

А. А. СМОЛЯНИЦКИЙ

ПРОХОДКА
ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ
КАНАВ
ВЗРЫВОМ

А. А. СМОЛЯНИЦКИЙ

ПРОХОДКА
ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ
КАНАВ
ВЗРЫВОМ



МОСКВА
«НЕДРА»
1974

75-12100

Смоляницкий А. А. Проходка геологоразведочных канав взрывом. М., «Недра», 1974, 144 с.

Дана общая характеристика канавных работ. Рассмотрен комплекс вопросов, связанных с технологией, техникой, теорией и практикой проведения геологоразведочных канав взрывом. Даны возможные способы проведения канав в различных условиях. Приведены результаты экспериментальных исследований автора. Определены значения рациональных параметров взрывных работ. Разработана методика инженерного расчета параметров взрыва и выемок выброса. Работа содержит сведения, требуемые при проектировании и производстве проходки канав энергией взрыва, и представляет интерес для специалистов геологоразведочной службы, а также для студентов геологоразведочных вузов и факультетов.

Табл. 30, ил. 36, список лит. — 66 назв.

ПРЕДИСЛОВИЕ

Дальнейшее развитие геологических исследований требует разработки и внедрения высокоэффективных методов производства канавных работ. Одним из таких методов является использование энергии взрывчатых веществ (ВВ) в целях разработки массива горных пород. Первые сведения в технической литературе о применении в нашей стране ВВ при проведении выработок типа канав и траншей относятся к 1929 г. В последующие годы этот способ получает все большее развитие. С середины пятидесятых годов в ряде геологических партий был внедрен прогрессивный способ проведения канав и траншей взрывом на выброс. В настоящее время энергия ВВ широко используется при проходке геологоразведочных канав.

Теория и практика канавных работ с использованием энергии ВВ основаны на фундаментальных исследованиях ведущих советских ученых — академиков М. А. Лаврентьева, М. А. Садовского, Н. Н. Семенова, Я. Б. Зельдовича, Ю. Б. Харитона, Л. И. Седова, Н. В. Мельникова, С. А. Христиановича, А. Ю. Ишлинского.

Основной объем канав проходится в грунтах. Теория взрыва в грунтах разработана Х. А. Рахматуллиним, С. С. Григоряном, Г. И. Покровским, К. Г. Станюковичем, Г. М. Ляховым, М. М. Докучаевым, В. Н. Родионовым, Е. И. Шемякиным, Г. П. Демидюком, Л. Н. Марченко, В. Н. Мосинцом, А. А. Вовком.

В последние годы все большее внимание вопросам проведения канав на выброс уделяется научно-исследовательскими и производственными организациями Министерства геологии СССР: Центральным научно-исследовательским геологоразведочным институтом цветных и благородных металлов (ЦНИГРИ), Всесоюзным институтом экономики минерального сырья (ВИЭМС), геологическими управлениями — Иркутским (ИГУ), Северо-Западным (СЗГУ), Читинским (ЧГУ), Дальневосточным (ДВГУ).

Вопросам технологии и экономики проведения канав посвящены диссертационные работы М. К. Терметчикова, А. А. Смоляницкого, И. Г. Плеханова, А. Г. Симанкина, О. А. Собина, А. Н. Чохи, М. А. Темес и др. Внедрению механизированных способов проведения канав способствовали исследования ряда вузов страны — Московский геологоразведочный институт

им. С. Орджоникидзе (Н. И. Куличихин, И. Н. Попов, А. О. Верчеба, Н. В. Тихонов), Иркутский политехнический институт (В. М. Рогинский).

Однако до сих пор применение энергии взрыва при проведении канав недостаточно освещено в имеющейся технической литературе. Стремление в какой-то мере восполнить этот пробел и послужило автору основанием для написания данной книги. Ввиду малого объема книги и необходимости изложения многообразного по содержанию материала в книге не затрагивается целый ряд специфических моментов теории и практики взрыва. Основное внимание уделено вопросам, непосредственно связанным с организацией, проектированием и производством взрывных работ при проведении канав.

Автор признателен профессорам Н. В. Тихонову и М. М. Докучаеву за внимание и методическую помощь, а также коллегам по буровзрывной секции НТО — Г. П. Демидюку, Л. Н. Марченко, Л. В. Дубнову, Б. Д. Росси и Н. П. Сеинову, — общение с которыми было весьма полезным.

Книга, являющаяся первой монографией по проведению геологоразведочных канав, естественно, не лишена недостатков, и автор с благодарностью воспримет замечания читателей. Эти замечания следует направлять по адресу: Москва К-9, проспект К. Маркса, 18, Московский геологоразведочный ин-т им. С. Орджоникидзе, кафедра механизации и автоматизации геологоразведочных работ.

1. ОБЩИЕ ВОПРОСЫ ПРОВЕДЕНИЯ КАНАВНЫХ РАБОТ

Одним из распространенных видов полевых геологических работ является проведение открытых горных выработок — канав, широко применяемых при геологическом изучении поверхности участка или месторождения.

Канавà (рис. 1) — горная выработка, искусственно созданная в земной коре, связанная с дневной поверхностью и имеющая значительную протяженность при ограниченном поперечном сечении.

Сечение канав условно принимается трапециевидным и колеблется от 0,6 до 20 м². Глубина канав изменяется от 0,5 до 5 м при протяжении от нескольких метров до 1 км и более.

Канавные работы являются важной и неотъемлемой частью геологических исследований; применяются на всех стадиях геологических исследований: при поисково-съёмочных работах масштабов 1:200 000, 1:50 000 и 1:25 000, при поисковых и разведочных работах масштабов 1:10 000, 1:2000. Канавы проходят для обнажения из-под рыхлых отложений мощностью до 5 м не только коренных пород, но и полезных ископаемых, а также при подготовке запасов по категориям С₂, С₁, В и А. Особенно велико значение канав в начальной стадии разведки, так как именно эти выработки позволяют определить направление и объем дальнейших работ, дают начальное представление о форме рудного тела и качестве полезного ископаемого.

Цель проходки канав: при поисково-съёмочных работах — вскрытие коренных пород; при разведочных работах — вскрытие верхних частей рудных тел.

Направление оси канавы определяется целевым назначением: при вскрытии коренных пород канавы задаются вкrest простирания; при вскрытии рудных тел — по простиранию (при ширине выхода рудного тела не свыше 2 м) или вкrest простирания до пересечения обоих контактов. Применение канав позволяет получить обнажение заданной протяженности и ширины (при необходимости часть канавы может быть расширена).

По выполняемым задачам и протяженности по полотну канавы делят на две группы: магистральные и прослеживающие (пунктирные). Протяженность магистральных канав от 50 м до нескольких километров. Протяженность прослеживающих канав

определяется рудным телом. Особую группу представляют пунктирные каналы, проходимые заданной протяженностью (3—20 м) через определенные интервалы.

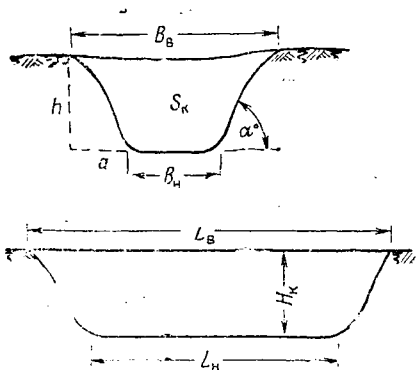


Рис. 1. Канавы (общий вид)
 $B_{в}$ — ширина по верху, $B_{н}$ — ширина по низу, $L_{в}$ — протяженность по верху, $L_{н}$ — протяженность по низу, $S_{кр}$ — поперечное сечение, $H_{к}$ — глубина канавы, α — угол наклона борта

Проходка канав производится по определенной геологической сетке, обусловленной геологической обстановкой и характером выполняемых работ. Значительный объем канав выполняется при изучении геофизических и геохимических аномалий, при составлении геологических карт различных масштабов. Так, при геологическом картировании масштаба 1:10 000 длина канав, как правило, не превышает 5 м; расстояния между ними до 100 м, а между линиями канав — до 500 м. Линии канав иногда могут отстоять друг от друга на весьма значительном

Таблица 1

Объем канавных работ по Министерству геологии СССР, тыс. м³

Республики	1960 г.	1965 г.	1970 г.
РСФСР	3991	6075	5700
УзССР	156	362	408
КазССР	284	436	708
УССР	30	65	35
ТаджССР	183	162	155
КиргССР	74	263	122
ГрузССР	80	146	180
АрмССР	128	136	152
АзССР	133	146	160
Всего по Министерству геологии СССР	6571	11870	11140

расстоянии (до 1,2 км). Для отдельных районов страны на 1 км² геологической съемки проходится около 0,5 тыс. м³ канав.

Ежегодные ассигнования на этот вид работ составляют по Министерству геологии СССР свыше 30 млн. р., что несколько превышает ассигнования на проходку тяжелых подземных горно-разведочных выработок. Распределение объемов канавных работ по Министерству геологии СССР приведено в табл. 1.

За период 1960—1967 гг. объем проходки геологических канав возрос вдвое при некоторой стабилизации в последующие годы.

Канавные работы выполняются на всей огромной территории страны, что обуславливает разнообразие природных условий участков работ (табл. 2).

Таблица 2

Распределение объемов работ по географическим зонам, %	
Зона	Объем работ
Арктические пустыни, тундра, лесотундра	2
Тайга	76
Лесостепь и степь	3
Горная зона	15
Пустыни и полупустыни	4

Природные факторы можно разделить на две группы:

— горно-геологические — мощность, крепость и физико-механические свойства пород, гидрогеологические условия;

— экономико-географические факторы — район работ, его климат, рельеф местности, дальность транспортирования, источники снабжения рабочей силой, электроэнергией и водой.

Канавные работы проводятся в породах, разнообразных по текстурно-структурным, минералого-петрографическим и литологическим признакам, что определяет крайнее разнообразие физико-механических свойств разрушаемых пород. Свыше 80% канав проходят в породах I—V категорий. Углубка в коренные породы составляет 0,2—0,3 м (6—17% объема канав). Значительный объем работ по проходке канав (35%) выполняется в мерзлых породах северных и горных районов страны (для РСФСР — 45%).

Глубина канав примерно соответствует мощности наносов, но не превышает 5 м (реже 7 м). Около 90% всего объема составляют выработки глубиной до 3 м. В последние годы наметилась тенденция некоторого увеличения средней глубины канав, но до сих пор канавы глубиной 5 м и выше составляют около 6% объема канавных работ. Основной объем проходки выполняется в интервале глубин 0,6—1,8 м. При проходке канав свыше 2,5—3 м возможно применение уступного способа

углубки и воротков с бадьями для выдачи породы, а также обязательно крепление — деревянное или металлическое кар-касное.

Виды крепления: распорки, стойки, сплошное с затяжкой всей боковой поверхности горбылем. Сплошное крепление применяется в весьма сыпучих и неустойчивых породах.

Канавы проходятся на равнинных участках, на склонах гор, на участках с сильно пересеченным рельефом. Направление оси канав может быть вдоль или поперек склона, что определяет форму сечения выработки: канавы могут быть полного профиля (двухбортные при горизонтальном участке), усеченного профиля и даже однобортные (врезы при наклонном рельефе).

Работы по проходке канав отличаются высокой трудоемкостью и себестоимостью, низкой производительностью. В определенной мере это объясняется тем, что свыше 60% всего объема работ выполняется в процессе съемки или поисков, т. е. на начальной стадии разведочных работ, и связано с целым рядом организационных трудностей. Кроме того, для этого вида работ характерны незначительная концентрация объемов в пределах одной партии (около 3 тыс. м³ на одну условную геологическую партию), труднодоступность объектов и сезонный характер работы на них. При решении вопроса организации канавных работ обычно руководствуются двумя исходными положениями:

— обеспечение высоких технико-экономических показателей (высокая производительность труда, механизация процесса, низкая стоимость);

— обеспечение высоких темпов работ за счет снижения некоторых технико-экономических показателей.

Следует учитывать, что снижение продолжительности работ ведет к уменьшению общих затрат на канавные работы за счет накладных расходов, полевых и амортизационных начислений.

В практике канавных работ имеют место две группы объектов. Первая группа объектов характеризуется большими объемами работ, выполняемыми сезонно или круглогодично в течение 2 лет и более, с участками работ, расположенными в легкодоступных районах. Вторая группа — это объекты с малыми объемами работ, с разобщенными и труднодоступными участками. Преобладание объектов второй группы сдерживает механизацию канавных работ (до сих пор около 30% всего объема выполняется вручную). Примерное распределение объема механизированной проходки и достигнутые показатели представлены в табл. 3.

Объем работ по проходке канав с применением ВВ за 1965—1970 гг. увеличился в 1,9 раза. На 1975 г. предусматривается около 70% всего объема (9,4 млн. м³) канав выполнить механизированным способом в основном за счет расширения использования энергии взрыва. Об экономической целесообразности

ности повышения уровня механизации канавных работ свидетельствует тот факт, что увеличение удельного объема механизированной проходки только на 1% экономит ежегодно народному хозяйству страны примерно 300 тыс. р. [21].

Таблица 3

Распределение объемов механизированной проходки канав
в Министерстве геологии СССР

Способ проходки	Объем работ, %			Производительность труда в смену, м ³	Стоимость, руб./м ³
	1961 г.	1965 г.	1970 г.		
1. Землеройными машинами — всего	28	39	39		
в том числе:					
бульдозерами	11	15	15	80—275	0,17—0,2
экскаваторами	11	15	15	70—160	0,17—0,5
канавокопателями	6	8	8	200—600	0,28—0,9
скреперами		1	1	8—20	1,2—1,8
2. Размыв потоком воды	2	2	1		0,6
3. С применением ВВ	5	15	28	20—50	0,7—3,4
Всего механизированными способами	35	56	68		

В настоящее время вопрос комплексной механизации по существу не решен, так как даже при проведении канав землеройной техникой многие операции цикла выполняются вручную — подноска инструмента, зачистка канавы, опробование забоя, размещение зарядов ВВ. Еще ниже уровень механизации проходческого цикла при проведении канав взрывом, где все основные операции цикла выполняются вручную — бурение шпуров (механизировано лишь на 10%), зарядание камер, монтаж взрывной сети, уборка разрушенной взрывом породы (от 60 до 10% по объему), опробование забоя, подноска инструмента и взрывчатых материалов. Доля ручного труда при проходке канав составляет до 85% всех трудовых затрат. Низкий уровень механизации канавных работ объясняется также отсутствием экономико-технических расчетов по установлению рациональных областей применения того или иного способа проходки канав.

Все способы можно разделить на две группы: проходку ручную и механизированную. Проходка канав вручную, естественно, является более трудоемкой и малопроизводительной по сравнению с механизированными способами. Производительность труда проходчика колеблется в пределах 2,5—4 м³ в смену при себестоимости 1 м³ канавы 1,8—6 р. Разновидностью этого способа является проходка канав в мерзлых грунтах «на пожог» с искусственным оттаиванием грунта. Этот способ отли-

чается наибольшей трудоемкостью и малой экономичностью: сменная производительность составляет 1,5—2,5 м³ при стоимости 1 м³ канавы 10—16 р. Исследования [61] показали целесообразность применения одного из механизированных способов проходки канав (рационального для данных условий) независимо от объемов работ по объекту. Поэтому объем проходки, выполняемый в настоящее время вручную, и является основным резервом повышения технико-экономической эффективности на канавных работах.

Интерес представляют показатели по проходке канав различными способами, скорректированные на фактическое поперечное сечение образуемой выемки [54].

Анализ этих данных позволяет сделать вывод о беспорной целесообразности широкого применения при проходке канав землеройных машин — экскаваторов, канавокопателей, бульдозеров. Однако не случайно объем проходки канав землеройными машинами за последнее время (1965—1972 гг.) практически не возрастает, несмотря на явную экономичность способа. В первую очередь это объясняется отсутствием специализированной землеройной техники. Используемая геологическими организациями техника создана для строительных и горных предприятий, что и ограничивает возможность ее применения (габариты, металлоемкость, стоимость, транспортные и эксплуатационные качества не удовлетворяют требованиям геологической службы). Так, бульдозеры, канавокопатели и экскаваторы могут быть применены лишь при уклонах местности 5—15°. Сечение канав при применении бульдозеров увеличивается примерно в 3 раза по сравнению с сечением при ручной проходке. При разработке экскаватором крупнообломочные включения не должны по своим размерам превышать в поперечнике 0,4—0,5 м. Ни один из этих механизмов не может быть использован для непосредственной разработки мерзлых грунтов или грунтов с повышенным содержанием каменистого материала (свыше 15—20%). Кроме того, применение этих средств не исключает необходимости выполнения большого объема работ по зачистке полотна (операция выполняется, как правило, вручную). Так, по данным А. Н. Чохи, при стоимости образования бульдозером 1 м полотна канавы 0,4 р. затраты на зачистку вручную достигают 0,8 р. В породах средней крепости (свыше IV категории) не нашли широкого применения скреперные установки, так как при этом необходимо предварительное рыхление. Проходка канав селевым и гидромониторным способами требует обеспеченности участка работ водой (не менее 20 м³/ч) и угла склона не менее 10° (для селевого способа).

