается равной 0,6 м. Объем выработок, проведенных взрывом на выброс, определяется как произведение площади проектного сечения выработки на ее среднюю длину.

В геологоразведочных партиях управления применяют однослойную и многослойную схемы проведения разведочных выработок взрывом на выброс. Однослойную схему проведения используют при взрывании наносов мощностью до 1,5—1,8 м, многослойную—при проведении выработок глубиной более 2 м. Как при одно-

слойной, так и при многослойной схемах проведения выработок кроме взрывов основных зарядов производят взрывание дополнительных (повторных) зарядов: при однослойной схеме происходят один основной и иногда еще один повторный взрывы; при многослойной — несколько основных и несколько повторных взрывов (число основных и повторных взрывов принимается в зависимости от числа слоев проходки или, следовательно, от числа рядов забуриваемых шпуров).

Технологический цикл проведения выработок взрывом на выброс включает следующие производственные операции: подготовку трассы выработки и разметку шпуров по ее продольной оси, бурение шпуров, заряжание и взрывание зарядов ВВ, при необходимости производство повторных взрывов и уборку породы после последнего повторного взрыва.

Бурение шпуров производят, как правило, вручную. Глубина бурения шпуров составляет 1,0—1,2 м, а диаметр шпуров 0,15—0,20 м. По существу, проводят неглубокие, вертикальные выработки, обычно называемые в других управлениях «лунками». Расстояние между шпурами принимают равным 1,5—2,0 м. При бурении шпуров (лунок) используют стальные ломы и специальные металлические «ложки» (для извлечения буровой мелочи). Операция бурения шпуров является наиболее трудоемкой. На ее выполнение затрачивается обычно 50—60% общего времени труда проходчиков.

Заряжание шпуров (лунок) производят аммонитом № 6-ЖВ (в основном рассыпным). Масса основных зарядов ВВ зависит от глубины их заложения и составляет, как правило, 4—5 кг. Для повторных взрывов массу зарядов увеличивают на 15—20%. Шпуры заряжают примерно на две трети их глубины, а оставшуюся одну треть шпура заполняют забоечным материалом (смесь глины, суглинков и песка). Взрывание основных и повторных зарядов производят главным образом с помощью детонирующего шнура (ДШ).

Оставшаяся в выработке после окончания взрывных работ разрыхленная взрывом порода разбирается кайлом или ломом и выбрасывается лопатами за пределы выработки. В зависимости от условий проведения объем породы, подлежащей уборке, в среднем составляет 10—15%. На уборку оставшейся породы затрачивается

примерно 10—15% общего времени, используемого на весь комплекс технических операций.

Работы по проведению выработок ведут звеньями. В состав звена входят два проходчика, один из которых имеет права взрывника. Оплата труда рабочих и учет выполненных объемов производятся по усредненной категории за 1 м проведенной до проектной глубины выработки.

В СВГУ систематически анализируется и обобщается передовой опыт проведения разведочных выработок взрывом на выброс. Начиная с момента внедрения взрыва на выброс (1957 г.) производительность труда по проведению разведочных выработок этим способом увеличилась почти в 4 раза, а стоимость проведения снизилась примерно в 1,5—2 раза. В 1971—1972 гг. средняя производительность труда на одного проходчика составила 19 м³ проектного объема выработок за смену.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Анализ производственной деятельности организаций Министерства геологии СССР и горнодобывающей промышленности показывает, что разведочные каналы и траншеи являются одним из важнейших видов открытых горноразведочных выработок. Представляя большие возможности для детального изучения поверхности месторождений, они способствуют значительному сокращению общих объемов дорогих буровых работ и работ по проведению подземных горных выработок на последующих стадиях разведки.

Выполненные рядом научно-исследовательских институтов прогнозы позволяют предположить, что общие объемы геологических исследований с помощью разведочных каналов и траншей на протяжении ближайших 15—20 лет будут непрерывно расширяться, однако это должно сопровождаться одновременным уменьшением площади поперечных сечений каналов. Таким образом, объемы работ по проведению разведочных выработок, выраженные, как это принято сейчас, в кубических единицах объема вынутых пород, останутся примерно на постоянном уровне — 10—12 млн. м³ ежегодно. При этом до 30—50% этих объемов (по скальным породам, на

участках развития многолетней мерзлоты, а также по талым породам в условиях резко пересеченной местности, бездорожья, а также на участках с малыми объемами работ, где применение дорогих в эксплуатации землеройных машин может оказаться экономически невыгодным), будут выполняться, как и прежде, с применением буровзрывных работ.

Значительные объемы работ по проведению разведочных каналов и траншей буровзрывным способом требуют постоянного совершенствования техники и технологии взрывных работ. Основным вариантом взрывного способа проведения открытых разведочных выработок в настоящее время является взрыв на выброс, нашедший широкое применение в практике работ геологических организаций. На основании прогнозных расчетов можно полагать, что и в дальнейшем этот способ будет еще значительно распространен, поскольку освоение его не требует больших капитальных вложений, а применение позволяет достигать высоких технико-экономических показателей.

Отмечая прогрессивность и эффективность проведения разведочных каналов и траншей взрывом на выброс, необходимо указать, что на современном этапе технология применения этого способа не является достаточно совершенной и полностью разработанной. Это вызвано прежде всего необходимостью учета многочисленных и разнообразных специфических особенностей, присущих практике геологоразведочных работ. К главнейшим из них в первую очередь относятся: сравнительно малая глубина заложения зарядов (в основном до 3 м); размещение зарядов ВВ зачастую вблизи или непосредственно на контакте взрывааемых наносных отложений и подстилающих коренных пород; взрывание однорядных совместнодействующих зарядов ВВ при наличии одной обнаженной грунтовой поверхности; многослойное (пони-тервальное) взрывание наносной толщи. Наличие большого количества экспериментальных данных, полученных как при проведении открытых горноразведочных выработок, так и при аналогичных работах в смежных отраслях промышленности, позволило приступить к решению вопросов научно обоснованного проектирования и расчета основных параметров взрывных работ для условий проведения открытых разведочных выработок.

Анализ практических данных и результатов выполненных исследований показывает, что эффективность буровзрывных работ при проведении открытых разведочных выработок во многом зависит от принятых способов и средств создания зарядных камер (бурения шпуров или проходки лунок). Наилучшие показатели достигаются при однослойной схеме проведения разведочных выработок взрывом на выброс, что возможно при использовании средств механизированного бурения (мотобуров, мотосверл и др.). Особое внимание необходимо уделять также выбору технически и экономически целесообразных взрывчатых материалов. При этом следует руководствоваться рекомендациями § 6 и 7.

На стадиях проектирования проведения разведочных выработок взрывным способом могут оказаться полезными и быть использованы рациональные параметры взрыва на выброс и соответствующие этим параметрам показатели расхода ВВ, приведенные в § 12 и 13. Для применения однослойной схемы проведения разведочных выработок взрывом на выброс рациональные параметры и показатели буровзрывных работ установлены на основе изложенного в главе III расчетно-аналитического метода, а для применения многослойной схемы проведения разведочных выработок расчетные значения основных параметров буровзрывного комплекса должны уточняться по результатам специальных опытных работ.

Основными направлениями дальнейшего развития и совершенствования техники и технологии проведения открытых разведочных выработок взрывным способом являются:

1. Разработка и организация массового производства и применение наиболее совершенного механического инструмента для механизации всех технологических операций процесса проведения, в первую очередь — бурения шпуров и проходки лунок для повторного взрывания. Такой инструмент должен иметь независимый источник энергии (вероятнее всего, легкий двигатель внутреннего сгорания), быть высокопроизводительным, легким (транспортибельным), простым, дешевым и в то же время надежным в эксплуатации; к сожалению, существующие конструкции мотобуров и мотоперфораторов еще не вполне отвечают этим требованиям.

2. Внедрение в практику производства взрывных работ при проведении выработок новых достаточно мощных и в то же время более дешевых ВВ. Это позволит получить существенный экономический эффект не столько за счет получения прямой экономии от уменьшения стоимости ВВ, сколько за счет возможного применения технологии производства работ с увеличением расхода более дешевых ВВ, соответствующим ростом показателя выброса, уменьшением затрат времени на ручную зачистку выработок от разрыхленной взрывом, но не выброшенной из ее проектного сечения породы, и в конечном счете — за счет роста производительности труда рабочих и снижения затрат на заработную плату.

3. Разработка расчетно-аналитического метода определения рациональных параметров буровзрывных работ при многослойной схеме проведения разведочных выработок взрывом на выброс; установление и внедрение рациональных технологических схем и параметром многослойного взрывания, обеспечивающих снижение стоимости и трудоемкости работ, уменьшение разброса породы и соблюдение требуемых размеров выработок.

4. Изучение механизма и закономерностей действия взрыва различных по форме, конструкции и расположению зарядов ВВ с целью разработки новых методов взрывного проведения открытых горноразведочных выработок, использование которых позволяет повысить эффективность взрывных работ и получить выработки проектного сечения при минимальных разбросе и уборке горных пород.

УКАЗАНИЯ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СОПРОТИВЛЯЕМОСТИ РЫХЛЫХ ПОРОД ВЗРЫВУ НА ВЫБРОС

1. 1. Общие положения

1. Под сопротивляемостью горных пород взрыву на выброс понимается свойство их оказывать противодействие разрушению и перемещению при взрывании зарядов взрывчатого вещества.

2. В качестве основного критерия сопротивляемости рыхлых пород взрыву на выброс принят показатель (q_n — кг/м), численно равный расходу ВВ в килограммах на 1 м видимой глубины выемки взрыва при глубине заложения одиночного сосредоточенного заряда $W=1$ м и показателе действия взрыва $n=1$. Дополнительным критерием служит расчетный удельный расход ВВ (q_0 — кг/м³) при $W=1$ м и $n=1$. Величины q_n и q_0 являются постоянными характеристиками для определенных ВВ и породы. Они названы показателями сопротивляемости породы взрыву на выброс.

3. Основной способ определения показателей сопротивляемости рыхлых пород взрыву на выброс состоит в производстве опытных взрывов одиночных сосредоточенных зарядов аммонита № 6-ЖВ при $W=1$ м и $n=1$. При этом требуемые показатели вычисляются по формулам

$$q_n = \frac{Q}{p} \quad (1)$$

$$q_0 = Q. \quad (2)$$

где Q — масса заряда, кг; p — видимая глубина взрыва, м.

4. При невозможности соблюдения какого-либо из отмеченных стандартных условий (одиночные заряды $W=1$ м и $n=1$) или необходимости использования опытных данных с параметрами взрывания, отличных от указанных стандартных значений, показатели q_n и q_0 могут быть определены по формулам:

для взрывов одиночных зарядов

$$q_n = \frac{Q\sqrt{W}}{pW^2} \left(\frac{2n-1}{0,4 + 0,6n^2} \right). \quad (3)$$

$$q_0 = \frac{Q\sqrt{W}}{W^3} \left(\frac{1}{0,4 + 0,6n^3} \right); \quad (4)$$

при одновременном взрывании нескольких зарядов, расположенных в один ряд,

$$q_n = \frac{Qn\sqrt{W}}{mW^3} \left(\frac{2n-1}{0,4 + 0,6n^3} \right) \quad (5)$$

$$q_0 = \frac{Qn\sqrt{W}}{mW^3} \left(\frac{1}{0,4 + 0,6n^3} \right), \quad (6)$$

где m — показатель сближения зарядов, равный отношению расстояния между зарядами к глубине их заложения.

5. Формулы (3)—(6) могут быть использованы также в тех случаях, когда взрываемые наносы по глубине будут представлены чередованием различных разновидностей рыхлых пород, не тождественных друг другу по составу и свойствам. При этом глубина заложения опытных зарядов должна быть по возможности близкой или равной мощности наносных отложений с тем, чтобы после расчетов получать показатели, учитывающие влияние неоднородности взрывающей наносной толщи.

6. При расположении зарядов на контакте двух разнопрочных сред (взрываемых наносов и подстилающих коренных пород) показатели сопротивляемости взрывающей породы должны устанавливаться с учетом поправочного коэффициента, определяемого по формуле

$$\gamma_k = 0,5 + 0,5 \sqrt[3]{\frac{f_n}{f_k}}, \quad (7)$$

где f_n и f — коэффициенты крепости соответственно взрываемой (верхней) и подстилающей (нижней) пород по шкале проф. М. М. Протодяконова.

При этом значения поправочного коэффициента γ_k следует вводить в числителе формул (3)—(6).

7. При проведении опытных работ следует соблюдать постоянными условия взрывания. Все опытные взрывы должны быть проведены в одинаковых горно-геологических условиях и при неизменных параметрах взрывания, соответствующих требованиям настоящих указаний.

8. Общим требованием для всех опытных взрывов, по результатам которых определяются искомые показатели, является соблюдение следующих условий:

производство взрывов должно быть осуществлено на участках с примерно одинаковой по строению, составу и свойствам наносной толщей пород;

форма зарядов — сосредоточенная;

применяемое ВВ — аммонит № 6-ЖВ или другие, равноценные по взрывной эффективности ВВ;

применение качественной забойки — обязательное.

II. Организация, проведение и оформление результатов опытных работ

9. Приказом по геологической организации назначаются ответственный руководитель опытных работ (горный мастер или техник-специалист по буровзрывным работам) и исполнители (инженер-геолог, взрывники, проходчики и пр.). Общее руководство по проведению опытных работ возлагается на главного инженера экспедиции (партии).

10. Перед началом опытных работ ответственный руководитель совместно с геологом управления (экспедиции) устанавливают типичные для данной местности разновидности пород (рыхлых отложений), которые необходимо опробовать на сопротивление взрыву, и намечают места проведения опытных работ. Ответственный исполнитель составляет план их проведения. В плане указывают ответственных лиц, исполнителей, сроки, последовательность и объемы работ. План согласовывается с руководством экспедиции (партии) и утверждается главным инженером геологического управления.

11. Опытные работы проводятся при строгом соблюдении установленных правил безопасности («Единые правила безопасности при взрывных работах», М., «Недра», 1973 г. и «Единые правила безопасности при геологоразведочных работах», М., «Недра», 1972 г.). С исполнителями работ проводят обязательный инструктаж по проведению открытых горных выработок способом взрыва на выброс.

12. Показатели сопротивляемости пород взрыву на выброс определяют по результатам зачетных взрывов. Зачетными считаются те взрывы, которые при точном соблюдении принятой технологии взрывания и отсутствии заметных изменений физико-механических свойств пород дают расхождение расчетных величин от среднего значения серии взрывов в пределах $\pm 10-15\%$. Число зачетных взрывов должно быть не менее 4—5.

13. При проведении опытных взрывов необходимо обязательно применять плотную песчано-глинистую забойку. В исключительных случаях, при невозможности получить эту забойку, забоечным материалом может служить породная мелочь, образуемая при проходке зарядных камер (шпуров, лунок).