Повсеместно применим способ образования канав с использованием энергии взрыва, но этому способу присущ повышенный расход дорогостоящих взрывчатых материалов, повышенная доля ручного труда и опасность работ. Поэтому применение

взрывчатых материалов при проходке канав должно сочетаться с применением рациональной технологии как источника компенсации повышенных расходов по статье «Материалы», а также как средства повышения производительности труда.

Основной задачей канавных работ является обеспечение максимальной геологической информации при минимальных затратах труда и средств. Выполнение этой задачи возможно на основе разработки и создания специализированных землеройных машин, конструкция которых учитывала бы необходимость комплексной механизации всех операций проходческого цикла, с последующим переходом от комплексно-механизированных систем к автоматизированной безлюдной выемке пород в пределах проектных контуров канав.

На ближайшие годы реально осуществимым направлением совершенствования канавных работ является более широкое применение энергии взрыва. Это определяет необходимость дальнейшей разработки теории и практики проходки канав взрывом, внедрение малой механизации.

2. ГРУНТ И ЕГО ФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА

Проходка канав осуществляется в горных породах различного состава и свойств. Основной объем проходки канав выполняется в рыхлых горных породах, называемых грунтами, значительно меньше канав проходится в крепких скальных породах (некоторые исследователи выделяют в отдельную группу скальные грунты). Скальные породы отличаются высокой крепостью, большой сопротивляемостью деформациям, имеющим в основном упругий характер.

Грунты распространены практически повсеместно и являются продуктом физического и химического выветривания скальных пород, вследствие чего грунт приобретает свойства дисперсных мелкораздробленных систем. Грунты характеризуются многокомпонентным составом и минерально-дисперсным строением, а также непрерывным изменением физико-механических свойств. Грунт состоит из совокупности твердых минеральных частиц (зерен), находящихся во взаимном контакте. Цементирующий материал между частицами отсутствует, так как грунт имеет поровое строение. Поры заполнены жидкой (вода) и газообразной (воздух, водяные пары, углекислый газ) фазами, находящимися в свободном и связанном состоянии. Вода может быть и в твердом состоянии (лед), что резко изменяет свойства грунта. В полностью водонасыщенном грунте не содержится газа, такой грунт является двухкомпонентной системой. Неводонасыщенный грунт представляет трехкомпонентную систему. В природе наиболее распространены трехкомпонентные неоднородные грунты, представленные твердыми частицами и запол-

нителями пор между ними, что затрудняет их разработку. Совокупность твердых частиц и связанной воды составляет скелет грунта, определяющий свойства всей системы. Существенное влияние на свойства грунта оказывают минералогический состав твердых частиц, их форма, размеры и степень окатанности. Грунты состоят из частиц одной или нескольких фракций. Количественное соотношение минеральных частиц различной формы характеризует гранулометрический состав грунтов.

По размеру зерен грунты делят на крупнообломочные, среднеобломочные и мелкообломочные. Форма крупно- и среднеобломочных частиц может быть угловатой, округлой и сложной конфигурации. Крупные обломки со временем получают окатанную форму (глыбы окатанной формы — валуны). Гравий и дресва — мелкий каменный материал, свойства которого промежуточны между галечником и песком. К галечникам относят

Таблица 4

Классификация пород по гранулометрическим элементам
(по В. В. Охотину)

Фракция	Размер частиц	Отдельные фракции	
		название	размер частиц
Валуны окатанные и камни угловатые	>20 см	Крупные Средние Мелкие	>80 см 80—40 » 40—20 »
Галька окатанная, щебень угловатый	20—4 см	Крупный щебень Щебень, крупная галька Мелкий щебень и мелкая галька	20—20 см 10—6 » 6—4 »
Гравий окатанный	40—2 мм	Крупный Средний Мелкий Очень мелкий	40—20 мм 20—10 » 10—4 » 4—2 »
Песок	2—0,5 мм	Грубый Крупный Средний Мелкий Тонкий	2—1 мм 1—0,5 » 0,5—0,25 » 0,25—0,1 » 0,1—0,05 »
Пыль	0,05— 0,001 мм		
Глина	<1 мк		

скопления несцементированных относительно крупных окатанных обломков, разработка которых крайне затруднена. Щебень — каменный материал, состоящий из обломков преимущественно угловатой формы. К среднеобломочным грунтам относят песок; к мелкообломочным — лёсс и глину [36]. Классификация гранулометрических элементов приведена в табл. 4.

Грунты могут быть подразделены на рыхлые несвязные и мягкие связные. К рыхлым несвязным относят несцементированные грунты, в которых не проявляются структурные связи (пески, галечники, гравий, щебень). Свойства таких грунтов определяются их гранулометрическим составом, а прочность характеризуется силами внутреннего сопротивления сдвигу, т. е. углом внутреннего трения и сцеплением. Деформации в типичных рыхлых грунтах даже при сравнительно небольших напряжениях имеют необратимый характер.

Мягкие связные грунты состоят из различных фракций. Наибольшее значение имеет количественное соотношение глины, песка и пыли; свойства грунтов определяются количественным содержанием глинистых минералов и степенью водонасыщенности. В зависимости от содержания воды глинистые грунты находятся в твердом, текучем или пластичном состоянии. Краткая характеристика отдельных разновидностей грунтов приводится ниже.

Глины (содержание глинистой фракции 30—60%) характеризуются высокой связностью в маловлажном состоянии, поэтому плохо разрабатываются, практически водонепроницаемы. Во влажном состоянии (до 60%) сильно набухают, становятся пластичными и липкими, более прочными; максимальная прочность соответствует оптимальной влажности.

Суглинки (содержание глинистой фракции 10—30%) обладают большой связностью, но незначительной водопроницаемостью. Во влажном состоянии все больше проявляют свойства глинистых пород. Наиболее плохо разрабатываются плотные сухие тяжелые суглинки.

Супесчаные грунты (глинистая фракция 2—10%) в сухом состоянии обладают достаточной связностью и водопроницаемостью. В сухом и влажном состоянии хорошо сопротивляются нагрузкам. С увеличением пылеватости этих грунтов их прочность уменьшается.

Песчаные грунты (глинистая фракция менее 3%) состоят из частиц размером до 3 мм. Лишены сцепления, являются типичным сыпучим материалом. При изменении влажности объем песчаных грунтов практически остается постоянным. При увлажнении песка происходит снижение сопротивления деформации и уменьшение трения между частицами, относительный сдвиг облегчается. При высыхании влажного песка или его полном

насыщении сцепление между частицами исчезает; в сухом состоянии не пластичны.

Особую группу представляют грунты болотного происхождения (типа торфа), широко распространенные на территории СССР (70 млн. га). Торф — трехфазная система, включающая твердую составляющую (волокна, гумус, минеральные включения), воду и воздух. Основные свойства торфа — малая прочность, повышенная водопроницаемость и сжимаемость. При нагрузках торф резко деформируется, изменяя объем за счет удаления воды и уменьшения пористости.

В отдельную группу выделяют пльвуны и лёсс. Пльвуны в основном лишены структурных связей между слагающими их частицами, легко теряют устойчивость и превращаются в текучую массу. Более часто пльвунами становятся водонасыщенные тонкозернистые грунты: глины, песок. Вскрытие пльвунов горными выработками затрудняет проведение и документирование выработок.

Лёсс — мелкозернистые грунты весьма однородного механического состава, высокой пористости, обладают повышенной связностью, что обуславливает их хорошую устойчивость.

Значительные объемы канав выполняются в моренных грунтах, которые широко представлены на западе и в северных районах страны (Кольский полуостров, Карелия, Белоруссия). Моренный грунт является четырехфазной системой, включающей скелет грунта, твердые включения, воздух и воду. Скелет грунта состоит из перемешанных частиц песка, глины, пыли. Твердые включения — валуны, галька, гравий — составляют от 5 до 45% и более от общего объема моренного материала, что недостаточно для создания своего жесткого скелета, но их наличие осложняет разработку моренных отложений, так как валуны достигают в поперечнике 1,5 м. Основной объем наших исследований выполнен в моренных отложениях Кольского полуострова, в моренных и торфяно-болотистых отложениях Карелии, в каменистых наносах (талых и мерзлых) Читинской области. Краткая характеристика моренных отложений участков работ приведена ниже.

Коэффициент крепости пород по М. М. Протодяконову (f) от 0,4 до 1. Угол внутреннего трения пород находится в пределах от 20 до 35°. Угол естественного откоса составляет в среднем 50°; пористость пород 40—50%, влажность 5—15%. Объемный вес пород колеблется от 1,5 до 1,8 т/м³. Моренный материал состоит из фракций: песчано-глинистой (50—54%), дресвяно-гравийной (14—16%), гальки (9%), валунно-глыбовой (20—25%).

Валуны представлены гранитами, гнейсами, норитами, градиоритами. Содержание глинистых частиц колеблется от 2 до 15% (чаще 2—5%). Мощность моренных отложений изменяется от 1 до 20 м. Моренные отложения относятся к средне-

взрывающей среде, для которой удельный расход ВВ (q_p) на дробление составляет $q_p = 0,5—0,8$ кг/м³.

Большие объемы канавных работ выполняются в мерзлых грунтах, имеющих отрицательную температуру и содержащих лед. Различают многолетне- и сезонномерзлые грунты [9]. Многолетнемерзлые грунты залегают на большой глубине и сохраняют отрицательную температуру (от $-1,5$ до -7°C) независимо от времени года. Слой грунта, лежащий над многолетнемерзлым (слой сезонного промерзания и оттаивания), называется деятельным слоем, так как подвержен изменению водно-теплового режима. Под грунтами, промерзающими в холодный период года, залегают немерзлые грунты. Слой оттаивания подстилается мерзлыми грунтами. Мощность деятельного слоя севернее 55° широты составляет для песчаных грунтов 2—3 м, для глинистых 1,5—2,3 м. Глубина сезонного промерзания зависит от таких факторов, как температура воздуха, скорость ветра, характер естественного покрова и толщина снегового покрова, влажность и теплопроводность грунта, уровень грунтовых вод.

Начало оттаивания для большинства районов страны — май — июнь; максимальное протаивание — сентябрь — октябрь; окончание промерзания — декабрь. Свойства мерзлых грунтов в основном определяются влажностью и температурой. При отрицательной температуре грунта вода замерзает и переходит в лед, что меняет физическое состояние грунта. Область практически замерзшей воды составляет для песка $-0,5^\circ\text{C}$, для суглинков -5°C и для глин -10°C . Таким образом, в мерзлых грунтах вода может находиться в следующей форме: прочносвязная (лед), незамерзшая и пар. В свою очередь, лед находится в виде льда-цемента (внутри пор) или льда-включений, разъединяющего частицы грунта. Сам лед является пластичным материалом и деформируется без изменения объема и нарушения сплошности.

Таким образом, основное различие мерзлых и талых грунтов в наличии цементирующего льда. Переход грунта из талого состояния в мерзлое приводит к глубоким изменениям прочностных и деформационных свойств среды.

Физико-механические свойства грунтов обуславливают их физическое состояние, закономерности изменения прочности и деформируемости. Физические и механические свойства грунтов определяют механизм поведения грунта под влиянием внешних нагрузок (взрыва). Некоторые показатели этих свойств грунта приведены в табл. 5.

Плотность (γ_0) — масса единицы объема только твердой минеральной фазы грунта

$$\gamma_0 = G : V_0, \text{ г/см}^3,$$

где G — масса твердой фазы при температуре грунта 4°C ;

V_0 — объем твердой фазы при тех же условиях.

Физико-механические свойства грунтов

Название	Плотность, г/см ³	Объемная масса, г/см ³	Порис- тость, %	Показа- тель про- стреливае- мости, дм ² /кгс	Кэффи- циент крепости по М. М. Протодья- кову
Грунт растительный					0,3
Грунт каменный					1—2
Песок, насыщенный водой		До 2,14			
Песок мелкозернистый	2,75	1,65—2	47	120—1100	0,3—0,5
Глина			6—45	До 70	0,6—1
Глина мерзлая				110	1—4
Суглинки моренные	2,66—2,74	1,75—2,3	22—31		0,5—0,8
Супесь		1,4—2			0,3
» моренная	2,64—2,73		22—36		
Древса		До 1,8			1,0
Торф		0,6			0,3—0,6
Галька цементирован- ная					1,5—2
Ил					0,8—2
Плывуны					0,2—0,6

Плотность характеризует в сочетании с объемной массой степень пористости грунтов. Пределы изменения значений плотности для горных пород от 0,8 до 8 г/см³.

Объемная масса (γ) — масса единицы объема грунта в его структурно ненарушенном состоянии.

$$\gamma = G : V, \text{ г/см}^3,$$

где V — объем грунта.

Объемная масса зависит от влажности грунта, его структуры и плотности. С увеличением пористости γ уменьшается. Более постоянной характеристикой является объемная масса скелета, т. е. масса единицы объема грунта за вычетом массы поровой воды, так как она зависит только от пористости и минералогического состава. Для большинства грунтов объемная масса колеблется в пределах 1,5—2 г/см³.

Пористость грунтов характеризует их прочность и сжимаемость. Это отношение объема всех пустот (пор) к общему объему грунта выражается формулой

$$n = \frac{V_n}{V} \cdot 100, \%$$

Показатель n для грунтов колеблется в пределах 0—80% и определяется размером слагающих частиц: чем меньше их размер, тем больше пористость, меньше связность и прочность, а также сопротивляемость деформированию. Наиболее пористые грунты — лёсс, песок.

Влажность грунта во многом определяет его свойства. Различают весовую и объемную влажности, определяемые соответственно формулами

$$\omega_n = G_v : G_c \quad \text{и} \quad \omega'_n = V_v : V_c,$$

где G_v , V_v — масса и объем воды в грунте;

G_c , V_c — масса и объем сухой породы.

Важной характеристикой физического состояния грунта является естественная влажность ω — количество воды, содержащейся в порах. Степень водонасыщения грунта характеризуется коэффициентом водонасыщения

$$K_\omega = \omega : \omega_n,$$

где ω , ω_n — естественная и общая влажность.

Коэффициент водонасыщенности K_ω характеризует степень заполнения пор грунта водой и позволяет судить о содержании в грунте отдельных компонентов. По его значению грунты подразделяют на маловлажные (менее 0,5); очень влажные (0,5—0,8) и насыщенные (0,8—1). Так, например, моренные грунты относятся к очень влажным и насыщенным — предел влажности моренной супеси от 0,36 до 1 (среднее 0,7) и суглинка 0,47—1 (среднее 0,85).

Коэффициент разрыхления. При разработке или извлечении части грунта из массива объем грунта увеличивается за счет разрыхления. Численно этот показатель характеризуется коэффициентом разрыхления K_p — отношением объема разрыхленной породы к объему той же породы в плотном состоянии. Пределы изменения значения K_p для грунтов 1—1,3; для мерзлых грунтов 1,5. В практике проходки канав взрывом этот показатель учитывается при определении объема грунта, оставшегося после взрыва в контурах выемки.

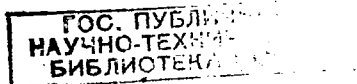
Физико-механические свойства мерзлого грунта во многом определяются его влажностью и температурой. Некоторые физические характеристики вечномерзлых грунтов по участку наших исследований (район Ново-Павловки Читинской области) приведены в табл. 6.

Таблица 6

Объемная масса и влажность мерзлого грунта

Грунт	Объемная масса, г/см ³	Влажность, %
Суглинок	1,35—2,15	16—85
Супесь	1,56—2,24	11—65
Песок	1,57—2,32	6—40

Усредненное значение удельного веса мерзлых грунтов составляет: для песка 2,60, супеси 2,7, суглинка 2,71, глины 2,74.



С влажностью и температурой грунта связан такой показатель, как льдистость, численно равный отношению веса льда к массе всей воды в грунте.

Основные механические свойства грунтов, учитывающие их сопротивляемость внешним нагрузкам, характеризуются [27]:

— законом сжимаемости — зависимостью между действующими нормальными и соответствующими объемными деформациями;

— законом формоизменения или сдвига — зависимостью между касательными напряжениями и деформациями сдвига;

— условием предельного состояния или прочности грунтов, определяющим предельное соотношение между нормальными и касательными напряжениями в грунте по площадкам скольжения.

Показатель крепости пород. Как известно, М. М. Протодяконов ввел количественный показатель, характеризующий степень крепости пород — коэффициент крепости f . 65 разновидностей типичных пород по классификации М. М. Протодяконова объединены в 10 классов со значением $f=0,2—25$. Напомним, что показатель

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{100},$$

где $\sigma_{сж}$ — сопротивление раздавливанию образца породы, кгс/см².

По значению коэффициента крепости все грунты относятся к группе мягких ($f=4—6$) и очень мягких пород ($f<4$).