14. Одиночные заряды ВВ можно взрывать любым из применяющихся способов, а совместнодействующие — только одновременно, применяя электродетонаторы мгновенного действия или детонирующий шпур. Число совместнодействующих зарядов в ряду не должно быть менее 3—4.

15. В процессе опытных работ описывают структуру и строение исследуемых рыхлых отложений и обязательно определяют их гранулометрический состав, влажность и плотность.

16. Образцы для испытаний отбирают в специально проведенных ручными инструментами выработках (шурфах, траншеях). Места отбора проб устанавливает инженер-геолог; распределение их по участку работ должно быть равномерным.

17. При описании рыхлых отложений обязательно указывают наименование пород, их физическое состояние (плотные, пористые, рыхлые, мерзлые и т. д.), распространение и условия залегания, литологический и гранулометрический состав с обязательным указанием содержания щебня, гальки, валунов и т. п. в процентном от-

пошенин ко всему объему и другие признаки. Одновременно даются описание и условия залегания подстилающих коренных пород. Здесь же указывается и коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова.

18. Подготовку к взрыву, зарядание, взрывание и фиксирование результатов зачетных взрывов выполняют в следующем порядке: выбранное для размещения шпуров место очищают от валежника и др., удаляют при этом и слой породы с растительностью (5—7 см). На расчищенном месте пробуривают шпуры необходимой глубины, в забое которых путем простреливания (взрывания) небольших по массе зарядов ВВ создают «котловую» полость. После этого замеряют глубину шпуров и результаты замера фиксируют в ведомости опытных работ. Затем производят зарядание шпуров. Окончив зарядание, замеряют расстояния от верха зарядов до устья шпуров и записывают их в ведомость. Пространство от заряда до устья шпуров заполняют забойкой и утрамбовывают ее, затем взрывают заряды ВВ. После взрыва замеряют размеры полученной воронки (выемки); для одиночных зарядов — диаметр и видимую глубину воронки выброса; для совместнодействующих зарядов — ширину и видимую глубину выемки выброса.

19. Диаметр и видимую глубину измеряют по двум взаимно перпендикулярным направлениям. Видимая глубина определяется промером максимального отвесного расстояния от натянутого для измерения диаметра (ширины) полотна рулетки до поверхности разрыхленного слоя грунта, оставшегося в воронке (выемке) выброса после взрыва зарядов ВВ. Все линейные замеры производят дважды (во избежание грубых ошибок) и записывают с точностью отсчета ± 1 см. В ведомость опытных взрывов заносят среднее значение результатов замеров.

20. Для замеров линейных размеров шпуров и воронок (выемок) взрыва необходимо иметь тесмяную 10-метровую рулетку и специ-

Форма № 1

(Образец заполнения)

Характеристика рыхлых отложений и коренных пород

Описание рыхлых отложений	Краткая характеристика коренных пород и глубина их залегания
<p>Плотные, серые, пылеватые глины с небольшим количеством песка и отдельными зернами мелкого гравия. Средняя влажность 8%. Плотность 1,8 г/см³. Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова $f_v = 0,6$</p>	<p>Плотные пегматиты. Коэффициент крепости (по шкале проф. М. М. Протодяконова) $f_n = 10$. Глубина залегания 1,8—2,0 м</p>
<p>Инженер-геолог</p>	<p>(подпись)</p>
<p>Руководитель опытных работ</p>	<p>(подпись)</p>

ВЕДОМОСТЬ

определения показателей сопротивляемости породы взрыву на выброс

Дата _____
Наименование объекта _____
(управление, экспедиция, шуртин, участок и т. д.)Характеристика взрывающей породы _____
(наименование и др.)

Способ бурения — ручной, ВВ — аммонит № 6-ЖВ, способ взрывания — огневой

№ омытого заряда	Глубина шуров		Глубина заложения зарядов $W = \frac{h_1 + h_2}{2}$, м	Масса заряда Q , кг	Расстояние между зарядами a , м	Параметры воронки (шыхки) взрыва		Показатель действия взрыва $n = \frac{D}{2W}$	Показатели сопротивляемости породы взрыву на выброс	
	после простваливания h_1 , м	после заряжения или h_2 , м				диаметр (ширина) D , м	видимая глубина R , м		расход ВВ на 1 м видимой глубины q_B , кг/м	расчетный удельный расход q_0 , кг/м ³
1	1,05	0,95	1,00	1,6	—	2,00	0,36	1,00	4,45	1,6
2	1,10	0,90	1,00	1,6	—	2,05	0,38	1,02	4,20	1,6
3	1,06	0,98	1,02	1,6	—	2,52	0,40	1,24	4,00	1,05
4	1,03	0,93	0,98	1,6	—	2,21	0,41	1,13	3,90	1,28
5	1,12	1,00	1,06	1,6	—	2,36	0,43	1,11	3,75	1,32
			1,01	1,6	—	2,23	0,40	1,10	4,06	1,37

Средние значения

Руководитель работ _____ (подпись)

Исполнитель работ _____ (подпись)

Взрывник _____ (подпись)

альную деревянную рейку длиной 2,5—3,0 м с нанесенными на нее сантиметровыми делениями. Для определения массы зарядов используют весы или заранее изготовленные и протарированные мерные совки.

21. По известным величинам параметров взрывания и результатам зачетных взрывов согласно формулам (1)—(6) вычисляют искомые показатели, а затем находят их среднее значение для зачетной серии. Основные данные и результаты экспериментальных взрывов, по которым определяют показатели сопротивляемости пород взрыву на выброс, должны быть зафиксированы в соответствующей ведомости.

22. В результате проведения опытных работ должна быть собрана следующая документация по каждой разновидности пород (рыхлых отложений):

геологическая документация взрываемых и подстилающих пород (форма № 1);

ведомость основных данных опытных взрывов (форма № 2).

23. После окончания опытных работ составляют акт, к которому прилагают всю требуемую по опытным работам документацию. Акт подписывают лица, ответственные за проведение испытаний, и утверждает главный инженер управления (экспедиции).

Приложение II

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ ТРУДОЕМКОСТИ И СТОИМОСТИ РАБОТ ПО ОТДЕЛЬНЫМ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ОПЕРАЦИЯМ ПРОВЕДЕНИЯ РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК ВЗРЫВОМ НА ВЫБРОС

При установлении рациональных параметров взрыва на выброс расчетно-аналитическим методом (см. § 10) необходимо обосновать принимаемые для расчета показатели трудоемкости и стоимости работ, входящие в соответствующие расчетные формулы. Величины затрат времени и стоимостные показатели по основным технологическим операциям проведения разведочных выработок, взрывом на выброс (трудоемкости и стоимости бурения 1 м шпура, заряжения и взрывания 1 кг ВВ, уборки 1 м³ породы) можно определить либо по данным имеющихся отчетных и статистических материалов, либо специальным расчетом на основе использованных действующих нормативных и справочных руководств ([25, 54] и др.).

В последние годы при бурении талых и мерзлых рыхлых пород начали использовать мотосверла. Однако в ЕНВ не содержится норм времени на механизированное бурение пород мотосверлами, а также на проходку лунок и котловых шпуров. В связи с этим рекомендуется пользоваться (при возможности с уточнением) дополнительными данными по трудоемкости создания зарядных камер вручную и мотосверлами, приведенными в табл. 1.