Рассмотрим механические свойства мерзлых грунтов, резко отличающиеся от свойств талых грунтов того же состава. Механические свойства мерзлого грунта (табл. 7) во многом обусловлены его влажностью и температурой, определяющими содержание льда в грунте.

Таблица 7

Влияние температуры и влажности мерзлого грунта на показатель $\sigma_{сж}$ (по Е. П. Шушериной, Ю. П. Бобкову)

Влажность, %	Сопротивление одноосному сжатию $\sigma_{сж}$, кгс/см ²			
	супесь		суглинок	
	$t=-10^{\circ}\text{C}$	$t=-20^{\circ}\text{C}$	$t=-10^{\circ}\text{C}$	$t=-20^{\circ}\text{C}$
20	100	120	70	90
26	120	150	68	—
32	100	120	60	80

Сопротивление мерзлых грунтов сжатию и сдвигу при понижении температуры резко возрастает. Предел прочности

мерзлых грунтов на растяжение примерно в два раза меньше предела прочности на сжатие, т. е. $\sigma_{сж} = (1,5-3) \sigma_p$. Для мерзлых грунтов характерно, что зависимость сопротивления сдвигу от температуры и влажности качественно совпадает с аналогичными зависимостями для $\sigma_{сж}$.

Разработано много классификаций горных пород и грунтов с оценкой прочностных и деформационных свойств различными показателями. Для скальных, полускальных пород и связных глинистых грунтов основными показателями являются временное сопротивление сжатию, скалыванию, растяжению и упругие константы деформации. Для несвязных рыхлых и малосвязных грунтов более существенны показатели сопротивления сдвигу — сцепление, коэффициент внутреннего трения и показатели общей деформации.

Современные методы определения механических свойств горных пород при статических и динамических нагрузках подробно изложены в работах [36, 27].

Однако показатели, характеризующие механические свойства пород, все еще не нашли применения при расчетах параметров буровзрывных работ, хотя взаимосвязь прочностных и де-

Таблица 8

Удельный расход ВВ на выброс и рыхление
(расчетный)

Грунт	Удельный расход ВВ (аммонит № 6ЖВ), кг/м ³	
	на рыхление	на выброс
Песок	—	1,8—2
» плотный, влажный	—	1,4—1,5
Пески сухие	—	2—3
Суглинки водонасыщенные	0,35—0,5	0,7—0,8
» средние	0,4—0,5	1,1—1,2
» сухие	0,5	1,8—2,2
Глины крепкие	0,4—0,5	1,2—1,5
» водонасыщенные	0,35—0,4	0,8—1,0
Торф водонасыщенный	0,3	0,6—0,7
» влажный	0,35	0,8—1
Лесс водонасыщенный	0,3—0,4	1,1—1,5
» сухой	—	2,2—3,2
Грунт мерзлый	0,6—0,8	2—3
Гранит, гранодиорит, диабаз, базальт	0,5—0,75	—

формационных показателей разрушаемых сред с результатами взрыва сомнений не вызывает [48, 49, 29]. До сих пор недостаточно изучены законы, связывающие напряжения и деформации в грунтах при взрывных нагрузках; не разработаны упрощенные модели разрушаемого взрывом грунта, применимые для

практических расчетов. Такое положение обуславливает то, что сопоставление прочностных свойств разрушаемых грунтов производится по шкале М. М. Протодяконова, а разрушаемость грунтов при взрывных нагрузках сопоставляется по расчетным (табличным) значениям удельного расхода ВВ на выброс и рыхление (табл. 8).

Вопрос классификации грунтов по их сопротивляемости действию взрыва, т. е. по взрываемости, является сложной и пока однозначно нерешимой задачей, что подтверждается разнообразием предлагаемых критериев классификации. Взрываемость зависит от крепости горных пород и их вязкости. Наиболее распространена оценка степени взрываемости горных пород по удельному расходу ВВ, но сам этот показатель зависит от начальных параметров взрыва. Установлено [29] отсутствие прямой зависимости между удельным расходом ВВ и показателем f .

Следует отметить классификацию горных пород С. А. Давыдова. В качестве основного показателя шкалы используется показатель простреливаемости пород

$$P_{\text{пр}} = V_{\text{к}} : Q_{\text{п}},$$

где $V_{\text{к}}$ — объем полости прострела, дм^3 ;

$Q_{\text{п}}$ — величина заряда простреливания, кг.

По этой классификации применительно к проходке канав взрывом все грунты можно разбить на две основные группы: талые ($P_{\text{пр}} = 70—1100 \text{ дм}^3/\text{кг}$) и мерзлые ($P_{\text{пр}} = 15—70 \text{ дм}^3/\text{кг}$).

При установлении взрываемости горных пород, особенно при взрывах на выброс, важно не только учесть сопротивляемость разрушению, но и способность преодолеть сцепление, порвать связи. Наши исследования показывают, что при проходке канав взрывом на выброс оценить степень сопротивляемости горных пород воздействию взрыва можно по двум таким показателям, как критическая глубина заложения заряда $\bar{W}_{\text{кр}}$ и видимая глубина воронки выброса, образуемой действием наружного заряда (P_0). Эти показатели при данном ВВ фактически характеризуют степень выбрасываемости грунта энергией взрыва, так как они учитывают прочностные свойства и силы сцепления грунта.

Для исключения влияния масштаба взрыва следует применять не абсолютное, а приведенное значение параметров \bar{P}_0 и $\bar{W}_{\text{кр}}$. По результатам экспериментальных исследований (аммонит № 6 ЖВ) имеем следующие усредненные расчетные значения ($\text{м}/\text{кг}^{1/3}$): для моренных отложений $\bar{W}_{\text{кр}} = 1,15—1,3$ и $\bar{P}_0 = 0,2—0,25$, для мерзлых грунтов и каменистых наносов $\bar{P}_0 = 0,1—0,15$.

Приняв оба показателя за критерий взрываемости среды и показатели по типичному грунту (глине) за уровень сравнения, можем установить относительную взрываемость грунта.

В настоящее время геологическими организациями применяется единая классификация горных пород по буримости, имеющая двадцатибалльную шкалу (СУСН, вып. IV, 1969 г.).

Применительно к условиям проведения геологических канав взрывом ЦНИГРИ (А. Г. Симанкин) разрабатывает классификацию горных пород по взрываемости. Наличие такой классификации позволит более обоснованно проектировать параметры взрывных работ при проходке канав.

3. ПРОХОДКА КАНАВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЭНЕРГИИ ВВ

ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И ОСОБЕННОСТИ

Наибольшее распространение из механизированных способов получила проходка канав с применением взрывчатых материалов (28% всего объема канавных работ или свыше 40% от механизированной проходки).

Различают способ проходки канав с применением ВВ в целях рыхления (дробления) породы и способ проходки с выбросом грунта за пределы проектных контуров канавы.

Работами ряда исследователей [14, 17, 39] установлено, что наибольший коэффициент полезного использования энергии ВВ обеспечивается при применении зарядов дробления (20%), при этом объем разрушенной породы достигает максимального значения. Применение зарядов выброса резко снижает коэффициент использования энергии взрыва (до 1—7%), уменьшает общий объем разрушения.

Проходка с предварительным рыхлением горных пород не решает вопроса транспортировки взрывом горной массы, уборка которой производится землеройной техникой или вручную (преобладает). Такой способ является малопродуктивным из-за большой доли ручного труда, поэтому его применение должно быть ограничено.

Более производительным является способ проходки взрывом на выброс. Основные преимущества этого способа по сравнению со способом дробления обусловлены увеличением производительности (в 3—5 раз) и значительным уменьшением доли ручного труда на уборку разрушенной породы [45]. Сравнивая два этих способа, следует отметить повышенный расход ВВ при проходке взрывом на выброс, который компенсируется лишь применением рациональной технологии.

В практике проходки геологоразведочных канав широко распространен способ использования зарядов частичного выброса, при котором энергия ВВ применяется как в целях дробления всей породы в пределах проектных контуров выемки, так и для частичного выброса разрушенной породы за пределы контуров. Переход на заряды частичного выброса приводит к

резкому снижению затрат энергии зарядов в целях экскавации грунта, уменьшает объемы разрушения и выброса. Сказанное свидетельствует о технологической и экономической нецелесообразности использования зарядов частичного выброса породы. Итак, рациональная технология проходки канав взрывом дол-

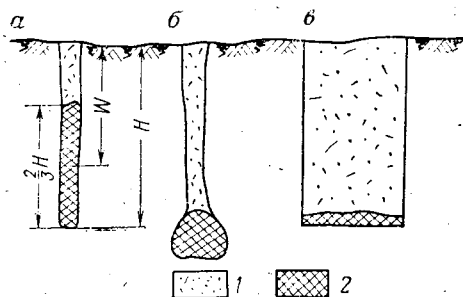


Рис. 2. Способы размещения зарядов

а — шпуровой, б — котловой, в — луночный, 1 — забоечный материал, 2 — заряд ВВ

жна обеспечивать или применение зарядов дробления в целях разрушения заданного объема горных пород с последующей уборкой разрушенной породы механизированным способом (скрепером, бульдозером, экскаватором), или применение зарядов усиленного выброса в целях транспортирования за контуры канавы максимально возможного объема породы энергией взрыва.

Часть выработки, предназначенная для размещения заряда ВВ, называется зарядной камерой. После размещения заряда ВВ зарядная камера засыпается забоечным материалом, в качестве которого при проходке канав обычно используется разрыхленная предыдущими взрывами горная порода.

Распространены три способа размещения (рис. 2) зарядов: в шпурах (скважинах), в котловых полостях, в шурфах-лунках, закопушах или рукавах. Последний способ называется луночным.

При проходке всех видов зарядных камер преобладает ручной труд: лунки и закопуши проходят только вручную, бурение шпуров механизировано лишь в отдельных организациях.

Способ шпуровых (скважинных) зарядов — это размещение удлиненных зарядов ВВ, обеспечивающих равномерное и мелкое дробление породы. Шпуры и скважины могут быть вертикальными или наклонными; глубина их до 5—6 м, но преобладают 1—1,2 м. Недостаток шпурового способа — это невозможность размещения зарядов ВВ свыше 2—3 кг при глубине шпура $H \leq 1,2$ м, а также значительный объем работ по бурению и заряджанию большого количества шпуров при малом выходе разрушенной массы.

Лунки — специальные вертикальные горные выработки глубиной до 1,8—2 м и сечением $0,4 \times 0,3$ м. Заряд ВВ разме-

щается на забое выемки. Луночный способ может быть применен в породах различной крепости и различной степени насыщенности обломочным материалом [47]. Существенным недостатком являются повышенные затраты труда и времени на проходку лунок (около 60% от продолжительности цикла). Применение этого способа вызывает резкое уменьшение производительности труда при проходке канав в целом.

Котловые полости создаются за счет простреливания шпуров небольшими зарядами ВВ. В них могут размещаться основные заряды ВВ весом до $Q=20$ кг (при глубине шпура $H \geq 1,5$ м). Достоинство способа — снижение трудоемкости работ по созданию подготовительных выработок по сравнению с луночным способом.

Величина заряда простреливания $Q_{пр}$ зависит от веса и глубины заложения основного заряда, его конструкции, характеристики грунтов и рассчитывается по формуле

$$Q_{пр} = q_p V_{з.к.}, \text{ кг,}$$

где q_p — удельный расход ВВ, кг/м³;

$V_{з.к.}$ — требуемая емкость зарядной камеры, или объем заряда, м³.

Расчетный радиус котловой полости для условий проходки канав: при $Q_{пр}=0,03$ кг $R_K=0,03—0,12$ м, при $Q_{пр}=0,07$ кг $R_K=0,04—0,16$ м.

Вследствие небольшой ширины канав применяется, как правило, однорядное размещение зарядов ВВ. Число рядов зарядов может быть определено из соотношения диаметра воронки выброса с проектной шириной выемки — канавы. Так, условием однорядного размещения зарядов служит

$$r_B = \frac{1}{2} B'_B,$$

где r_B — радиус воронки;

B'_B — ширина канавы (проектная).

На необходимость применения двухрядного расположения зарядов указывает условие

$$r_B < \frac{1}{2} B'_B.$$

Расстояние между соседними зарядами a варьирует в широких пределах, так как зависит от ряда факторов — способа проведения канав, физико-механических свойств разрушаемых пород, начальных параметров взрыва и типа ВВ. Расстояние между зарядами определяет требуемое количество подготовительных выработок, существенно влияет на эффект взрыва и стоимость работ.

Скважины, шпуры, камеры и котлы могут заряжаться механизированно или вручную; на канавных работах применяется зарядание вручную.

Наиболее трудоемкой операцией проходческого цикла является проходка или бурение зарядных камер в виде лунок или шпуров. Поэтому важно установить рациональное для данных условий количество этих подготовительных выемок. Исходя из задач проходки канав, под рациональным количеством подготовительных выработок следует понимать минимальный их объем, обеспечивающий наибольшую эффективность воздействия взрыва на разрушаемую среду. Степень дробления (выброса) во многом зависит от расстояния между зарядами. Если расстояние превышает оптимальное, воздействие взрыва на грунт уменьшается, что увеличивает трудозатраты на уборку породы, но снижает трудозатраты на создание подготовительных выработок. Для выбора параметров взрыва необходимо сопоставлять изменение этих трудозатрат. Рациональным вариантом будет тот, при котором суммарные трудозатраты на весь проходческий цикл окажутся минимальными. Таким образом, трудозатраты цикла во многом определяются объемом проходки подготовительных выработок.

Степень насыщения взрываемого полотна подготовительными выработками (лунками, шпурами) может характеризоваться показателем насыщения K_n , который численно равен отношению единичной площади взрываемого полотна к площади подготовительной выработки.

$$K_n = S_{e.p} : S_{п.в.},$$

где $S_{e.p}$ — единичная площадь, равная площади полотна, входящей на одну подготовительную выработку сечением $S_{п.в.}$ (для шпуров $S_{п.в.} = 0,003 - 0,002 \text{ м}^2$, для лунок $S_{п.в.} = 0,12 \text{ м}^2$),

$$S_{e.p} = S_{\text{полотна}} : N,$$

где N — количество подготовительных выработок.

При однорядном размещении зарядов единичная площадь, подвергаемая воздействию взрыва от данного заряда, составит

$$S_{e.p} = B_v a,$$

где B_v — ширина полотна или ширина канавы по верху, м;
 a — расстояние между соседними зарядами, м.

С учетом рекомендуемых значений m для взрывов на выброс и дробление (см. главы 4 и 5) имеем соответственно:

$$S_{e.p} = (0,8 - 1,4) B_v W$$

$$S_{e.p} = (1,5 - 2,2) B_v W,$$

где

$$W = \frac{a}{m} \quad \text{и} \quad n = \frac{r_b}{W}.$$

Отсюда значение показателя насыщения взрываемого полотна составит:

а) при проходке канав на дробление

$$K_{н1} = (750 - 730) B_{в} W, \text{ или } (1500 - 1460) W^2 n;$$

б) при проходке канав взрывом на выброс:

— для шпурового или котлового варианта размещения заряда

$$K_{н2} = (400 - 470) B_{в} W, \text{ или } (800 - 940) W^2 n,$$

— для размещения заряда в лунке

$$K_{н3} = (5,7 - 10) B_{в} W, \text{ или } (11,4 - 20) W^2 n.$$

Оптимальное значение коэффициента насыщения находится по формулам:

а) для взрывов на выброс (при $S_{п.в} = 0,011 \text{ м}^2$ и диаметре шпура 120 мм)

$$K_{но} = (73 - 128) B_{в} W;$$

б) для взрывов на дробление (при $S_{п.в} = 0,002 \text{ м}^2$ и диаметре шпура 60 мм)

$$K_{но} = (750 - 1100) B_{в} W.$$

Отклонение от оптимального $K_{н}$ изменяет объем проходки подготовительных выработок и трудозатраты. Сопоставление значений $K_{н}$ позволяет судить об относительных трудозатратах сравниваемых вариантов.

Каждому типу зарядных камер соответствует определенная форма заряда ВВ. Различают удлиненные заряды при длине заряда более пяти диаметров его и сосредоточенные. Удлиненные заряды могут размещаться в шпурах, скважинах, зарядных траншеях и иметь вертикальное, наклонное или горизонтальное направление. Сосредоточенные заряды размещаются преимущественно в котловых полостях или лунках. При проходке канав на дробление применяются удлиненные вертикальные или наклонные заряды; при проходке канав взрывом на выброс — в основном сосредоточенные заряды, реже шпуровые удлиненные.

Зарядные камеры проходят чаще вручную на небольшую глубину. Глубина заложения зарядов не превышает 0,8—1,4 м, что, естественно, недостаточно для одноинтервальной проходки канав глубиной 2—3 м.

В практике проходки канав взрывом большее распространение получил многоинтервальный способ, где количество интервалов зависит от проектной глубины канавы и применяемой технологии. Менее распространен более рациональный одноинтервальный способ, что обусловлено сложностью размещения зарядов сразу на проектной глубине.