Трудоемкость заряжения и взрывания 1 кг ВВ (1₀) зависит от вида взрывчатого вещества, его расфасовки и физического состояния, а также от принятого способа заряжения. Обычно при проведении разведочных выработок применяют ручное заряжение шпу-

Таблица 1

Характеристика рыхлых отложений	Трудоемкость создания зарядных камер вручную и мотосверлами (по данным хро- нометражных наблюдений ЦНИГРИ), чел-ч/м		
	Ручное бурение		Бурение мотосверлом МС-1
	лунок	котловых шпуров	
Талые	0,2—0,3	0,05—0,10	0,05—0,10
Сезонномерзлые	0,6—0,7	0,25—0,35	0,20
Многолетнемерзлые	2,0—2,5	—	0,50—0,75

ров (лунок). Согласно данным института ЦНИГРИ при проектировании можно принимать $t_b = 0,03—0,05$ чел-ч/кг. Для конкретных условий взрывных работ значение t_b следует уточнять на основании имеющихся статистических данных или по результатам хронометражных наблюдений.

Трудоемкость уборки разрыхленной взрывом породы (t_y) принимается в зависимости от интервала глубины выработки по нормам времени ЕНВ 1969 г. [25] (табл. 2).

Стоимость создания 1 м зарядной камеры (шпура, лунки) пропорциональна трудоемкости ее проходки и может быть рассчитана по формуле

$$r_k = c_k t_k [k_n k_{н.п} k_c k_y (k_d + k_d^* k_{ИТР}) + k_{п.д} (k_y k_d + k_d^* k_{ИТР})], \quad (1)$$

где c_k — тарифная ставка рабочего на бурении, t_k — трудоемкость создания 1 м зарядной камеры (см. табл. 1 и 2); k_n — коэффициент надбавок к заработной плате, вызываемых экономико-географическим положением района работ

$$k_n = k_1 + k_2 + k_3 + \dots + k_i - (i - 1),$$

k_1 — районный коэффициент к заработной плате; k_2, k_3, \dots, k_i — коэффициенты надбавок за высокогорность, пустыньность, безводность и др.; i — общее количество используемых коэффициентов. В зави-

Таблица 2

Категория пород по шкале ЕНВ 1969 г.	Трудоемкость ручной уборки породы в пересчете на плотное тело, чел-ч/м ³ , при глубине выработки		
	0—1 м	1—2 м	2—3 м
I—III	0,62	0,74	0,93
IV—IX	0,80	0,95	1,19
X—XII	0,99	1,18	1,48
XIII—XX	1,26	1,43	1,79

симости от условий проходки разведочных выработок величина k_n колеблется от 1 до 2 и более; $k_{н.п}$ — коэффициент, учитывающий накладные расходы и плановые накопления и принимаемый по данным организации, ведущей работы; k_a — коэффициент, учитывающий затраты на социальное страхование рабочих и ИТР; согласно работе [54] $k_a = 1,048$; k_y — коэффициент, учитывающий затраты подсобно-вспомогательного производства и со стороны; по данным работы [54] $k_y = 1,02$; k_d и k'_d — коэффициенты дополнительной зарплаты соответственно для рабочих и ИТР; согласно работе [54] $k_d = 1,055$ и $k'_d = 1,088$; $k_{ИТР}$ — отношение основной зарплаты ИТР к основной зарплате рабочих; согласно [54] можно принять для условий проходки канав взрывным способом $k_{ИТР} = 0,24$; $k_{н.д}$ — коэффициент, учитывающий расходы на полевое довольствие рабочих и ИТР и равный 0,4—0,5.

Стоимость заряжания и взрывания 1 кг ВВ для конкретных условий работ можно рассчитать по формуле

$$r_{в} = c_{в} t_{в} [k_n k_{н.п} k_c k_y (k_d + k'_d k_{ИТР}) + k_{н.д} (k_y k_d + k'_d k_{ИТР})] + k_{н.п} k_{т.з} S_{в} + k_{н.п} k_{т.з} S_{с.в.}, \quad (2)$$

где $c_{в}$ — тарифная ставка взрывника; $t_{в}$ — трудоемкость взрывания (включая заряжание, монтаж взрывной сети и др.) 1 кг ВВ; как уже отмечалось выше, $t_{в} = 0,03$ — $0,05$ чел-ч/кг; $k_{т.з}$ — коэффициент, учитывающий транспортные расходы по перевозке взрывчатых материалов от заводов до района производства работ,

$$k_{т.з} = 1 + \frac{S_{т}}{S_{в}},$$

где $S_{т}$ — расходы по перевозке 1 кг ВВ от завода-изготовителя до объекта работ. В зависимости от дальности и трудности транспортирования величина $k_{т.з}$ может составлять до 2 и более; $S_{в}$ и $S_{с.в.}$ — отпускная цена соответственно 1 кг ВВ и средств взрывания, используемых при проходке разведочных канав взрывом на выброс.

Стоимость уборки 1 м³ породы (в расчете на плотное тело) подсчитывают по формуле

$$r_{уб} = c_y t_y [k_n k_{н.п} k_c k_y (k_d + k'_d k_{ИТР}) + k_{н.д} (k_y k_d + k'_d k_{ИТР})], \quad (3)$$

где c_y — тарифная ставка рабочего по уборке породы, t_y — трудоемкость уборки породы (см. табл. 3).

Формулы (1) и (3) в отличие от выражения (2) не содержат членов, учитывающих затраты на материалы. Это связано с тем, что при существующей технологии бурения шпуров и уборки породы вручную расходы на материалы, оборудование и его износ незначительны по сравнению с заработной платой рабочих и ИТР,

**РЕКОМЕНДУЕМАЯ ФОРМА ПАСПОРТА БВР ДЛЯ УСЛОВИЙ
ПРОВЕДЕНИЯ РАЗВЕДОЧНЫХ КАНАВ И ТРАНШЕЙ ВЗРЫВОМ
НА ВЫБРОС**

Министерство геологии СССР

Геологическое управление (трест) _____

Экспедиция _____

Партия _____

Участок _____

«УТВЕРЖДАЮ»

Главный инженер экспедиции (партии)

«_____» _____ 197__г.

I. Схема расположения шпуров

План выработки

в масштабе 1:100

Продольный разрез

выработки в масштабе 1:100

Поперечный разрез

в масштабе 1:100

II. Характеристика выработки (—ок)

1. Длина по дну, м _____

2. Глубина, м _____

3. Ширина по дну, м _____

4. Угол откоса стенок выработки, градус _____

5. Площадь поперечного сечения, м² _____

III. Характеристика пород .

Порода	Плотность, т/м ³	Весовая влажность, %	Содержа- ние круп- нообломоч- ного ма- териала, %	Категория пород		
				по бурн- ности (шкала ЕНВ 1969 г.)	по сопро- тивляемо- сти взрыву выброса (шкала ЦНИГРИ)	по крепо- сти (шкала проф. М. М. Протодья- конова)
1. Взрываемые наносные отложения						
2. Подстилающие коренные породы						

IV. Исходные технологические сведения

1. Схема проведения _____
(однослойная, многослойная)
2. Число и глубина (мощность) слоев проходки _____
3. Вид зарядных камер _____
(шпур, котловые шпур, лунки)
4. Способ создания зарядных камер _____
(бурение вручную или механизированное)
5. Число и масса зарядов простреливания _____
6. Форма и конструкция основных зарядов ВВ _____
7. Взрывчатое вещество _____
8. Средства взрывания _____
9. Способ заряжания _____
10. Длина и материал забойки _____
11. Способ взрывания _____
(огневой, электрический, с применением ДШ)
12. Зачистка выработок _____
(вручную или механизированная)

VI. Меры безопасности

1. Радиус опасной зоны и способ ее обозначения _____

(согласно ЕПБ на взрывные работы)

2. Места расположения постов оцепления и укрытий для рабочих

(указываются на ситуационном плане)

3. Время производства взрывов _____

VII. Дополнительные замечания

1. При многослойной схеме проведения открытых разведочных выработок способом взрыва на выброс к паспорту БВР прилагаются схемы проведения с указанием плановых и профильных размеров выемки после предыдущего взрыва.

2. Показатели расхода шпурометров и взрывчатых материалов, отнесенные на 1 м³ проектного объема выработок, можно определить путем деления приведенных в разделе V итоговых расходных величин на площадь поперечного сечения выработок.

3. И т. д. _____

Руководитель буровзрывных работ

(подпись)

_____ 197__ г.

С паспортом БВР ознакомлены

Профессия	Подпись	Дата

РАЦИОНАЛЬНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАСХОДА ШПУРОМЕТРОВ И ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ПРОВЕДЕНИЕ РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК ВЗРЫВОМ НА ВЫБРОС

Рациональные показатели расхода шпурометров и взрывчатых материалов определены для следующих условий и технологии проведения открытых разведочных выработок взрывом на выброс.

1. Проектные размеры выработок — глубина $H=1,0-3,0$ м, ширина по дну $b=0,8$ м, угол откоса стенок $\alpha=55-60^\circ$.

2. Взрываеемые породы — I—VIII категории сопротивляемости взрыву выброса по шкале ЦНИИГРИ (см. § 3).

3. Расположение шпуров — однорядное вдоль продольной оси выработки.

4. Способ бурения шпуров — механизированный (с применением мотобура М-1) или для пород I—V категорий вручную (ломы, кувалды).

5. Число простреливаний на шпур — 1—4 в зависимости от массы основных зарядов ВВ.

6. Масса зарядов простреливания — для I—V категорий (талые рыхлые породы) в среднем 3%, для V—VI категорий (сезонномерзлые породы) 4—8%, для VII—VIII категорий (многолетнемерзлые породы) 6—10% от массы основных зарядов ВВ.

7. Форма зарядов ВВ — сосредоточенная (отношение высоты заряда к его диаметру не более двух).

8. Тип ВВ — гранулиты АС-4, С-2, М; зерногранулит 79/21 при взрывании сухих и маловлажных рыхлых отложений. Акватол 65/35, зерногранулит 30/70, гранулотол при взрывании обводненных пород. Патроны азмонита № 6-ЖВ для зарядов простреливания и изготовления боевиков.

9. Забойка — забоечным материалом (песчано-глинистой смесью или породной мелочью) заполняется оставшееся пространство шпуров (лунок).

10. Способ взрывания — огневой для одиночных зарядов ВВ; с применением детонирующего шнура и электрический для одновременного взрывания зарядов ВВ. Детонирующий шнур предусматривается применять при проведении коротких (5—7 м), значительно удаленных друг от друга (50 м и более) выработок.

Рациональность показателей расхода ВМ установлена исходя из условия минимальной стоимости проведения 1 м выработок. При этом в соответствии с изложенным в § 6 расчетно-аналитическим методом предварительно определяли значения рационального показателя действия взрыва $n_{\text{взв}}$ для усредненных условий взрывания на выброс и соответствующие рациональные параметры взрывных работ (глубину заложения зарядов, расстояние между ними и их массу).

При расчетах показателей расхода шпурометров и ВМ на 1 м выработки использованы формулы:

для определения расхода шпурометров (м/м)

$$L_{\text{ш}} = \frac{W}{a} = \frac{1}{n_{\text{взв}}}, \text{ м/м;}$$

для определения расхода ВВ

$$q_d = \frac{k_n Q}{a} = \frac{k_n q_0 W^2}{\sqrt{W}} \left(\frac{0,4}{n_{\text{рац}}} + 0,6 n_{\text{рац}}^2 \right), \text{ кг/м;}$$

для определения расхода капсуль-детонаторов или электродетонаторов

$$l_k = \frac{k}{a} = \frac{k}{W n_{\text{рац}}}, \text{ шт/м;}$$

для определения расхода огнепроводного шнура

$$l_{o.ш} = \frac{(K-1)(W+0,3)+3,0}{a} = \\ = \frac{(K-1)(W+0,3)+3,0}{W n_{\text{рац}}}, \text{ м/м;}$$

для определения расхода детонирующего шнура

$$l_{д.ш} = \left(\frac{W+0,5}{a} + 1 \right) = \frac{W+0,5}{W n_{\text{рац}}} + 1, \text{ м/м,}$$

где $W=0,9H$ — глубина заложения зарядов, м; H — проектная глубина выработки, м; $a=W n_{\text{рац}}$ — расстояние между зарядами, м; Q — масса основных зарядов ВВ, кг,

$$Q = q_0 \frac{W^2}{\sqrt{W}} (0,4 + 0,6 n_{\text{рац}}^2);$$

q_0 — расчетный удельный расход ВВ при $W=1$ м и $n=1$ (показатель сопротивляемости породы взрыву выброса по шкале ЦНИГРИ); k_n — коэффициент, учитывающий расход ВВ на простреливание шпуров; в расчетах принималось для талых рыхлых пород $k_n=1,03$, для сезонномерзлых — $k_n=1,06$, для многолетнемерзлых — $k_n=1,08$; K — число капсуль-детонаторов или электродетонаторов, расходуемых на один шпур; при расчетах принималось для $Q < 6$ кг $K=2$; $Q=6-10$ кг $K=3$; $Q=10-20$ кг $K=4$ и $Q > 20$ кг $K=5$.

В приведенных ниже таблицах даны показатели расхода на 1 м выработки. При необходимости установления соответствующих показателей расхода, отнесенных к 1 м³ проектного объема выработки, следует разделить табличные данные на площадь проектного сечения выработок. При глубинах выработок $H < 1,0$ м и $H > 3$ м соответствующие показатели могут быть вычислены согласно рекомендациям расчетно-аналитического метода, изложенного в § 6.

Показатели расхода шпурометров и взрывчатых материалов на 1 м выработки при взрывании
талых рыхлых пород I категории шкалы ЦНИГРИ ($q_B = 1,7 \div 2,1$ кг/м)

Показатели	Угол откоса стенок выработки 55°										
	Глубина, м										
	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,0
	Площадь проектного сечения выработки, м²										
	1,5	2,0	2,5	3,1	3,7	4,4	5,1	6,0	6,8	7,7	8,7
Шпурометры, м	0,45	0,45	0,45	0,45	0,45	0,45	0,45	0,45	0,45	0,45	0,45
ВВ (с учетом зарядов простреливания), кг	1,7	2,3	2,9	3,6	4,3	5,1	5,9	6,9	7,9	8,9	10,0
Капсюли-детонаторы или электродетонаторы, шт.	1,00	0,85	1,10	1,25	1,10	1,00	1,15	1,05	0,95	0,90	0,85
Огнепроводный шнур, м	2,1	2,0	2,2	2,0	2,5	2,2	2,8	2,5	2,7	2,6	2,5
Детонирующий шнур, м	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6

Приведенные показатели обеспечивают получение близкой к минимуму стоимости работ при:
показателе действия взрыва $n_{\text{рац}}=2,2$;
проценте выброса породы взрывом 95—98%;
производительности труда (в 1 м³ проектного объема выработки) 50—65 м³/чел.-смену.