Многоинтервальный способ заключается в последовательной послойной разработке горных пород. Мощность одного интервала не превышает 1,4—1,5 м, чаще составляет 0,6—0,8 м.

При проходке канав используются огневой и электрический способы взрывания, а также взрывание при помощи детонирующего шнура. Однако наиболее широко применяется менее производительный и самый опасный — огневой способ.

Характер действия заряда ВВ и размеры образуемой выработки зависят от параметров взрыва, под которыми следует понимать величины, задаваемые до взрыва и определяющие его результат. К параметрам взрыва относят:

Q — величину каждого из взаимодействующих зарядов ВВ, кг;

Q_c — суммарный вес взаимодействующих зарядов, кг;

W — глубину заложения заряда ВВ или линию наименьшего сопротивления — кратчайшее расстояние от центра заряда (независимо от конструкции) до дневной поверхности, м;

a — расстояние между зарядами, м;

q — расчетный удельный расход ВВ, т. е. расход на 1 м^3 породы, кг/м³;

t — взаимодействие зарядов во времени или интервал взрывания, с, м.

Одним из основных параметров взрыва, определяющим эффект его действия, является вес заряда ВВ. Характер действия заряда ВВ зависит от соотношения между весом взаимодействующего заряда ВВ и глубиной его заложения. Для каждого заряда данного веса имеется критическая глубина заложения, характеризующая границу области дробления или выброса — $W_{кр}$ (рис. 3). Размещение зарядов при $W < W_{кр}$ обеспечивает образование выемки выброса. Если $W > W_{кр}$, то заряды ВВ действуют лишь по дроблению окружающей среды без образования выемки. Соответственно различают заряды выброса Q и дробления $Q_{др}$. Соотношение между ними $Q > Q_{др}$. Для приближенных расчетов может быть принято $Q = 3Q_{др}$. При проходке канав применяют заряды наружного действия (основные) и камуфлетные (для простреливания). Значение $W_{кр}$ зависит от физико-механических свойств взрывающей среды и от свойств применяемого ВВ.

При проходке геологических канав лишь три параметра определяются геологическими требованиями: глубина канавы H_k , ширина по низу B_n и протяженность по низу (полотну) L_n .

Остальные параметры канавы устанавливаются исходя из горно-геологических условий и применяемой технологии. Выше указывалось, что взаимодействие зарядов и эффект их воздействия на окружающую среду во многом зависят от расстояния между зарядами. Но абсолютное значение расстояния между зарядами не является достаточно показательным (к примеру, трудно оценить, что лучше — $a = 1$ м или $a = 2$ м). Большее значение имеет соотношение между параметром a и глубиной

заложения зарядов W , которое характеризуется показателем сближения зарядов m , численно равным отношению $a : W$. Чем больше значение показателя m (при данной W), тем больше

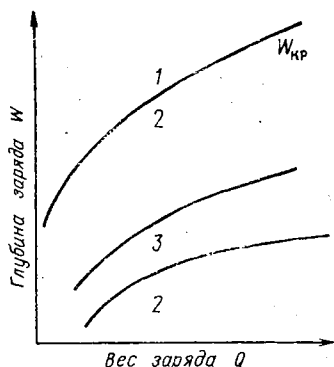


Рис. 3. Области действия заряда ВВ
1 — рыхление грунта, 2 — выброс, 3 — оптимальный выброс

расстояние между соседними зарядами. При проходке канав взрывом на выброс показатель m меньше, чем при дроблении пород для тех же горнотехнических условий. В практике проходки канав значение показателя сближения колеблется в широком интервале — от 0,7 до 3. При выборе расчетного значения m следует учитывать, что меньшему значению его соответствует больший объем подготовительных работ.

В заключение остановимся на краткой характеристике проходки канав с применением энергии взрывчатых веществ. Основные преимущества способа:

- возможность применения в труднодоступных районах при любом характере рельефа в породах любой крепости и различных физико-механических свойств;
- сравнительная простота организации работ;
- более высокая производительность труда при снижении себестоимости и трудоемкости по сравнению с проходкой вручную;
- незначительные капитальные затраты (не требуется дорогостоящее оборудование).

Проходку канав с применением энергии ВВ целесообразно осуществлять на объектах, расположенных в труднодоступных районах, где технически невозможно или экономически нецелесообразно использование землеройных машин (незначительные объемы работ при разобщенности участков).

ВЗРЫВЧАТЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Взрывчатые материалы применяются на канавных работах в целях:

- дробления горного массива в сочетании с уборкой разрушенной породы вручную;

— дробления горного массива с последующей разработкой горной массы землеройными машинами или механизмами (бульдозер, экскаватор, канавокопатель, скрепер);

— выброса грунта энергией взрыва за пределы проектных контуров выемки;

— дробления горных пород по трассе канавы, проходимой селевым способом.

Взрывчатые материалы включают две группы: взрывчатые вещества (ВВ) и средства взрывания (СВ).

В настоящее время применяется свыше 40 марок ВВ [51], из которых почти половина находит применение при канавных работах [62].

Затраты на взрывчатые вещества составляют 70—80% от стоимости всех материалов, расходуемых на проходку 1 м³ канав взрывом на выброс (данные СЗГУ). Ежегодно на производство канавных работ расходуется около 5—6 тыс. т различных ВВ, что при средней стоимости одной франко-тонны 300 р. определит затраты только на ВВ примерно в 1,5—2 млн. р. в год. Это подтверждает необходимость рационального выбора и использования ВВ.

При выборе ВВ следует учитывать:

— задачи использования энергии взрыва (в целях дробления горных пород или для их выброса);

— сезон производства взрывных работ, климатические особенности района работ, обеспеченность техническими средствами бурения и характер зарядных камер, условия заряжания, квалификацию работающего персонала;

— свойства разрушаемых горных пород (плотность, пористость, способность поглощать энергию, степень однородности и трещиноватости, степень взрываемости, степень влажности);

— свойства ВВ (удельная энергия и объемная ее концентрация, скорость выделения энергии, чувствительность, плотность, сыпучесть, гигроскопичность и водоустойчивость).

Нашей промышленностью выпускаются взрывчатые вещества, удовлетворяющие разнообразным условиям проведения канавных работ (табл. 9).

Применяемые при проходке канав ВВ имеют работоспособность в пределах 300—560 см³, теплоту взрыва 800—1470 ккал/кг и образуют при взрывании 1 кг ВВ около 800—1000 л газов. Гарантийный срок эксплуатации ВВ колеблется от 3 до 12 месяцев (преимущественно).

Взрывчатые вещества выпускаются в патронированном виде или россыпью. Стандартный патрон имеет массу 0,2 кг при диаметре 32 мм и длине 220—265 мм. Помимо этого, выпускаются патроны массой 0,25 кг (36 мм); 0,3 кг (37 мм); 0,5 кг (44—45 мм); длина колеблется в пределах 210—320 мм.

При выборе ВВ следует руководствоваться тем положением, что более эффективными являются те сорта, которые обладают

Взрывчатые вещества для канавных работ

Группа ВВ и условия применения	ВВ	Цена 1 т, руб.
Гранулированные водоустойчивые ВВ для крепких и весьма крепких пород в обводненных забоях	Алюмотол	536
	Гранулотол	345
	Зерногранулит 30/70В	330
	Зерногранулит 50/50В	270
	Граммонал А-45	440
Гранулированные неводоустойчивые ВВ для пород средней крепости в сухих забоях	Зерногранулит 79/21	—
	Гранулит АС-4	150
	Гранулит АС-8	185
	Гранулит М	112
	Гранулит С-2	116
	Игданит	80—95
	Аммонит № 9ЖВ	138
Порошкообразные водоустойчивые ВВ для слабых и средней крепости пород в сухих мерзлых забоях	Аммонит № 10ЖВ	145
	Аммонит № 6ЖВ	193(непатронированный) и 315(патронированный)
Порошкообразные водоустойчивые и неводоустойчивые средней мощности ВВ в патронах и россыпью для пород средней крепости	Аммонит № 6	335—348
	Динафталит	233
Водонаполненные текучие ВВ для сухих и обводненных забоев в крепких породах	Акватол 65/35	380
	Акватол М-15	480
	Акватол МГ	480

повышенной работоспособностью при минимальных затратах на приобретение, хранение и транспортировку. Затраты на приобретение ВВ зависят не только от их марки и свойств, но и вида упаковки (1 т порошкообразного ВВ на 100 р. дешевле патронированного, водоустойчивые ВВ на 30—40% дороже неводоустойчивых).

Следует учитывать транспортно-складские затраты, зависящие от дальности и степени сложности транспортирования. Так, зерногранулит 30/70 при отпускной стоимости 330 р. за 1 т имеет для Хапчерангинского участка канавных работ Читинской области расчетную стоимость 431,23 р.

Одним из путей снижения стоимости канавных работ является применение более дешевых ВВ, в частности игданита. Так, Бом-Горхонская партия Читинского ГУ с 1970 г. перешла на проходку канав игданитом [35]. Применение игданита было обусловлено рядом его преимуществ, так как по взрывным характеристикам он аналогичен аммонитам № 9 и 10, но он более безопасен в обращении (оба составляющих компонента взрывобезопасны) и выгоден экономически.

Игданит состоит из смеси гранулированной аммиачной селитры марок Б и ЖВ и дизельного топлива (4—6% по весу). Игданит неводоустойчив, поэтому его чувствительность и дето-

национная способность уменьшаются с влажностью (предельная влажность 1,5%), что ограничивает область его применения. Оптимальная плотность заряжения 1—1,2 г/см³, 1 кг игданита при взрыве образует 980—990 л газов и выделяет 900—920 ккал.

Некоторые сведения по применению игданита в Бом-Горхонской партии приведены ниже. Заряды игданита весом 10—12 кг размещаются в котловых полостях и взрываются детонирующим шнуром посредством инициатора — патрона аммонита весом 0,2 кг. Оптимальное соотношение компонентов в смеси: аммиачная селитра 95—96%, жидкая добавка (соляровое масло) 4—5%. На каждые 100 кг аммиачной селитры дополнительно берется 4—5 кг солярового масла, что компенсирует потери добавки при смешении и заливке.

Приготовление игданита осуществлялось на участке канавных работ, на расстоянии около 50 м от линии проходимых канав. Перед приготовлением игданита составляется несложный расчет необходимого количества как самой смеси, так и ее компонентов. Исходя из среднего удельного расхода аммонита и заданного объема проходки канав, определяется требуемое количество аммонита на рабочую смену:

$$Q_a = q \cdot V.$$

Затем производится расчет требуемого количества игданита

$$Q_n = K \cdot Q_a,$$

где K — переводный коэффициент (при сопоставлении аммонита № 6 и игданита $K=1,15$).

Количество аммиачной селитры на заданный объем определяется по формуле

$$G_{ам.с} = Q_n \cdot 0,95.$$

Соответственно устанавливается потребное количество солярового масла

$$G_{сол} = Q_n \cdot 0,05.$$

Кроме того, рассчитывается дополнительное количество жидкой добавки на потери:

$$G'_{сол} = G_{ам.с} \cdot 0,04.$$

Таким образом, общее количество солярового масла составляет

$$\Sigma G_{сол} = G_{сол} + G'_{сол}.$$

Так как дозировка солярового масла осуществлялась мерным сосудом, то с учетом плотности ($\gamma_{сол}=0,87—0,89$) рассчитывается требуемый объем жидкой добавки:

$$V_{сол} = \Sigma G_{сол} \cdot \gamma_{сол}.$$

Затем определяется число циклов приготовления смеси и дозировки на цикл.

При ручном приготовлении игданита расчетное количество гранулированной аммиачной селитры засыпают в ящик. Жидкая добавка разливается по открытой поверхности селитры, смесь тщательно перемешивают в течение 20—25 мин. При этом для предотвращения искрообразования запрещалось использование металлических инструментов и сосудов.

Сопоставление результатов проходки канав в талых грунтах с использованием аммонитов № 6 и игданита (табл. 10) показало:

Таблица 10

Стоимость проходки 1 м³ канавы
с применением аммонита № 6 и игданита

Показатели	Аммонит № 6	Игданит
Расход ВВ на 1 м ³ канавы, кг	1,80	2,70
Стоимость 1 кг ВВ с учетом складских расходов, руб. . .	0,38	0,16
Стоимость ВВ на 1 м ³ канавы, руб.	0,69	0,43

1. Большую эффективность действия заряда аммонита. Так, видимая глубина выемки выброса больше на 16%, чем при применении игданита.

2. Большую технологичность процесса заряжания при применении игданита, упрощение общей организации взрывных работ (складирование и транспортирование ВВ).

3. Экономическую эффективность применения игданита. Средний удельный расход игданита на выполненный объем составил 2,5—2,7 кг/м³ против 1,8 кг/м³ при применении аммонита № 6, т. е. превысил на 40—50%. Вместе с тем невысокая стоимость игданита обеспечивает снижение стоимости проходки канав в целом.

Экономия при замене аммонита № 6 игданитом, по данным Бом-Горхонской КГРП, составляет: на 1 м³ канавы 0,26 р., или 1 м полотна канавы (при сечении 4,5 м²) 1,17 р.

Применительно к условиям проходки канав использование игданита организационно, технологически и экономически целесообразно. Приготовление смеси рекомендуется производить механизированным способом.

Средства взрывания предназначены для детонации ВВ. Основой средств взрывания являются высокочувствительные легко взрывающиеся инициирующие ВВ.

Средствами огневого взрывания служат огнепроводный шнур (ОШ) и капсюль-детонатор (КД). Достоинства огневого

взрывания: простота и быстрота выполнения операции, нет необходимости в специальной аппаратуре и инструментах. Недостатками огневого взрывания являются повышенная опасность работ, невозможность одновременного взрывания большого количества зарядов и сложность организации их взаимодействия. Рациональной областью применения этого способа следует считать иницирование детонирующего шнура или взрывание одиночных зарядов.

Капсюли-детонаторы выпускаются с гарантийным сроком хранения 2 года. Цена одного КД составляет 0,21 р. (№ 8Б) и 0,32 р. (все остальные).

Скорость горения огнепроводного шнура 0,85—1,0 см/с. Гарантийный срок использования: ОША — 1 год, остальные марки — 5 лет. Отпускная стоимость 1 м огнепроводного шнура: ОША 3,1 к., ОШДА 3,94 к. и ОШП 7,45 к.

Для зажигания огнепроводного шнура используются электрозажигательные трубки и патроны.

Расход капсюлей-детонаторов на 1 м³ канавы колеблется в пределах 0,5—1 шт. Так, по данным СЗГУ, в структуре себестоимости 1 м³ канавы затраты на КД составляют 0,01 р. (из расчета 0,6 шт.) и затраты на огнепроводный шнур — 0,02 р.

Электровзрывание осуществляется с применением электродетонаторов, взрывных проводов и источника тока. Электродетонаторы могут быть мгновенного, замедленного и короткозамедленного действия. Электродетонаторы мгновенного действия имеют время срабатывания 2—10 мс, могут быть водостойкими (ЭД-8Э, ЭД-8Ж) и неводостойкими (ЭД-8-ЗПС). Электродетонаторы замедленного действия (ЭД-ЗД) характеризуются временем срабатывания 0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2; 4; 6; 8; 10 и 15 сек. Детонаторы короткозамедленного действия имеют замедления от 15 до 250 мс. Гарантийный срок использования электродетонаторов 1—1,5 года. Отпускная стоимость одного ЭД: ЭД-8-ЗПС 10,1—13,8 к.; ЭД-8Э 12,0—14,4 к.; ЭД-8Ж 9,9—12,3 к.; ЭД-КЗ 8,9—13,1 к.; ЭД-ЗД 13,8—16,2 к.

Соединение электродетонаторов может быть параллельным или последовательным. Большее распространение получило последовательное соединение, как более надежное, требующее ток меньшей силы (при токе 1 А может быть взорвано одновременно до 20 электродетонаторов).

В качестве источников электрического тока для взрывания в основном применяются взрывные машинки типа ВМК-3/50, ВМК-1/35, ВМК-1/100, обеспечивающие одновременное взрывание 35—100 электродетонаторов. Проверка электродетонаторов (на сопротивление и токопроводимость), а также электровзрывной схемы (на исправность и токопроводимость) производится линейным мостиком, малым омметром и взрывным испытателем. Линейный мостик (ЛМВ) предназначен для измерения сопротивления как всей взрывной сети, так и отдельных элект-

родетонаторов. Малый омметр марки ОК предназначен для грубых измерений сопротивлений от 0 до 5000 Ом.

Достоинства электровзрывания: возможность четкого регулирования интервалов взрывания, повышенная безопасность работ, возможность одновременного взрывания большого количества зарядов. Электровзрывание рекомендуется проводить при канавных работах, как при взрывании основных, так и прострелочных зарядов ВВ.