Таблица 2

Показатели расхода шпурометров и взрывчатых материалов на 1 м выработки при взрывании
талых рыхлых пород II категории шкалы ЦНИГРИ ($q_B = 2,1 \div 2,6$ кг/м)

Показатели	Угол откоса стенок выработки 55°										
	Глубина, м										
	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,0
	Площадь проектного сечения выработки, м²										
	1,5	2,0	2,5	3,1	3,7	4,4	5,1	6,0	6,8	7,7	8,7
Шпурометры, м	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57
ВВ (с учетом зарядов простреливания), кг	1,5	2,0	2,5	3,1	3,7	4,4	5,1	6,0	6,8	7,7	8,7
Капсюли-детонаторы или электродетонаторы, шт.	1,25	1,05	0,90	1,20	1,10	1,30	1,20	1,10	1,25	1,15	1,05
Огнепроводный шнур, м	2,7	2,4	2,1	2,6	2,4	2,9	2,9	2,8	3,3	3,2	3,1
Детонирующий шнур, м	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8

Приведенные показатели обеспечивают получение близкой к минимуму стоимости работ при:
показателе действия взрыва $n_{\text{рац}} = 1,75$;
проценте выброса породы взрывом 80—85%;
производительности труда (в 1 м³ проектного объема выработки) 24—35 м³/чел.-смену.

Показатели расхода шпурометров и взрывчатых материалов на 1 м выработки при взрывании талых рыхлых пород III категории шкалы ЦНИГРИ ($q_b = 2,6 \div 3,2$ кг/м)

Показатели	Угол откоса стенок выработки 55°										
	Глубина, м										
	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,0
	Площадь проектного сечения выработки, м ²										
	1,5	2,0	2,5	3,1	3,7	4,4	5,1	6,0	6,8	7,7	8,7
Шпурометры, м	0,69	0,69	0,69	0,69	0,69	0,69	0,69	0,69	0,69	0,69	0,69
ВВ (с учетом зарядов простреливания), кг	1,35	1,80	2,25	2,80	3,30	3,95	4,60	5,40	6,10	6,9	7,85
Капсюли-детонаторы или электродетонаторы, шт.	1,55	1,25	1,10	0,95	1,30	1,15	1,40	1,30	1,20	1,10	1,05
Огнепроводный шнур, м	3,2	2,8	2,5	3,1	3,0	3,6	3,4	3,7	4,0	3,9	3,8
Детонирующий шнур, м	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9

Приведенные показатели обеспечивают получение близкой к минимуму стоимости работ при: показателе действия взрыва $n_{взр} = 1,45$; проценте выброса породы взрывом 68—73%; производительности труда (в 1 м³ проектного объема выработки) 17—22 м³/чел.-смену.

Таблица 4

Показатели расхода шпурометров и взрывчатых материалов на 1 м выработки при взрывании талых рыхлых пород IV категории шкалы ЦНИГРИ ($q_b = 3,2 \div 4,0$ кг/м)

Показатели	Угол откоса стенок выработки 55°										
	Глубина канав, м										
	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,0
	Площадь проектного сечения выработки, м ²										
	1,5	2,0	2,5	3,1	3,7	4,4	5,1	6,0	6,8	7,7	8,7
Шпурометры, м	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77
ВВ (с учетом зарядов простреливания), кг	1,35	1,80	2,25	2,80	3,30	3,95	4,60	5,40	6,10	6,9	7,85
Капсюли-детонаторы или электродетонаторы, шт.	1,70	1,42	1,23	1,06	1,43	1,30	1,53	1,43	1,33	1,20	1,43
Огнепроводный шнур, м	3,4	3,2	2,9	2,7	3,3	3,1	3,8	4,2	4,5	4,4	4,3
Детонирующий шнур, м	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0

Приведенные показатели обеспечивают получение близкой к минимуму стоимости работ при: показателе действия взрыва $n_{взр} = 1,30$; проценте выброса породы взрывом 63—68%; производительности труда (в 1 м³ проектного объема выработки) 15—19 м³/чел.-смену.

Показатели расхода шпурометров и взрывчатых материалов на 1 м выработки при взрывании тальных рыхлых пород V категории по шкале ЦНИГРИ ($q_v = 4,0 \div 5,0$ кг/м)

Показатель	Угол откоса стенок выработки 55°										
	Глубина, м										
	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,0
Показатель	Площадь проектного сечения выработки, м²										
	1,5	2,0	2,5	3,1	3,7	4,4	5,1	6,0	6,8	7,7	8,7
Шпурометры, м	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84
ВВ (с учетом зарядов простреливания), кг	1,5	2,0	2,5	3,1	3,7	4,4	5,1	6,0	6,8	7,7	8,7
Капсюли-детонаторы или электродетонаторы, шт.	1,85	1,55	1,35	1,15	1,55	1,40	1,65	1,55	1,45	1,65	1,55
Огнепроводный шнур, м	3,8	3,4	3,1	2,9	3,8	3,4	4,1	4,1	3,9	5,4	4,7
Детонирующий шнур, м	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1

Приведенные показатели обеспечивают получение близкой к минимуму стоимости работ при: показателе действия взрыва $\eta_{взр} = 1,2$; проценте выброса породы взрывом 60—64%; производительности труда (в 1 м³ проектного объема выработки) 13—16 м³/чел.-смену.

Таблица 6

Показатели расхода шпурометров и взрывчатых материалов на 1 м выработки при взрывании тальных рыхлых пород VI категории шкалы ЦНИГРИ ($q_v = 5,0 \div 6,2$ кг/м)

Показатель	Угол откоса стенок выработки 55°										
	Глубина, м										
	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,0
Показатель	Площадь проектного сечения выработки, м²										
	1,5	2,0	2,5	3,1	3,7	4,4	5,1	6,0	6,8	7,7	8,7
Шпурометры, м	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91
ВВ (с учетом зарядов простреливания), кг	1,80	2,40	3,00	3,72	4,45	5,37	6,13	7,20	8,17	9,25	10,45
Капсюли-детонаторы или электродетонаторы, шт.	2,00	1,67	1,43	1,25	1,67	1,5	1,82	1,67	1,54	1,78	1,67
Огнепроводный шнур, м	4,25	3,68	3,31	3,00	3,84	3,65	4,54	4,38	4,28	5,15	5,05
Детонирующий шнур, м	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2

Приведенные показатели обеспечивают получение близкой к минимуму стоимости работ при: показателе действия взрыва $\eta_{взр} = 1,1$; проценте выброса породы взрывом 55—60%; производительности труда (в 1 м³ проектного объема выработки) 12—14 м³/чел.-смену.

Показатели расхода шпурометров и взрывчатых материалов на 1 м выработки при взрывании сезонномерзлых рыхлых пород V категории шкалы ЦНИГРИ ($q_a = 4,0 \div 5,0$ кг/м)

Показатели	Угол откоса стенок выработки 60°										
	Глубина, м										
	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,0
Показатели	Площадь проектного сечения выработки, м²										
	1,4	1,8	2,3	2,8	3,3	3,9	4,6	5,3	6,0	6,8	7,6
Шпурометры, м	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84
ВВ (с учетом зарядов простреливания), кг	1,68	2,16	2,76	3,36	3,96	4,68	5,52	6,36	7,20	8,16	9,12
Капсюли-детонаторы или электродетонаторы, шт.	1,85	1,55	1,35	1,15	1,55	1,40	1,65	1,55	1,45	1,65	1,55
Огнепроводный шнур, м	3,9	3,7	3,1	2,8	3,4	3,3	4,1	4,0	3,9	4,8	4,6
Детонирующий шнур, м	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1

Приведенные показатели обеспечивают получение близкой к минимуму стоимости работ при:
 показателе действия взрыва $\eta_{\text{взр}} = 1,2$;
 проценте выброса породы взрывом 65—70%;
 производительности труда (в 1 м³ проектного объема выработки) 13—18 м³/чел.-смену.