Детонирующий шнур (ДШ) является средством безопасного инициирования зарядов, представляет собой сердцевину высокобризантного взрывчатого вещества (тэн), заключенную в оплетку, покрытую водонепроницаемой мастикой или пластиком. Предназначен для передачи детонации от капсуля-детонатора к заряду ВВ или от одного заряда ВВ к другому. Детонирующий шнур имеет диаметр 4,8—5,8 мм при массе тэна 12—13 г/м. Выпускается двух марок — ДША и ДШВ (водоустойчивый). Стандартная длина шнура 50 м. Отпускная стоимость 1 м шнура составляет для ДША 11,8 к. и для ДШВ 14,3 к. Гарантийный срок использования 1,5 года.

Детонирующий шнур взрывается от капсуля-детонатора или электродетонатора. Сравнительно безопасен в работе. Сокращает по сравнению с огневым способом затраты времени при взрывании 25—30 зарядов на 40 мин (хронометраж по Бом-Горхонскому участку). При использовании детонирующего шнура возможно замедление в 10, 20, 35 и 50 с, что обеспечивается применением реле замедления (КЗДШ). Является надежным средством взрывания, заслуживающим более широкого применения на канавных работах.

ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА

Выбор рациональных параметров взрывных работ следует осуществлять лишь в комплексе с разработкой технических средств.

Бурение шпуров на геологоразведочных работах является наиболее трудоемким процессом, так как осуществляется в основном вручную (90% всего объема канав), на что затрачивается до 60% общего времени цикла. Механизация бурения шпуров позволит резко повысить производительность труда.

Применяемые бурильные машины основаны на ударно-поворотном или вращательном принципе действия с приводом от сжатого воздуха, электродвигателя или от автономного двигателя внутреннего сгорания, вмонтированного в корпус бурильной машины.

Наибольшее распространение получили ударно-поворотные и вращательные бурильные машины с автономным приводом от двигателя внутреннего сгорания. Применение этих машин наиболее целесообразно в труднодоступных и малонаселенных

районах, так как не требуется специальных линий электропередач или оборудования типа компрессоров. Таким рациональным типом является мотоперфоратор «Смена» и мотобур М-1 конструкции СКБ Министерства геологии СССР.

При бурении мотобуром М-1 в сезонно-мерзлых и многолетне-мерзлых породах механическая скорость бурения составляет соответственно 30 и 10 м/ч. На канавных работах все большее применение находят мотоперфораторы, выпускаемые зарубежными фирмами [45]. Так, шведские фирмы «Atlas Copco», «Bergman Borg AB» выпускают мотоперфораторы марок «Собага» и «Pionier» (соответственно). Эти машины позволяют бурить шпуров глубиной до 4—6 м при механической скорости бурения 230 и 300 мм/мин. Имеют незначительный расход горючего (0,15 л/мин) и малый собственный вес (25—28 кг). Примерно такую же характеристику имеет мотоперфоратор «Mongoose» английской фирмы. Интерес представляют машины серии ДА японской фирмы «Ishigara Kika Kogyo Co» и фирмы «Wacker—Werkw» (ФРГ). Так, мотоперфораторы марок ДА-20 и ДА-23 массой 20 и 23 кг обеспечивают бурение шпуров глубиной до 5 м при скорости 500 мм/мин и расходе топлива 2 л/ч. Малыми габаритами отличаются мотоперфораторы ВНЗ-120 и ВНВ-121 (ФРГ), которые при мощности привода 1,7 л. с. имеют массу соответственно 12,6 и 15 кг. Более мощная машина ДА-800 обеспечивает бурение шпуров диаметром 100 мм при расходе топлива 20 л/ч и весит 800 кг.

Для бурения скважин предназначены отечественные установки с приводом от двигателя типа «Дружба». Так, мотобур Д-75 с мощностью двигателя 3,2 л. с. в породах I—III категорий по буримости обеспечивает бурение скважин диаметром 70—150 мм и глубиной 7,5 м. Производительность мотобура 10 м/ч. В более крепких породах (I—IX категорий) может быть использована буровая установка УПБ-25 с мощностью двигателя 4 л. с. и массой 120 кг. Однако эта установка также имеет незначительную производительность, что сдерживает ее применение на канавных работах.

Вращательное бурение эффективно применяется в мягких породах без каменистых включений. Помимо мотосверл на участках, обеспеченных электроэнергией, могут быть применены и электросверла. Ручные электросверла типа ЭБР-6, ЭР-4, ЭР-5, ЭРП-5 имеют массу 14—22 кг; мощность электродвигателя 0,7—2,5 кВт; диаметр бурения 25—43 мм.

Пневматические перфораторы могут быть использованы при бурении шпуров в талых породах средней и высокой категорий крепости, а также в мерзлых породах. Так, по данным наблюдений (ЧГУ), при бурении шпуров в мерзлых породах на проходку шпура глубиной 1,3—1,4 м затрачивалось 3—5 мин, при этом механическая скорость углубки составляла 3—5 мм/с.

При применении пневматических перфораторов использует-

ся сжатый воздух, вырабатываемый компрессорами. Для условий канавных работ более рационально использовать передвижные компрессоры (табл. 11) и шланговые воздухопроводные магистрали протяженностью не менее 400 м, что позволяет обходиться без перемещения компрессорных станций во время производства взрывных работ.

Таблица 11

Технические данные компрессоров

Показатели	ПКС-3м	ПКС-5	КС-9	ЗИФ-ШВКС-5	ЗИФ-ВКС-6
Производительность, м ³ /мин	3	6	9	5	6
Рабочее давление, ат	7	7	6	7	7
Приводной двигатель	ЗИЛ-5	ЗИЛ-5	КДМ-46	МА 145-2/6	ЯЗ-204
Габаритные размеры, мм:					
длина	3535	4700	5080	2800	3455
ширина	1450	1875	1890	1178	1880
высота	1800	1810	2100	1485	2095
Масса, кг	1685	2860	6100	2200	3900

Фирма «Atlas Copco» выпускает небольшие передвижные компрессоры типа ИТ-2Е и Т-2Д. Эти компрессоры смонтированы на одноосной или трехколесной тележке, могут перемещаться вручную. Масса установки 500—600 кг. Компрессоры имеют производительность 2,1 м³ сжатого воздуха в минуту при давлении 7—8 ат. Более мощные компрессоры этой же фирмы типа VT имеют производительность 3,2/9,5 м³/мин и массу 1—1,7 т, монтируются на колесном ходу или на салазках. Применение стационарных компрессоров ограничивается участками детальной разведки.

На наш взгляд, ошибочно стремление создать универсальную бурильную машину, конструктивные и эксплуатационно-технические данные которой удовлетворяли бы требованиям всех разнообразных горнотехнических условий канавных работ. Так, мотоперфораторы типа «Пионер» получили широкое применение при бурении шпуров в мерзлых грунтах Мамско-Чуйского района, но не могут быть использованы для участков проходки канав в моренных отложениях или в каменистых наносах. В целях установления рационального типа бурильной машины для этих условий с участием автора были выполнены исследования на участках канавных работ в Мурманской и Читинской областях. В работах принимали участие: В. Ф. Игнатьев (ВИТР), В. А. Кононов (СЗГУ), О. А. Собин (МГРИ). Работы проводились в талых моренных отложениях и мерзлых каменистых наносах.

Испытанию были подвергнуты три типа ручных бурильных машин с приводом от двигателя внутреннего сгорания:

— вращательного типа — МС-1ВИТР (опытный образец);
 — ударно-поворотного типа — «Кобра» (Швеция) (серийный образец);
 — ударно-вращательного типа — МП-2ВИТР (опытный образец).

Сводные данные результатов опытного бурения шпуров по участку «Айвар» приведены в табл. 12. Анализ данных показал:

Таблица 12

Данные опытного бурения по участку „Айвар“ Оленегорской ГРП

Тип машины	Пробуренный метраж, м	Средняя глубина шпуров, м	Скорость бурения, с		Параметры бурения		Разрушающий наконечник
			мм	шпурометра	Число оборотов вала двигателя, об/мин.	Усилие подачи, кгс	
Мотосверло МС-1ВИТР	40	0,72	18,8	53	5000—5400	40—50	Резец породный РП-2
Мотоперфоратор «Кобра»	40	1,03	17,0	60	2500—2600	35—40	Коронка долотчатая диаметром 42 мм
Мотоперфоратор МП-2ВИТР	40	1,7	16,0	62,5	2500—2600	40—50	Коронка специальная диаметром 42 мм

1. Мотосверло (МС-1ВИТР) позволяет осуществлять эффективное бурение шпуров только до зоны распространения средне- и грубообломочного материала (0,6—0,7 м). Углубка приостанавливается при встрече разрушающей коронки с галечными включениями размером 15—20 мм.

2. Мотоперфоратором ударно-поворотного типа «Кобра» можно бурить шпуров глубиной до 1,0—1,5, так как возникающие в результате обрушения стенок шпура повышенные сопротивления приводят к остановке механизма поворота бура — машина переходит на ударный режим работы, что, в свою очередь, вызывает заклинивание бурового инструмента и прекращение углубки.

3. Мотоперфоратор ударно-вращательного типа (МП-2ВИТР), позволяющий сочетать принудительное вращение инструмента с ударным его внедрением в разрушаемую среду, наиболее эффективен в данных условиях и поэтому такой тип машин рекомендуется к применению. Испытания показали возможность бурения этой машиной шпуров глубиной до 3 м при достаточно высокой скорости углубки. Оптимальными режимами работы ударно-вращательных машин в моренных отложениях, насыщенных галькой и щебнем, являются: число оборо-

тов двигателя в минуту — 2700—2800; число оборотов бура в минуту — 50—180; давление на забой — 40—50 кгс.

Механическое бурение шпуров не только облегчает трудоемкость этого процесса, но и дает значительный технико-экономический эффект. Так, на бурение 1 шпурометра в кольской морене затраты времени составляют в среднем: при ручном бурении 12 мин, при механическом 3,6 мин.

На участках канавных работ Бурятского и Читинского геологических управлений производилось опытное огневое бурение шпуров горелкой ТРВ-10 (изготовитель КазПТИ, исполнители работ Б. В. Федоров и О. А. Собин). Исследованиями выявлена малая эффективность этого способа бурения в глинистых отложениях и недостаточная эффективность горелки ТРВ-10 в мерзлых супесях и суглинках. Так, производительность бурения в мерзлых супесях с включениями обломков гранита (15—20%) составила 8—10 шпурометров в час. Большая производительность в этих же условиях обеспечена при бурении шпуров перфоратором ПР-30КМ с продувкой шпуров сжатым воздухом. При глубине шпуров до 1,8 м производительность составила 15—18 шпурометров в час. В процессе исследований (ЧГУ) было пройдено несколько опытных скважин станками шнекового бурения. Диаметр скважин составлял 150 мм при глубине 2,5—3 м. Производительность бурения в мерзлых суглинках и супесчаных отложениях не превышала 12 м/ч.

Представляется, что рациональным типом бурильных машин должны быть:

- для каменистых наносов и моренных отложений — вращательно-ударные машины;
- для мерзлых наносов с небольшим включением каменного материала — мотоперфораторы и пневматические перфораторы ударно-поворотного типа;
- для мягких пород — мотосверла;
- рациональный вид привода — автономный двигатель внутреннего сгорания.

Следует приступить к разработке передвижных или самоходных бурильных машин, обеспечивающих бурение скважин диаметром 100—150 мм, глубиной до 2 и 5 м, что позволит применять усиленные удлиненные заряды.

Простреливание шпуров. Широкое применение котловых зарядов при проходке канав сдерживается рядом объективных причин, к которым мы относим:

- сложность, а подчас и невозможность размещения зарядов простреливания в обводненных шпурах и на участках, насыщенных мелкообломочным материалом;
- технология простреливания шпуров в различных грунтах, по существу, не разработана; нет и технических средств, обеспечивающих безопасное размещение зарядов простреливания.

Поэтому в практике канавных работ при простреливании

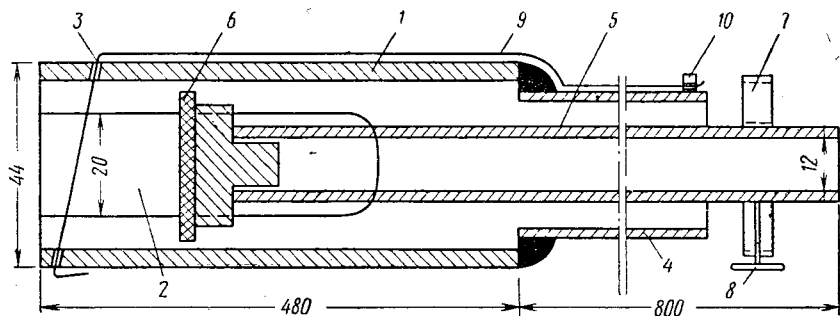


Рис. 4. Прибор для простреливания шпуров

1 — приемная гильза, 2 — продольный вырез, 3 — прорез, 4 — направляющая труба, 5 — шток-толкатель, 6 — резиновый наголовник, 7 — фиксаторное кольцо, 8 — упорный винт, 9 — удерживающая лента, 10 — узел крепления

шпуров, пройденных в сложных горно-геологических условиях, часто применяется принудительное проталкивание заряда простреливания вдоль стенок шпура, что резко повышает опасность труда проходчиков, является грубым нарушением требований правил безопасного ведения взрывных и геологоразведочных работ.

Для установки патронированных зарядов простреливания в целях образования котловых полостей при проходке канав взрывом на выброс был сконструирован и испытан в производственных условиях специальный прибор (авторы А. А. Смоляницкий и В. Ф. Игнатев). Этот прибор (рис. 4) предназначен для простреливания шпуров преимущественно при электрическом взрывании, но может быть использован и при огневом. Заряд простреливания (в виде боевика) устанавливается в приемную гильзу и фиксируется в ней посредством наголовника штока-толкателя и удерживающей ленты. Спуск прибора в шпур выполняется при фиксированном положении штока за счет принудительного перемещения направляющей трубы, а с нею и прибора в целом. Далее удерживающую ленту выводят за прорезы и освобождают заряд ВВ. Прибор поднимается с одновременным выводом заряда ВВ из трубы. По завершении этой операции заряд ВВ остается на забое шпура, а проводники ЭД, выходящие над устьем шпура, подготовлены к соединению с электрической магистралью.

Испытываемый образец прибора имел массу 2,8 кг при длине 1,9 м. Производственные испытания проводились на двух участках канавных работ Южно-Карельской геологической партии СЗГУ с участием сотрудников этой партии. Прибор использовался при простреливании обводненных шпуров глубиной 1—1,2 м, пройденных в моренных и торфяно-болотистых отложениях [57].

В качестве заряда простреливания применялся патронированный аммонит № 6ЖВ диаметром 32 мм и весом 0,03—0,2 кг. Взрывание производилось с применением электродетонаторов марки ЭД-8М. На простреливание одного шнура с приготовлением заряда ВВ затрачивается в среднем 60—70 с (табл. 13).

Таблица 13

Затраты времени на установку
заряда простреливания

Операция	Затраты времени, с
Подготовка прибора	3—5
Приготовление заряда	12—20
Размещение заряда в приборе	8—10
Подготовка прибора к спуску	20—25
Спуск прибора в шнур	5—6
Освобождение заряда ВВ	5—7
Подъем прибора	4

Испытания прибора показали, что он прост и надежен как в работе (обслуживается одним взрывником), так и в транспортировке. Изготовление прибора возможно в механических мастерских геологических партий. Размеры отдельных деталей и узлов устанавливаются в зависимости от местных условий. Прибор, кроме того, может быть применен и для засыпки порошкообразных ВВ в котловую полость.

Приготовление игданита. Применение игданита при взрывной проходке канав сдерживается из-за отсутствия средств механизации, пригодных для приготовления смеси на участках канавных работ.

Вопрос механизации приготовления игданита непосредственно на участках канавных работ может быть решен применением переносного разборного смесителя, конструкция которого учитывает специфику работ геологоразведочных партий (авторы А. А. Смоляницкий, О. А. Собин).

Переносный разборный смеситель представляет собой барабан (рис. 5), к центрам торцевых стенок которого приварены две полуоси, одна из которых заканчивается рукояткой вращения. Барабан имеет внутри три лопасти; высота лопастей равна половине радиуса барабана. В транспортном положении установка разбирается на два переносимых вручную узла — барабан с полуосями и четыре стойки-подставки. Масса наиболее тяжелого узла 25 кг. Сборка смесителя осуществляется на рабочей площадке за 3—5 мин.

В барабан смесителя загружается расчетное количество

аммиачной селитры и дизельного топлива. Вращение барабана осуществляется вручную. Тщательное перемешивание компонентов смеси обеспечивается за 20—25 оборотов барабана. Основные данные смесителя: масса 40 кг, масса одного узла (максимальный) 25 кг, габариты 1450×1200×900 мм, количе-

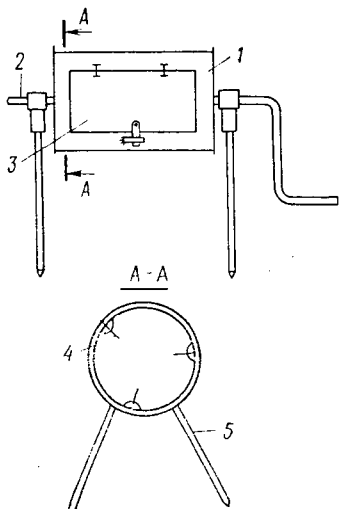


Рис. 5. Смеситель переносной
1 — барабан, 2 — ось, 3 — загрузочный люк, 4 — лопатки, 5 — стойки

ство игданита, приготовляемого за одну загрузку, 50 кг, ориентировочная производительность по данным хронометража 400—500 кг/ч.