Таблица 8

Показатели расхода шпурометров и взрывчатых материалов на 1 м выработки при взрывании сезонномерзлых рыхлых пород VI категории шкалы ЦНИГРИ ($q_a = 5,0 \div 6,2$ кг/м)

Показатели	Угол откоса стенок выработки 60°										
	Глубина, м										
	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,0
Показатели	Площадь проектного сечения выработки, м²										
	1,4	1,8	2,3	2,8	3,3	3,9	4,6	5,3	6,0	6,8	7,6
Шпурометры, м	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91
ВВ (с учетом зарядов простреливания), кг	1,96	2,52	3,22	3,92	4,62	5,45	6,45	7,42	8,40	9,50	10,65
Капсюли-детонаторы или электродетонаторы, шт.	2,00	1,67	1,43	1,25	1,67	1,50	1,82	1,67	1,54	1,78	1,67
Огнепроводный шнур, м	4,25	3,68	3,31	3,00	3,84	3,65	4,54	4,38	4,28	5,15	5,05
Детонирующий шнур, м	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2

Приведенные показатели обеспечивают получение близкой к минимуму стоимости работ при:
 показателе действия взрыва $\eta_{\text{взр}} = 1,1$ %;
 проценте выброса породы взрывом 60—65%;
 производительности труда (в 1 м³ проектного объема выработки) 12—16 м³/чел.-смену.

Показатели расхода шпурометров и взрывчатых материалов на 1 м выработки при взрывании многолетнемерзлых рыхлых пород VII категории шкалы ЦНИГРИ ($q_n = 6,2 \div 7,8$ кг/м)

Показатели	Угол откоса стенок выработки 60°										
	Глубина, м										
	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,0
Показатели	Площадь проектного сечения выработки, м²										
	1,4	1,8	2,3	2,8	3,3	3,9	4,6	5,3	6,0	6,8	7,6
Шпурометры, м	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91
ВВ (с учетом зарядов простреливания), кг	2,52	3,24	4,14	5,04	5,94	7,02	8,30	9,55	10,80	12,25	13,68
Капсюли-детонаторы или электродетонаторы, шт.	2,00	1,67	1,43	1,87	1,67	2,0	1,82	1,67	1,92	1,78	1,67
Огнепроводный шнур, м	4,25	3,68	3,31	4,2	3,73	4,67	4,45	4,40	5,30	5,17	5,20
Детонирующий шнур, м	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2

Приведенные показатели обеспечивают получение близкой к минимуму стоимости работ при:
 показателе действия взрыва $n_{взр} = 1,1$;
 проценте выброса породы взрывом 65—70%;
 производительности труда (в 1 м³ проектного объема выработки) 10—14 м³/чел.-смену.

Таблица 10

Показатели расхода шпурометров и взрывчатых материалов на 1 м выработки при взрывании многолетнемерзлых рыхлых пород VIII категории шкалы ЦНИГРИ ($q_n = 7,8 \div 9,7$ кг/м)

Показатели	Угол откоса стенок выработки 60°										
	Глубина, м										
	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,0
Показатели	Площадь проектного сечения выработки, м²										
	1,4	1,8	2,3	2,8	3,3	3,9	4,6	5,3	6,0	6,8	7,6
Шпурометры, м	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
ВВ (с учетом зарядов простреливания), кг	2,8	3,6	4,6	5,6	6,6	7,8	9,2	10,6	12,0	13,6	15,2
Капсюли-детонаторы или электродетонаторы, шт.	2,22	1,85	1,59	2,08	1,86	2,22	2,02	2,30	2,13	1,98	1,85
Огнепроводный шнур, м	4,60	4,5	3,7	4,70	5,30	5,20	5,40	5,9	5,8	6,4	5,7
Детонирующий шнур, м	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3

Приведенные показатели обеспечивают получение близкой к минимуму стоимости работ при:
 показателе действия взрыва $n_{взр} = 1,0$;
 проценте выброса породы взрывом 60—65%;
 производительности труда (в 1 м³ проектного объема выработки) 7÷13 м³/чел.-смену.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Азаркович А. Е., Антонов Л. Н., Симанкин А. Г. Анализ основных закономерностей действия взрыва на выброс и разработка аналитического метода определения рациональных параметров взрывных работ при проходке разведочных shaft. — В кн.: «Техника и технология горноразведочных и буровых работ», вып. 106. М., изд. ЦНИИГРИ, 1973, с. 3—19.
2. Азаркович А. Е., Тихомиров А. А. Взрывная и экономическая эффективность ВВ, применяемых на карьерах. — «Горный журнал», 1969, № 10, с. 64—67.
3. Азаркович А. Е., Тихомиров А. П. Современные промышленные взрывчатые вещества, их оценка и условия рационального применения на карьерах. М., изд. ЦНИИЦветмет, 1969, 99 с.
4. Ананьев С. П. и др. Буровзрывные работы, проведение и крепление выработок. М., ГИТИ лит-ры по горному делу, 1961, 356 с.
5. Антонов Л. Н., Симанкин А. Г. Методика выбора ВВ для проходки разведочных shaft и траншей взрывом на выброс. М., изд. ЦНИИГРИ, 1969, 18 с.
6. Антонов Л. Н., Симанкин А. Т. Опыт применения гранулированных взрывчатых веществ при проходке разведочных shaft взрывом на выброс. — В кн.: «Техника и технология горных и буровых работ», вып. 90. М., изд. ЦНИИГРИ, 1970, с. 27—35.
7. Барон Л. И., Докучаев М. М., Васильев Г. А. Взрывные работы в горнорудной промышленности. М., Госгортехиздат, 1960, 179 с.
8. Барон Л. И., Логунцов Б. М., Позин Е. З. Определение свойств горных пород. М., Госгортехиздат, 1962, 332 с.
9. Барон Л. И., Росси Б. Д., Левчик С. П. Дробящая способность взрывчатых веществ для горных работ. М., Госгортехиздат, 1960, 112 с.
10. Белаенко Ф. А. Исследование полей напряжений и процесса образования трещин при взрыве колонковых зарядов в скальных породах. — В кн.: Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. М., Изд-во АН СССР, 1948, с. 126—139.
11. Бондаренко В. С. Об уточнении технического нормирования горнопроходческих работ при разведке. Изв. вузов, «Геология и разведка» № 7, 1968, с. 7—11.
12. Бродов Е. Ю. Исследование разрушительного действия взрыва в связном грунте. — В кн.: «Действие взрыва в грунте и расчет зарядов». М., Госстройиздат, 1954, с. 34—60.
13. Бучнев В. К. Буровзрывные работы. М., Углетехиздат, 1958, 263 с.