Смеситель обслуживают 2 человека. Ориентировочная стоимость смесителя 20—25 р.

Опытный образец переносного разборного смесителя был испытан в Бом-Горхонской ГРП. Результаты испытаний подтвердили приемлемость предложенной конструкции [35].

Насущной задачей при проходке канав взрывом является механизация всех операций проходческого цикла.

4. ОСНОВЫ ТЕОРИИ ДЕЙСТВИЯ ЗАРЯДОВ ВВ В СРЕДЕ

ОСНОВЫ ТЕОРИИ ВЗРЫВА

Взрыв — явление чрезвычайно быстрого перехода потенциальной энергии вещества в кинетическую, сопровождающееся выделением тепла и расширением газообразных продуктов.

Взрывные работы по разрушению горных пород выполняются с помощью взрывчатых веществ. Определенное количество ВВ, подготовленное к взрыву, называется зарядом. Отличительными признаками взрыва химических ВВ являются: высокая объемная концентрация энергии, большая скорость превра-

шения, экзотермичность процесса и звуковой эффект, образование газообразных продуктов, объем которых в 1000—1200 раз больше объема заряда. Выделяющаяся энергия совершает механическую работу, обусловленную как волновыми процессами, так и расширением газообразных продуктов детонации ВВ. Например, при взрыве 1 кг ВВ выделяется энергия, достаточная для подъема 1 м³ горной породы на высоту 100 м.

Количество тепловой энергии, выделяющейся при превращении 1 кг данного ВВ, называют теплотой взрыва. Температура газообразных продуктов взрыва определяет температуру самого процесса. Так, температура взрыва тротила достигает 3010°C, а теплота взрыва составляет 810—1010 ккал/кг при плотности от 0,85 до 1,5 г/см³ (по Апиуну и Беляеву).

Химическая реакция, вызывающая и поддерживающая процесс взрывчатого превращения, обусловлена детонацией, т. е. прохождением ударной волны по заряду ВВ, что вызывает резкий скачок давления, повышение плотности и температуры в тонком слое ВВ. В результате детонации образуется детонационная волна. Детонация в ВВ происходит с постоянной (максимальной) скоростью (3—9 км/с). (Условием детонации является $D > C$, где D и C — скорости детонации и звука.) Давление на фронте волны детонации в два раза больше среднего давления продуктов взрыва. Детонация неограниченно распространяется по заряду, если его диаметр больше критического значения (тротил 8—10 мм, аммонит № 6 10—12 мм, аммиачная селитра 100 мм). Детонационная волна, выходя за пределы заряда, воздействует на окружающую среду и переходит в ударную волну (УВ).

Эффективность взрыва в грунтах во многом определяется параметрами волн сжатия, характер и интенсивность которых зависят от свойств продуктов взрыва и среды. Различают прямые волны, распространяющиеся от источника взрыва, и отраженные от свободной поверхности. Эти волны характеризуются скоростью распространения и давлением во фронте волны, под которым понимают поверхность, отделяющую область возмущения от области покоя. Распространение отраженных волн способствует дополнительному дроблению среды, происходит процесс откола пород и соударение отколовшейся и движущейся частей массива. Поэтому чем больше количество свободных поверхностей в сфере действия заряда, тем интенсивнее дробление среды.

Ударная волна с выходом за границы заряда ВВ не поддерживается энергией химической реакции и поэтому затухает с удалением от источника, переходя в упругую волну (сжатия, а затем сейсмическую). В диапазоне своего существования ударная волна представляет собой разрушающую силу, вызывая движение среды и разрушение (дробление, трещинообразование). Разрушение обусловлено превышением давления на

фронте волны предела прочности окружающей среды. Поток частиц породы движется вслед за фронтом ударной волны в направлении ее движения.

В зоне остаточных деформаций значение прочностных свойств пород возрастает; но и в этой зоне напряжения от взрыва превышают прочность пород, что приводит к их разрушению. Зона упругих деформаций характеризуется распространением упругих волн. В эту зону уходит примерно 10% всей энергии. Основная часть энергии ВВ (до 90%) расходуется в ближней зоне. Размеры зон зависят от свойств грунта и от свойств ВВ, особенно от теплоты взрыва. На расстоянии в несколько десятков радиусов заряда остаточные деформации исчезают. Применительно к условиям проходки канав ($Q = 3-12$ кг) ударные волны проявляются на расстоянии $R < 10$ м (чем мягче грунт, тем меньше R).

Газообразные продукты взрыва состоят из паров воды, азота и углекислоты. Газообразные продукты взрыва вместе с волнами напряжений участвуют в разрушении и движении среды, обладают высокой температурой и большим давлением, являются своеобразным сферически действующим поршнем. При воздействии газообразных продуктов в грунте вокруг заряда образуется зона сжатия и полость, свободная от грунта. По А. Ф. Беляеву и М. А. Садовскому (БСЭ, т. 7, 1951 г., стр. 626), радиус этой зоны, включая полость, для грунтов средней прочности не превышает 125 диаметров заряда. С дальнейшим расширением газообразных продуктов образуется область разрушения, объем которой зависит от свойств среды и колеблется в пределах $V_p = (2000-6000) V$ заряда.

Давление, создаваемое газообразными продуктами, зависит от их объема, скорости детонации, объема зарядной камеры. Принимают, что максимальное давление газообразных продуктов на стенки камеры составляет 25—50% давления детонационной волны. Применительно к условиям проходки канав можно считать, что отрыв ударной волны от продуктов взрыва происходит на расстоянии 0,15—1,5 м. На поршневое действие газов затрачивается около 50% всей энергии ВВ; особенно велика роль газообразных продуктов при взрывах на выброс [50, 52].

Характер действия взрыва и его результат во многом определяются местом размещения зарядов ВВ. Различают взрыв в неограниченной среде и взрыв вблизи свободной поверхности, т. е. взрыв в полупространстве (рис. 6). При взрыве заряда в неограниченной среде проявляется симметричность (центральная или осевая) полей напряжений и деформаций.

При взрывании сферического заряда в неограниченной среде выделяют четыре зоны действия: зону источника (вытеснения), разрушения, остаточных деформаций и упругих деформа-

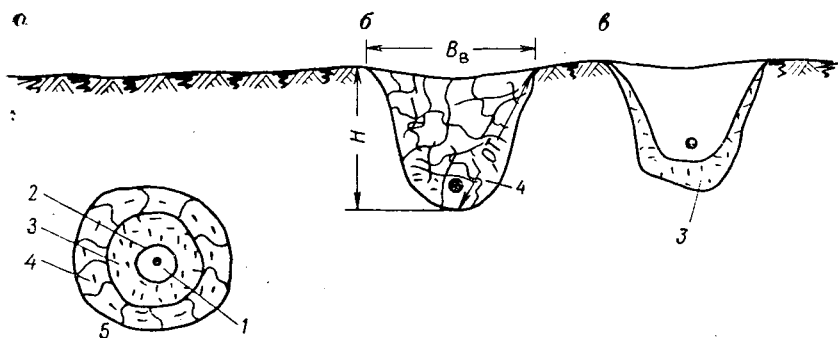


Рис. 6. Действие заряда ВВ при постоянном заряде

а — зональность при взрыве заряда рыхления, *б* — воронка дробления, *в* — воронка выброса. 1 — полость взрыва, 2 — переходная зона, 3 — зона измельчения, 4 — зона трещинообразования, 5 — сейсмическая зона

ций [16]. В результате вытеснения грунта из контуров зоны источника образуется камуфлетная полость.

Наличие свободной поверхности в сфере действия заряда нарушает симметричность поля напряжений, которое в этом случае вытягивается в направлении линии наименьших сопротивлений (ЛНС).

Форма и размеры заряда определяют условия распространения детонационной волны, характер распространяющихся волн, удельный импульс и поля напряжений, т. е. в значительной мере определяют эффект воздействия взрыва на среду.

По характеру действия взрыв условно делят на фугасный и бризантный. Фугасное действие — форма общего действия взрыва; проявляется на некотором удалении от источника в виде разрушения и движения породы от ударных волн и давления расширяющихся продуктов детонации. Эффект фугасного воздействия зависит от общей энергии ВВ. Работа в какой-либо форме общего действия взрыва пропорциональна полной работе взрыва.

Бризантное действие — форма дробящего действия взрыва, имеет место на контакте заряд — среда или в непосредственной близости от заряда в виде разрушения и дробления среды при распространении фронта детонационных и ударных волн. Бризантное действие обусловлено импульсной подачей энергии, зависящей от скорости детонации, от массы, плотности и геометрических параметров заряда. Основная форма бризантного действия — сильнейшее дробление среды, зависящее в основном от величины импульса давления. Доля энергии, идущей на дробление, незначительна.

Энергия, воспринимаемая средой, зависит как от энергетической характеристики ВВ и условий взрывания, так и от

свойств среды. Возможно регулировать интенсивность взрывного импульса и вызываемые им деформации, в частности, за счет изменения продолжительности действия волны. Фактор, ограничивающий передачу энергии взрыва окружающей среде, — литостатическое давление в среде. Когда литостатическое давление превышает давление продуктов взрыва или волн напряжений, то разрушения не происходит.

В зависимости от соотношения между глубиной заложения заряда ВВ и его массой различают взрывы внутреннего и наружного действия. Действие внутреннего взрыва не проявляется на дневной поверхности; при наружном взрыве образуется воронка разрушения. К внутренним взрывам относят камуфлетный взрыв, в результате которого в массиве образуется камуфлетная полость, объем которой прямо пропорционален работе расширяющихся газообразных продуктов взрыва. Объем полости, приходящийся на единицу массы заряда данного ВВ, достаточно полно характеризует степень сопротивляемости данной среды взрыву. Как правило, в полости остается 10—20% от полной энергии ВВ [50]; оставшиеся газообразные продукты постепенно просачиваются из полости. Увеличение объема котловой полости достигается многократным последовательным взрыванием.

К взрывам наружного действия относятся взрывы дробления (рыхления) и взрывы на выброс, которые характеризуются в соответствующих разделах глав 5 и 6.

Энергия ВВ расходуется на полную работу взрыва и затрачивается на химические и тепловые потери [7]. Полезная работа взрыва составляет только часть полной энергии ВВ. Отношение энергии, затраченной на полезную работу, к полной энергии ВВ выражается коэффициентом полезного использования взрыва (КПИ). Смысл этого коэффициента обусловлен задачами, решаемыми взрывом. Например, при взрывах рыхления полезной следует считать работу, затрачиваемую непосредственно на рыхление среды; при взрывах на выброс полезная работа выражается в транспортировании энергией взрыва разрушенной породы за проектные контуры выемки. При взрывах на дробление в полезную работу переходит не свыше 20—25% потенциальной энергии ВВ [26]. При взрывах на выброс полезное использование энергии ВВ резко снижается по сравнению с взрывами на дробление (в 4—10 раз). Значение коэффициентов полезного использования энергии ВВ составляет здесь, по данным ряда исследований, от 2 до 7%. Характерно, что увеличение показателя действия взрыва n с 1 до 2 повышает КПИ с 2,9 до 6,4% [43, 64].

* Теоретически вопрос о коэффициенте полезного использования энергии взрыва при выбросе более полно рассмотрен Г. И. Покровским [43, 44], основные положения которого сводятся к следующему:

— при взрывах на выброс полезной формой механической работы является подъем определенного объема среды и его перемещение за пределы проектных контуров выемки;

— соответственно затраты энергии на отрыв и дробление (рыхление) этого объема породы являются необязательными;

— затраты энергии на отрыв грунта малы по сравнению с другими видами затрат.

Г. И. Покровский делает вывод, что коэффициент полезно-го действия взрыва на выброс f может быть выражен уравнением

$$f = U_d : U_o,$$

где U_d — работа по подъему породы; U_o — полная энергия ВВ.

Отсюда следует, что чем глубже выемка выброса, полученная в результате взрыва, тем больше коэффициент полезного использования энергии взрыва. Этот вывод должен учитываться и при проходке канав. Сопоставление [43] показывает, что применение энергии взрыва взамен землеройной техники будет энергетически оправданным для условий проходки канав при $q_B \leq 0,54 \text{ кг/м}^3$.

Задача повышения коэффициента полезного использования энергии взрыва заключается в том, чтобы как можно большую долю потенциальной энергии ВВ затратить на нужную форму механической работы. Возможные пути этого:

— соответствие ВВ физико-механическим свойствам разрушаемой среды [20];

— применение ВВ, дающих при взрывах на выброс большой объем газов при малых начальных давлениях и температурах [43, 15], что продлевает действие газов на грунт и уменьшает потери энергии;

— применение рациональной конструкции зарядов, т. е. сочетание ВВ с меняющимися скоростями детонации [20, 43]: в крепких породах с высокой D , в грунтах с малой D . Чем больше значение f , тем выше технологический и экономический эффект взрыва.

ДЕФОРМАЦИЯ ГРУНТА ПРИ ВЗРЫВЕ

При проходке канав заряды ВВ действуют в грунте, который воспринимает и передает различные взрывные нагрузки, вызывающие его деформацию, зависящую от физико-механических свойств грунта, характера и параметров взрывного воздействия. Вследствие небольшой глубины геологоразведочных канав на результат взрыва в основном влияют прочностные характеристики пород, а не их объемный вес. Так, если объемная масса взрывааемых пород (при данной W) может изменяться в 1,5—3 раза, то прочностные свойства этих же пород варьируют в весьма широком диапазоне, что приводит к необходимости изменения массы заряда в 3—15 раз и более [58].

Взрывное воздействие на среду следует характеризовать как кратковременную динамическую нагрузку, вызывающую деформации обратимого или необратимого характера [41]. Более точно передает поведение грунта при взрыве упругопластичная модель. По мере удаления от очага взрыва пластические деформации сменяются упругими. Отсюда деформации в грунте при взрыве резко отличаются от деформаций при длительно действующих нагрузках. Для глинистых грунтов динамическая прочность примерно в два раза выше статической; для песчаных грунтов динамические значения выше на 15—20%.

Разрушение среды происходит, когда напряжения (сжатие, растяжение и сдвиг) от взрыва превышают предел прочности грунта, который оказывает повышенное сопротивление сжатию и сдвигу, пониженное — растяжению. В целом разрушение под действием волн напряжений незначительное. Основную роль играют газообразные продукты взрыва, поршневое действие которых на грунт преобладает над волновыми напряжениями [18, 32].

Наиболее интенсивное уплотнение грунта обеспечивается при взрывании в неограниченной среде (при проходке канав — при взрывании зарядов простреливания). С приближением заряда к свободной поверхности возрастают затраты энергии на перемещение верхних слоев грунта. Среда наряду со сжатием испытывает растягивающие и сдвигающие напряжения. Происходит как бы встречное разрушение от заряда к свободной поверхности и от поверхности к заряду, что повышает общий эффект воздействия взрыва. В практике проходки канав взрывом различия в результатах взрывного воздействия на среду даже в пределах одного и того же участка весьма существенны, так как зависят от физического состояния грунта. Так, форма выемки выброса во многом зависит от степени связности грунта и характеризует его физические свойства. Воздействие взрыва на грунт выражается во взаимном смещении частиц — уплотнении и рыхлении грунта.

Взрывы в связных грунтах (глинах, суглинках) вызывают интенсивную их деформацию (разрушение, уплотнение, формоизменение), так как в этих грунтах затухание волн происходит неинтенсивно. Эффект взрывного воздействия на такой грунт во многом зависит от его начальной пористости. При взрывном воздействии на связный грунт деформации имеют необратимый характер. Наибольшее уплотнение и изменение фильтрационных свойств достигается при действии зарядов выброса в глинах и суглинках, в которых форма воронки выброса параболическая с откосами от 1:1,5 до 1:2 (для глин) и комбинированная — параболическая в призабойной части и треугольная у поверхности (для суглинков). Радиус сферы сжатия значителен (примерно равен глубине заложения заряда), что обеспечивает образование выемки с большой видимой глуби-

ной и шириной по подошве. Чем выше степень пластичности грунта, тем больше эффект взрыва и больше инерциальный разлет кусков, имеющих, как правило, большие размеры.

Несвязные и малосвязные грунты (пески, гравий, щебень) характеризуются отсутствием или малой прочностью связей между частицами. Свойства таких грунтов обуславливают малую эффективность взрывного воздействия на них: грунт более склонен не к уплотнению, а к разуплотнению [8, 25].