14. Вагин И. В., Смоляницкий А. А., Тихонов Н. В. Видимая глубина горноразведочных канав, проходимых взрывом на выброс. М., изд. ОНТИ ВИЭМС, № 71, 1969, 14 с.
15. Власов О. Е. К основам теории разрушения пород взрывом. — В кн.: «Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва». М., Изд-во АН СССР, 1958, с. 44—60.
16. Власов О. Е., Смирнов С. А. Основы расчета дробления горных пород взрывом. М., Изд-во АН СССР, 1962, 104 с.
17. Гаек Ю. В., Шумило В. А. Волны напряжений центральной и осевой симметрии в упругой безграничной среде и анализ современных взглядов на их природу. — В кн.: «Взрывное дело», № 57/14. М., «Недра», 1965, с. 90—105.
18. Горное дело. Энциклопедический справочник, т. 10. М., Углетехиздат, 1958, 625 с.
19. Давыдова Е. Г., Давыдов С. А. Свойства взрывчатых веществ и действие взрыва в грунте. — В кн.: «Действие взрыва в грунте и расчет зарядов». М., Госстройиздат, 1954, с. 99—117.
20. Давыдов С. А. Взрывы на выброс при гидротехническом строительстве. — В кн.: «Взрывные работы», вып. III. М., Госстройиздат, 1956, с. 27—31.
21. Давыдов С. А. О взрываемых средах. — «Горный журнал», 1969, № 3, с. 73—78.
22. Дапчев П. С. О влиянии водонасыщенности грунтов и горных пород на эффект действия взрыва. — В кн.: «Взрывное дело», 45/2. М., Госгортехиздат, 1960, с. 54—62.
23. Демидюк Г. П. Взрывные работы. Ч. I. М.—Л., ОНТИ, 1937, 256 с.
24. Дабкин И. Е., Введенский М. Н. Проходка канав способом взрыва на выброс. — «Разведка и охрана недр», 1971, № 5, с. 40—45.
25. Единые нормы выработки на геологоразведочные работы (ЕНВ). Горнопроходческие работы. М., «Недра», 1969, 440 с.
26. Единые правила безопасности при взрывных работах. М., «Недра», 1972, 319 с.
27. Куличихин Н. И., Бондаренко В. С. Классификация горных пород для технического нормирования горноразведочных работ. М., «Недра», 1970, 143 с.
28. Лепехин А. Н., Смоляницкий А. А., Собин О. Е., Мурзлин А. И. Опыт проходки канав в Бом-Горхонской партии с применением игданита. М., изд. ОНТИ ВИЭМС, 1972, 9 с.
29. Ломтадзе В. Д. Методы лабораторных исследований физико-механических свойств песчаных и глинистых грунтов. М., Госгеолиздат, 1952, 235 с.
30. Малюшинский Ю. Н. Физико-механические свойства и их значения в вопросах устойчивости бортов угольных карьеров. М., Углетехиздат, 1951, 60 с.
31. Маслов Н. Н., Котов М. Ф. Инженерная геология. М., Стройиздат, 1971, 341 с.
32. Маслов Н. Н. Прикладная механика грунтов. М., Машстройиздат, 1949, 328 с.
33. Методическое пособие по инженерно-геологическому изучению горных пород. Том I. М., Изд. МГУ, 1968, 347 с.
34. Назаров П. П., Кудинова Л. А. О рациональных параметрах буровзрывных работ при проходке разведочных канав

взрывом на выброс. — В кн.: «Экономика буровых и горноразведочных работ». М., изд. ВИАМС, 1973, с. 46—57.

35. Перечень рекомендуемых взрывчатых веществ. Межд. ведомственная комиссия по взрывному делу. М., «Недра», 1974.

36. Плеханов И. Г. Буровзрывной способ проходки канав в вечномёрзлых грунтах при поисках и разведке месторождений полезных ископаемых. Иркутск, изд. ИПИ, 1966, 24 с.

37. Покровский Г. И. Взрыв. М., «Недра», 1973, 182 с.

38. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. М., Госстройиздат, 1957, 276 с.

39. Покровский Г. И., Черниговский А. А. Расчет зарядов при массовых взрывах на выброс. М., Госгортехиздат, 1963, 87 с.

40. Полов И. Н., Бонас О. В. Применение БВР при проходке разведочных канав в рыхлых породах. М., «Недра», 1965, 55 с.

41. Родионов В. Н. и др. Механический эффект подземного взрыва. М., «Недра», 1971, 221 с.

42. Симанкин А. Г. Исследование показателей взрывания рыхлых и связных горных пород с целью разработки классификация их по сопротивляемости взрыву выброса. Дисс. на соиск. уч. степени канд. техн. наук. М., МГРИ, 1971.

43. Симанкин А. Г. Определение величины зарядов при проходке геологоразведочных канав взрывом на выброс. М., изд. ВИАМС. Экспресс-информация, № 110, 1970, 15 с.

44. Симанкин А. Г. Определение объемов уборки пород при проходке разведочных канав. М., изд. ВИАМС, экспресс-информация, № 10, 1973, с. 24—31.

45. Симанкин А. Г. Расчет зарядов выброса при малых глубинах их заложения. — «Проектирование и строительство угольных предприятий», 1969, № 10, с. 79—82.

46. Смоляницкий А. А. Видимая глубина воронки выброса. Изв. вузов, «Геология и разведка», № 4, 1969, с. 146—150.

47. Смоляницкий А. А. К расчету некоторых параметров геологоразведочных канав при проходке взрывом на выброс. Изв. вузов, «Геология и разведка», № 2, 1968, с. 115—120.

48. Смоляницкий А. А. Расчет параметров взрывных работ при проходке геологоразведочных канав взрывом на выброс. — Обзор ВИАМСа. Серия «Техника и технология геологоразведочных работ, организация производства». М., изд. ВИАМС, 1970, 38 с.

49. Смоляницкий А. А., Собин О. А. Вариант многоярусной проходки геологоразведочных канав взрывом. Изв. вузов, «Геология и разведка», № 3, 1972, с. 122—125.

50. Спиридонов И. Г. Действие взрыва в грунте и пути совершенствования взрыва на выброс. Л., изд. ЛКВВИА им. А. Ф. Можайского, 1960, 145 с.

51. Справочник по буровзрывным работам на карьерах. Киев, «Наукова думка», 1973, 439 с.

52. Справочник горного мастера геологоразведочных партий. М., «Недра», 1973, 368 с.

53. Справочник по инженерной геологии. М., «Недра», 1968, 540 с.

54. Справочник укрупненных проектно-сметных нормативов на геологоразведочные работы (СУСН). Вып. IV. М., «Недра», 1968, 350 с.

55. Стеценко А. М. Расчетный метод определения параметров БВР для проведения поисково-разведочных траншей. М., изд. ВИАМС, экспресс-информация. Серия «Техника и технология геологоразведочных работ; организация производства», № 7, 1973, с. 15—34.

56. Страусман Р. Я. Анализ взрывов на выброс. В сб.: «Взрывное дело», № 61/18. М., «Недра», 1966, с. 175—187.

57. Суханов А. Ф. Действие взрыва в среде. — Энциклопедический справочник «Горное дело», т. 4. М., Углетехиздат, 1958, с. 120—131.

58. Единый тарифно-квалификационный справочник работ и профессий рабочих. Вып. 4. М., 1969, 264 с.

59. Твердохлеб И. С., Шароваров В. А. Влияние влажности пород на скорость отрыва при взрыве. — «Горный журнал», 1966, № 12, с. 9—11.

60. Терметчиков М. К. Проходка канав методом взрывания на выброс. Фрунзе, «Илим», 1971, 97 с.

61. Терминологический словарь (горное дело). М., «Недра», 1970, 300 с.

62. Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве. М., «Энергия», 1972, 208 с.

63. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. М., Госстройиздат, 1972, 240 с.

64. Типовой проект организации труда рабочих горнопроходческой бригады на проходке канав взрывом на выброс. М., изд. ВИАМС, 1972, 28 с.

65. Ханукаев А. Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. М., «Недра», 1974, 224 с.

66. Ханукаев А. Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. М., Госгортехиздат, 1962, 246 с.

67. Цимбаревич П. М. Механика горных пород. М., Углетехиздат, 1948, 184 с.

68. Цытович Н. А. Механика грунтов. М., Госстройиздат, 1963, 636 с.

69. Черри Дж. Машинный расчет воронок, образующихся при взрыве. Сб. «Механика», № 6 (106). М., «Мир», 1967, с. 163—186.

70. Шифрин Е. И. Применение метода подобия для корректировки зарядов при взрывании на выброс. — В сб.: «Взрывное дело», № 61/18. М., «Недра», 1966, с. 144—160.