При действии зарядов выброса в непластичных грунтах происходит их разрыхление без изменения фильтрационных способностей. Вследствие малой сжимаемости и малого сцепления несвязных грунтов выемка, образованная взрывом, незначительна по своим размерам, имеет характерную треугольную форму в поперечнике с откосами от 1 : 6 до 1 : 8.

Велико обратное падение в выемку поднятого взрывом объема грунта. Сыпучий грунт при взрыве распадается на мелкие части малой массы, что резко снижает дальность его разлета. Эффект выброса незначителен, возрастает с повышением содержания глинистых частиц и степени влажности.

Энергетические затраты при разрушении грунтов различной влажности неодинаковы, что объясняется заполнением пор водой. При приложении динамической нагрузки порода с поровой водой ведет себя как монолитная среда. В водонасыщенном грунте взрывная волна носит ударный характер на большом расстоянии от источника взрыва; фронт ударной волны резкий, устойчивый. Считают, что характер взрывных волн и их параметры при взрывании в полностью водонасыщенных грунтах и в воде близки.

Интенсивность динамических воздействий в неводонасыщенных грунтах меньше, деформации происходят только в непосредственной близости от заряда, так как среда сжимаема. Все давление волн воспринимает жесткий скелет грунта, что объясняет значительные остаточные деформации.

Наиболее эффективны взрывы на выброс во влажных глинах и суглинках, причем повышение влажности улучшает эффект взрывного воздействия. Оптимальные результаты взрыва в этих грунтах обеспечиваются при влажности 17—25%. В водонасыщенных сыпучих грунтах эффективность взрыва меньше. В крупнозернистых грунтах влияние степени влажности на эффект разрушения структур уменьшается.

Следует подчеркнуть, что уровень выброса зависит от степени влажности верхнего слоя грунта. Так, при влажном верхнем слое грунта (действие атмосферных осадков) выброс увеличивается примерно на 10% по сравнению с подсохшим слоем участка канавных работ.

Таким образом, при проектировании и производстве проходки канав взрывом надо учитывать деформационные свойства разрабатываемых грунтов.

5. ПРОВЕДЕНИЕ КАНАВ ВЗРЫВОМ РЫХЛЕНИЯ

ПРИМЕНЕНИЕ СПОСОБА И НЕКОТОРЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВОВ РЫХЛЕНИЯ В ГРУНТАХ

Применение способа. Способ дробления и рыхления* талого грунта целесообразно применять при проведении канав в сочетании с механизированной уборкой разрушенного грунта из проектных контуров канавы. Энергия заряда ВВ используется для выполнения работы по подготовке грунта к механизированной разработке, т. е. задача транспортирования грунта энергией взрыва не решается. Как самостоятельный способ проходки канав дробление или рыхление грунта малорационально, поэтому рекомендуется к применению на участках, где:

— по условиям безопасности или организационным нельзя применять взрывы на выброс;

— применяются землеройные средства, а энергия ВВ используется лишь в целях подготовки грунта к разработке.

Применение землеройной техники без предварительной подготовки грунта возможно лишь в породах I—IV категорий крепости. Проведение канав в породах V категории и выше, работы на участках с повышенным содержанием каменистого материала, наличие валунов — все это требует применения энергии ВВ и определяет область рационального использования способа дробления. Особенно эффективно применение этого способа при проходке канав в мерзлых грунтах.

Механизированная уборка грунта может осуществляться за счет энергии движущегося потока воды и землеройной машиной или механизмом.

Работы по подготовке грунта к разработке рационально производить в следующей последовательности:

— вдоль трассы будущей канавы осуществляют механизированное бурение шпуров;

— размещают в шпурах заряд дробления или рыхления;

— взрывают заряды ВВ (возможно применение короткозамедленного или мгновенного способов взрывания).

Глубина шпуров, масса зарядов ВВ, расстояние между ними и рядность устанавливаются исходя из решаемых задач [47, 45]. Важно применять технологию и параметры взрыва, обеспечивающие заданную кусковатость горной массы. При этом следует учитывать, что излишнее дробление массива ведет к повышенным затратам энергии ВВ, перерасходу ВВ и росту стоимости канавных работ. Снижение степени дробления грунтового массива обуславливает увеличение размеров раздроб-

* В работе в основном используется термин «рыхление», объединяющий применение зарядов дробления и рыхления. Применение термина «дробление» указывает на производство взрывных работ в мерзлых грунтах и скальных породах.

ленных кусков (негабарит), повышение затрат энергии на разработку разрушенного массива землеройной техникой, часто исключает машинную уборку грунта. Так, при экскаваторной разработке грунта размер кусков подготовленной горной массы не должен превышать $(0,2—0,3)b$, где b — ширина ковша. При бульдозерной разработке допускается уборка кусков до 600 мм.

При транспортировании грунта энергией движущегося потока воды заряды ВВ используют для образования направляющей канавки или полосы разрыхленной породы. Для этого бурят шпуров глубиной 0,4—0,8 м с интервалом между ними до 1,5 м. Величина взаимодействующего шпурового заряда ВВ колеблется в пределах 0,2—0,5 кг. Целесообразно одновременное взрывание большого количества зарядов. Повторное применение зарядов ВВ возможно для дробления валунов, вскрытых по трассе канавы, или для разрушения грунта при углубке выработки.

Одной из рациональных областей применения зарядов рыхления является производство канавных работ вблизи населенных пунктов и производственных сооружений, в заповедниках и на участках с богатой растительностью. В этих условиях применяются только шпуровые заряды, обеспечивающие равномерное и интенсивное рыхление взрываемого массива. Для снижения дальности разлета раздробленных кусков породы и уменьшения действия ударной воздушной волны уменьшают массу зарядов, используют плотную забойку и короткозамедленное взрывание, арочные или щитовые покрытия участка взрыва (последние перетаскиваются вдоль канавы транспортными средствами или лебедками). Уборка грунта производится механизированным способом.

Таким образом, технология и параметры взрыва должны обеспечивать равномерное дробление массива грунта с заданной степенью кусковатости, т. е. образование кусков породы кондиционных размеров $d_{ср}$, устанавливаемых с учетом применения определенного рабочего органа землеройной машины. Отклонение фактической кусковатости горной массы от $d_{ср}$ увеличивает общую стоимость проходки канав.

Некоторые закономерности действия зарядов рыхления в грунтах. Разрушение массива при взрыве зарядов рыхления происходит под действием волн напряжений и поршневого действия газообразных продуктов взрыва [18, 46].

Различают следующие зоны, образованные в неограниченной среде, при взрыве заряда рыхления (см. рис. 6). Считают [1], что в переходной зоне имеют место измельчение и трещинообразование, в зоне измельчения — не только раздавливание породы, но и ее пластическое течение. В сейсмической зоне процесса рыхления не происходит, так как напряжения здесь меньше предела упругости. Вблизи свободной поверхности ин-

тенсивность разрушения массива возрастает за счет действия отраженных волн. Прямые волны вызывают образование радиальных трещин, которые смыкаются с концентрическими трещинами, образованными распространением отраженных волн в глубь массива. Совокупность зон сжатия и разрыхления образует область разрушения.

Степень рыхления зависит как от свойств взрываемой среды, так и от свойств взрывчатого вещества (плотность, давление детонации, объем образующихся газообразных продуктов). Для типичных грунтов плотность энергии, достаточная для их интенсивного разрушения, составляет $2,02 \cdot 10^5$ кгс·м/м³ [23].

Объемы разрушения и дробления пропорциональны только полному импульсу взрыва и не зависят от скорости детонации [14]. Размеры зон определяются массой заряда ВВ и типом грунта. В ближней зоне, включающей зоны сжатия и разрушения, наблюдается нарушение сплошности грунта и трещинообразование. По данным Ю. С. Яковлева [65], границы областей сжатия и разрушения определяются эмпирическими формулами:

$$\bar{R}_c = 19K_c \text{ и } \bar{R}_p = 19K_p,$$

где

$$\bar{R}_c = \frac{R_c}{R_{03}} \text{ и } \bar{R}_p = \frac{R_p}{R_{03}};$$

R_p, R_c — радиусы сфер разрушения и сжатия;

K_p, K_c — коэффициенты, зависящие от грунта;

R_{03} — радиус заряда.

Если принять $K_c = 0,5 - 0,6$ и $K_p = 0,6 - 0,8$, то для грунтов имеем:

$$R_c = (9,5 - 11,4) R_{03} \text{ и } R_p = (11 - 16) R_{03}.$$

Для скальных грунтов ($K_c = 0,2$ и $K_p = 0,5$)

$$R_c = 3,8 R_{03} \text{ и } R_p = 9,5 R_{03}.$$

При действии сосредоточенного заряда дробления или рыхления образуется воронка в виде конуса, вершина которого примерно совпадает с центром заряда. Действие такого заряда на дневной поверхности проявляется в виде зоны разрушения, форма которой близка к окружности. Объем воронки заполнен раздробленной или разрыхленной породой, как правило, различной кусковатости. Степень дробления среды является одним из основных критериев оценки эффективности действия заряда ВВ. Параметрами воронки являются: H — глубина, B_v — диаметр по верху, OT — радиус сферы рыхления.

В результате взрывания взаимодействующих зарядов рыхления образуется область разрушения, контуры которой применительно к нашим условиям должны соответствовать проектным контурам канавы. Выемка разрыхленного грунта из кон-

туров приводит к тому, что угол наклона бортов канавы становится равным углу естественного откоса.

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ КАНАВ

Проходка канав, как правило, производится при одной обнаженной поверхности. Возможные схемы проходки канав при рыхлении массива — одноинтервальная (однорусная) и многоинтервальная (послойная) (рис. 7). Более рациональной тех-

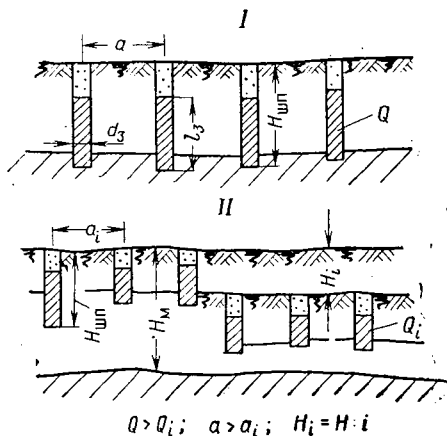


Рис. 7. Схемы углубки
I — одноинтервальная, II — послойная

нологически является одноинтервальная углубка. Переход на многоинтервальный способ технически оправдан при $H_m > H_{шп}$, где $H_{шп}$ — предельная глубина бурения шпуров с учетом имеющихся технических средств.

Количество интервалов углубки составит $i = H_m : H_{шп}$. Следует учитывать, что при многоинтервальном способе углубки резко увеличиваются затраты рабочего времени на вспомогательные операции (монтаж сети, зарядание, подходы и отходы, оцепление участка работ и т. д.). По существу, это увеличение затрат рабочего времени против однорусного способа составит $i - 1$ раз.

При послойной проходке канав на рыхление важно правильно определить глубину заложения заряда. Рассмотрим две возможные схемы поинтервальной углубки.

1. Углубка и последующее взрывание производятся без уборки грунта, разрушенного предыдущим взрывом. Расчетная глубина заложения заряда устанавливается как расстояние от центра заряда до разрушенного слоя грунта с учетом «входа» в этот слой

$$W_{i_2} = H_{i_2} - \frac{1}{2} H_{зар} + \frac{1}{3} H_{i_1}.$$

2. Углубка второго и последующих интервалов производится после уборки грунта, разрушенного предыдущим взрывом.

Расчетная глубина заложения заряда устанавливается как расстояние от центра заряда до контакта с разрушенным слоем грунта

$$W_{i_2} = H_{i_2} - \frac{1}{2} H_{\text{зар.}}$$

Целесообразно размещение зарядов рыхления при максимально возможной глубине заложения.

Различают наружные и внутренние заряды рыхления. Более применимы внутренние, заглубленные заряды; использование наружных зарядов рационально лишь в торфяно-болотистых отложениях.

Внутренние заряды рыхления размещают в шпурах (скважинах) или в котловых полостях.

Соответственно по форме применяемые заряды могут быть удлиненными вертикальными, сосредоточенными и комбинированными.

При проходке канав заряды рыхления, как правило, располагают в шпурах или скважинах. Вместимость ВВ зависит от длины и диаметра шпура, а также от плотности заряжания. Расчетная плотность заряжания принимается $0,9 \text{ т/м}^3$. При изменении фактической плотности учитывается изменение вместимости зарядной выработки

$$g_1 = g \cdot \frac{\Delta_1}{0,9},$$

где g_1, g — вместимость 1 м выработки (фактическая и расчетная), кг;

Δ_1 — фактическая плотность заряжания.

Таблица 14

Вместимость зарядной выработки

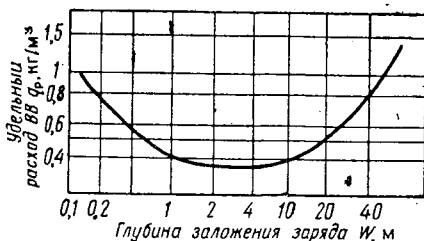
Диаметр выработки, мм	g , кг/м	Диаметр выработки, мм	g , кг/м
25	0,44	90	5,7
45	1,4	100	7,1
50	1,8	110	8,6
60	2,5	120	10,0
70	3,5	130	12
80	4,5	150	16

Фактическая плотность заряжания при проходке канав, как правило, меньше расчетной. Расчетная масса ВВ в 1 м зарядной выработки приведена в табл. 14.

Применяемые в настоящее время заряды имеют следующие параметры: $l_3=0,4-1$ м при массе зарядов 0,5—2,1 кг; $d_3=0,15-0,3$ м при массе зарядов до 3—4 кг.

Удлиненные заряды обеспечивают равномерное дробление, но их применение искусственно снижает глубину заложения

Рис. 8. Зависимость удельного расхода от глубины заложения заряда (по У. Лангефорсу)



заряда, уменьшает использование пробуренного объема шпуров и мощность слоя разрушения. Большее использование объема бурения обеспечивается применением сосредоточенных зарядов, глубина заложения которых при одном и том же шпуре увеличивается в 1,6 раза против удлиненных.

Длина шпурового заряда определяется из формулы

$$l_3 = Q : g, \text{ м,}$$

где g — вместимость шпура.

При мелкошпуровом способе обязательно применение забойки. Длина шпура под забойку должна быть до $0,3l_{\text{шп}}$. Отсюда расчетная длина шпура данного диаметра для размещения в нем заряда массой Q составит

$$l_{\text{шп}} = 1,5 \cdot \frac{Q}{g}, \text{ м.}$$

Коэффициент полезного использования глубины шпура

$$\eta_{\text{шп}} = l_3 : l_{\text{шп}}.$$

Проходка канав с использованием зарядов дробления или рыхления целесообразна при удлиненных вертикальных зарядах, обеспечивающих равномерное дробление среды. Применение сосредоточенных зарядов резко увеличивает выход негабарита (в 2—3 раза по сравнению со шпуровыми). Целесообразно применение шпуровых зарядов ВВ диаметром 60—80 мм. Следует учитывать, что увеличение диаметра шпура резко снижает скорость бурения, но вместе с тем уменьшает необходимое число шпуров. Диаметр заряда определится формулой

$$d_3 = 0,4 \sqrt{\frac{Q}{l_3}}.$$

При среднем диаметре шпуров 0,05—0,06 м их вместимость не превышает 2—2,2 кг/м. При проходке канав используется,

как правило, мелкошпуровая технология углубки с глубиной шпуров 0,6—0,8 м, поэтому масса зарядов рыхления, размещаемых в шпурах, не превышает 0,9—1,4 кг.

По конструкции заряд рыхления может быть сплошным или рассредоточенным. Применение рассредоточенных зарядов за счет воздушных полостей повышает эффективность рыхления среды и снижает расход ВВ [39].

Количество шпуров должно устанавливаться минимальным, обеспечивающим взаимодействие зарядов и образование выработки заданной ширины. Уменьшение числа шпуров против оптимального (расчетного) снижает объем бурения, но ухудшает эффект взрыва, т. е. увеличивает кусковатость, ведет к наличию перемычек и неравномерной обработке забоя. Увеличение количества шпуров повышает затраты времени на бурение и заряжание.

Глубина шпуров устанавливается с учетом крепости пород и ширины выработки. Для мерзлых грунтов глубина шпуров при одноинтервальной углубке может быть установлена из соотношения $H_{\text{шп}} = (0,6—0,8)B_{\text{в}}$, где $B_{\text{в}}$ — ширина выработки.

Заряды рыхления могут размещаться в один или в два ряда. Расстояние между зарядами в ряду a определяется из выражения

$$a = mW,$$

где m — показатель сближения зарядов.

Значение m оказывает существенное влияние на характер дробления среды, определяя степень кусковатости горной массы. Для условий дробления (рыхления) принимается $m = 1,2—3$. Тогда расстояние между соседними зарядами определится как $a = (1,2—3,0)W$.

Однорядное размещение зарядов обеспечивает образование выработки шириной поверху $(1—2)W$ и несколько меньшей шириной по низу, поэтому для создания выработки с большей проектной шириной следует размещать заряды в два ряда в шахматном порядке, что повышает степень обработки взрываемого массива. Расстояние между рядами находится из выражений

$$b = 0,8a$$

или

$$b = (1,2—1,7)W.$$

В случае, если ширина выработки по низу в результате взрыва будет меньше 0,7—0,8 м, то следует увеличить массу заряда. Для этого переходят на больший диаметр шпуров или применяют комбинированные по форме заряды. Более прост по осуществлению переход на комбинированные заряды: производят простреливание шпура данного диаметра и в призабойной части размещают усиленный заряд рыхления, переходящий в удлиненный шпуровой заряд. Заряд простреливания для

типичных талых грунтов принимается 0,03—0,05 кг, а в мерзлых он увеличивается до 0,2—0,5 кг.

Комбинированные заряды повышают степень равномерности дробления или рыхления массива. Масса дополнительного (верхнего) заряда должна составлять 0,1—0,15 основного. очередность взрывания: вначале основной, затем дополнительный. Для равномерности рыхления более приемлемы удлиненные вертикальные заряды, но при большой мощности разрушаемого массива применение шпуровых зарядных камер нецелесообразно.

Применяют мгновенное, замедленное и короткозамедленное взрывание. Замедленное взрывание уменьшает общий расход энергии ВВ, так как заряды последующих серий действуют при дополнительных свободных поверхностях. Однако замедленное взрывание уменьшает степень дробления грунта, повышает опасность работ. Наиболее рационально использование короткозамедленного взрывания, при котором увеличивается объем разрушения и возрастает степень дробления.

При двухрядном расположении зарядов следует применять не огневое взрывание, а электровзрывание или детонирующий шнур. Короткозамедленное взрывание позволяет разредить сеть зарядных выработок до $b = (1,4—2) W$.

Масса заряда рыхления зависит от следующих факторов: глубины заложения заряда, мощности ВВ, объемной массы и прочности грунта, заданной степени разрушения.

Сосредоточенный заряд рыхления может быть определен как

$$Q = 0,33 q_n W^3,$$

где q_n — удельный расход ВВ при $n=1$;
 W — глубина заложения заряда ВВ.

В общем виде масса заряда рыхления определится формулой

$$Q = KW^3,$$

где W — глубина заложения заряда, линия наименьшего сопротивления, м;

K — удельный расход ВВ, кг/м³.

Значения расчетного удельного расхода ВВ приведены в табл. 9. При применении других ВВ расчетные значения удельного расхода по табл. 9 умножаются на переводный коэффициент e (табл. 15).

По данным У. Лангефорса [34], зависимость удельного расхода ВВ от глубины заложения заряда графически может быть представлена рис. 8, откуда в диапазоне глубин заложения зарядов $W=1,5—3$ м, характерных для канавных работ, удельный расход ВВ можно считать практически не зависящим от W . Значительный объем шпуровой проходки канав выполняется при $W < 1$ м, что требует введения поправочного коэффициента

Значения переводного коэффициента для некоторых ВВ

ВВ	e	ВВ	e
Акватор М-15	0,76	Аммонит № 7ЖВ	1,04
Акватор МГ	0,92	Динафталит	1,08
Гранулит АС-8	0,89	Зерногранулит 50/303	1,11
Аммонал водоустойчивый	0,91	Гранулит МС-2	1,13
Гранулит АС-4	0,98	Игданит	1,13
Аммонит № 6ЖВ	1	Зерногранулит 30/70	1,13
Зерногранулит 79/21	1	Акванит ЗЛ	1,16

к показателю q . Тогда формула расчета заряда рыхления примет вид

$$Q = KW^3 \frac{1}{\sqrt{W}},$$

где $\frac{1}{\sqrt{W}}$ — поправка на малую глубину заложения заряда (по

А. Г. Симанкину).

Объем разрушения является функцией следующих параметров взрыва: величины взаимодействующего заряда ВВ, глубины его заложения, расстояния между зарядами, очередности взрывания, типа ВВ. Кроме того, объем разрушения зависит от физико-механических свойств грунта. Все исследователи отмечают, что чем больше коэффициент полезного использования энергии взрыва, тем больше объем разрушения. Результаты исследований ряда авторов и наши исследования свидетельствуют, что наибольший эффект разрушения массива грунта обеспечивается при действии зарядов рыхления вблизи свободной поверхности, но при условии отсутствия явления выброса грунта.

При взрывании в грунтах явление выброса исключается при размещении зарядов ВВ на глубине, превышающей критическую глубину заложения $\bar{W}_{кр}$. Так, для районов наших исследований установлены следующие значения критической глубины заложения сосредоточенных зарядов: в талых грунтах 1,2—1,3 м/кг^{1/3}; в мерзлых грунтах 0,5—0,6 м/кг^{1/3};

Эти значения критической глубины заложения зарядов (аммонит № 6ЖВ) получены в результате анализа зависимостей $\bar{P} = f(\bar{W})$ (см. гл. 6, раздел «Взаимосвязь параметров и показателей»).

Заряд ВВ, заложенный на глубину $\bar{W} \geq \bar{W}_{кр}$, не образует выемки выброса, но вызывает (при незначительной разнице между этими параметрами) рыхление грунта с образованием видимой воронки разрушения. Причем объем разрушения тем

больше, чем ближе W к $W_{кр}$. Отсюда следует, что заряды ВВ при $W_{кр}$ обеспечивают максимальное рыхление взрывае­мой среды. Напомним, что

$$\bar{W} = W : \sqrt[3]{Q}.$$

Тогда

$$W_p = K' \cdot \bar{W}_{кр},$$

где W_p — расчетная абсолютная глубина заложения заряда ВВ, обеспечивающая максимальное рыхление грунта, м;

$\bar{W}_{кр}$ — приведенная критическая глубина заложения заряда ВВ, м;

K' — коэффициент, учитывающий увеличение глубины заложения заряда в целях исключения выброса породы энергией взрыва. Для условий канавных работ ($W=0,4-3,0$ м) $K=1,05-1,2$.

С учетом установленных значений $W_{кр}$ получим расчетную оптимальную глубину заложения зарядов рыхления:

а) в талых грунтах

$$W_p = (1,05 - 1,2) (1,2 - 1,3) \sqrt[3]{Q},$$

или

$$W_p = (1,3 - 1,6) \sqrt[3]{Q}, \text{ м};$$

б) в мерзлых грунтах

$$W_p = (0,5 - 0,7) \sqrt[3]{Q}.$$

Из последующих двух формул получаем значение оптимально­го заряда рыхления, выраженного в общем виде как

$$Q = \frac{W_p^3}{K^3}.$$

Соответственно имеем:

а) в талых грунтах $Q = \frac{W_p^3}{2,2 - 4,1};$

б) в мерзлых грунтах $Q = \frac{W_p^3}{0,12 - 0,35}.$

Преобразуем эти формулы:

$$Q = (0,45 - 0,25) W_p^3.$$

и

$$Q = (8 - 3) W_p^3.$$

В этих эмпирических формулах цифровые коэффициенты

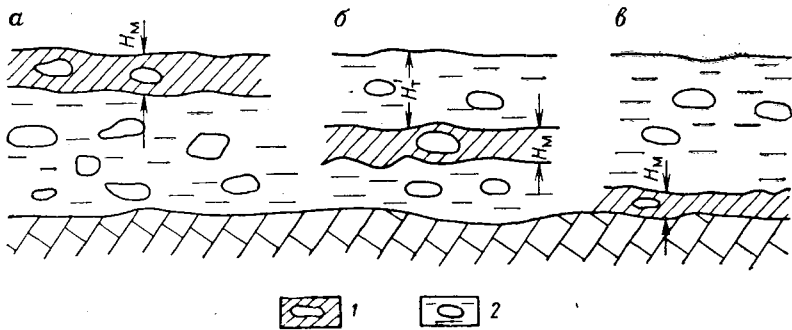


Рис. 9. Схема деятельного слоя

а — начало промерзания, б — оттаивание при малой мощности мерзлого слоя, в — конец оттаивания. 1 — мерзлый грунт, 2 — оттаивший слой

учитывают различие в степени взрываемости грунтов и изменение глубины заложения зарядов ВВ.

Значительные объемы проходки канав с применением зарядов дробления выполняются в мерзлых грунтах, поэтому несколько подробнее изложим некоторые особенности проходки канав в этих условиях.

Основные особенности взрыва в мерзлых грунтах:

- высокая энергоемкость процесса разрушения, близкая к энергоемкости в крепких скальных породах;
- повышенная зависимость результатов дробления от физических характеристик грунта, особенно влажности;
- неравномерность дробления и его зависимость от времени года;
- интенсивное заколообразование в глубь массива;
- явление вторичной смерзаемости взорванной породы.

Большинство исследователей, характеризуя разрушение мерзлого грунта взрывом, исходят из упругопластичной модели. Для мерзлых грунтов характерно, что основное разрушение вызывается действием как газообразных продуктов взрыва, так и волнами напряжений. Поэтому наиболее рационально применение в мерзлых грунтах ВВ с небольшой скоростью детонации (игданиты в сухих и зерногранулиты в обводненных грунтах). При разрушении мерзлых грунтов взрывом следует учитывать мгновенную прочность, значительно большую длительной прочности, и вязкость.

Удельный расход ВВ при дроблении мерзлых грунтов зависит от их состава и имеет следующие значения: галечные вечномерзлые грунты $0,6—1,0 \text{ кг/м}^3$, глинистые вечномерзлые грунты $0,5—0,9 \text{ кг/м}^3$, песчаные вечномерзлые грунты $0,4—0,6 \text{ кг/м}^3$.

Большой объем проходки канав выполняется в сезонно-мерзлых грунтах. Особенностью дробления в этих условиях является сочетание слоев талого и мерзлого грунтов. Возможные

схемы этого сочетания представлены на рис. 9 и зависят от времени года.

Рациональные варианты размещения зарядов дробления при этих схемах:

а) при одноинтервальном способе углубки — на контакте с коренными породами;

б) при многоинтервальной углубке:

— в талом грунте (рис. 9, а), когда $H_M < 1-1,2$ м; в мерзлом грунте, когда $H_M > 1,2-1,5$ м и глубина шпура на 0,2—0,3 м меньше мощности слоя мерзлоты;

— на контакте первого слоя талого и мерзлого грунтов (рис. 9, б), когда $H_T \leq 1,0-1,2$ м; в зарядной выработке глубиной $(H_T + H_M) - (0,2-0,3)$ м, при $H_T + H_M \leq 1,2-1,5$ м.

— в талом грунте при $H_T 1,2$ м (рис. 9, в): на контакте талого и мерзлого грунтов при $H_T \leq 1,2$ м; в мерзлом грунте при $H_M > 1,2-1,5$ м.

В вопросе соотношения глубины шпуров с мощностью слоя мерзлоты рекомендации исследователей разноречивы. Наши исследования подтвердили целесообразность бурения шпуров глубиной на 0,2—0,3 м меньше мощности слоя мерзлоты. При таком условии оставшийся слой мерзлоты (на величину недобура) выполняет роль экранирующего слоя, повышая эффект воздействия взрыва.

При глубине промерзания $H_M = 1-1,5$ м рационально применять шпуровые заряды, а при $H_M > 1,5$ м — скважинные. Диаметр зарядов может быть определен по эмпирической формуле

$$d_3 = (32 - 50) H_M, \text{ мм.}$$

Канавные работы осуществляются в основном при слое мерзлоты 2—3 м. Отсюда расчетный диаметр вертикальных и

Таблица 16

Параметры взрыва при дроблении мерзлых грунтов

Параметры взрыва	Мощность слоя мерзлоты, м			
	2	2,5	3	3,5
	Число интервалов углубки			
	2	3	3	4
$H_{шп}, \text{ м}$	1,2	1—1,1	1,2	1,1
$a, \text{ м}$	1,2	1,1	1,2	1,1
$b, \text{ м}$	1—1,2	1,0—1,1	1,1	1,2
$Q, \text{ кг}$	1,1	1,1	1,1	1,1

наклонных зарядов дробления составит $d_3 = 60-150$ мм. Выработки под такие заряды целесообразно проходить лишь меха-

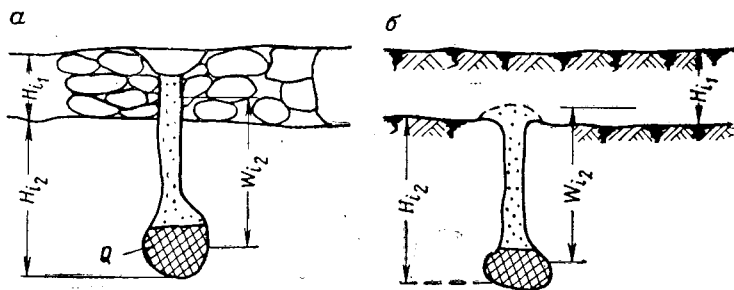


Рис. 10. Схемы многоинтервальной углубки при проходке котловыми зарядами на дробление.

a — без уборки породы, разрушенной предыдущими взрывами, *b* — с уборкой породы

низированным способом. В случае поинтервальной проходки глубина шпуров ограничивается 1—1,2 м с соответствующим уменьшением диаметра зарядов до 40—60 мм.

В настоящее время широко применяется многоинтервальный способ дробления мерзлых грунтов с послойной выемкой (рис. 10). Мощность слоя $H_i = 0,2—0,5$ м. При этом заряд дробления $Q = 0,25—0,7$ кг, а расстояние между взаимодействующими зарядами $a = 1,4—1,85$ м. Глубина шпура достигает (1—1,2) H_i . При мелкошпуровом способе дробления мерзлых грунтов ВНИИ-2 рекомендует следующие параметры (табл. 16).

При проходке канав в мерзлых грунтах наиболее целесообразно применять короткозамедленное взрывание, способствующее повышению эффекта взрыва и уменьшающее объем бурения. Интервал замедления может быть определен как

$$T = KW, \text{ м/с,}$$

где W — ЛНС, м;

K — коэффициент, учитывающий свойства грунта (для песка и супеси $K = 15$, для глин и суглинков $K = 10$).

Рациональной формой заряда дробления являются вертикальные удлиненные заряды увеличенного диаметра. Так, при $d_3 = 50$ мм и $q = 1$ кг/м³ площадь разрушения на 1 шпур составляет 1,06—1,25 м². Увеличение диаметра заряда до 100 мм повышает площадь разрушения до 1,55—2,25 м² (при $q = \text{const}$).

При большой мощности слоя мерзлоты целесообразно усиливать нижнюю часть заряда на 10—20% (за счет использования ВВ с высокой объемной концентрацией или создания котловых полостей).

Точное соответствие фактических параметров канавы проектным может быть обеспечено применением контурного взрывания [3] в сочетании с зарядами рыхления. Производство работ по проходке канав при этом способе рекомендуется производить в следующей последовательности:

1. Разметка оси канавы и ее проектной ширины по верху.
2. Бурение оконтуривающих шпуров по проектному контуру под углом наклона, соответствующим наклону бортов канавы.
3. Бурение шпуров внутри проектного контура под основные заряды дробления.

Оконтуривающие шпуры имеют небольшой диаметр (30—40 мм), основные шпуры бурятся под диаметр расчетного заряда. Расстояние между оконтуривающими зарядами $a=1-1,3$ м.

4. Зарядание шпуров. Масса основных зарядов принимается исходя из обеспечения дробления массива в проектных контурах. Масса оконтуривающих зарядов составляет 0,2—0,3 кг для шпуров глубиной 1 м и 0,4—0,5 кг при глубине шпуров 2 м.

5. Производится первоочередное взрывание оконтуривающих шпуров (с замедлением 100—150 мс взрываются основные заряды). Для обеспечения заданного интервала замедления следует применять короткозамедленное взрывание. Первоочередное взрывание оконтуривающих шпуров (скважин) приводит к созданию экранирующей щели вдоль проектного контура канавы и ограничению эффекта дробления массива этим контуром. При проведении канав в талых грунтах возможна схема проходки, при которой взрывание оконтуривающих зарядов осуществляется до бурения основных шпуров.

Дробление массива в проектных контурах канавы может производиться горизонтальными удлиненными зарядами, размещаемыми параллельно свободной поверхности. Особенно эффективен этот способ дробления при проходке канав в мерзлых грунтах, что объясняется возможностью механизации процесса образования щели и ее зарядания. При этом способе применяются порошкообразные взрывчатые вещества, поэтому диаметр заряда зависит от ширины зарядной выработки, что осложняет расчет массы заряда. Надо учитывать уменьшение плотности зарядания до значений $\Delta=0,7-0,8$ т/м³. При необходимости создания выработки большой ширины применяют двухрядное размещение удлиненных зарядов с расстоянием между рядами 1,5 W.

В заключение еще раз подчеркнем, что способ проходки канав с дроблением мерзлых грунтов и рыхлением талых как самостоятельный технологический способ малоэффективен и должен по возможности применяться в сочетании с последующим взрыванием раздробленных грунтов на выброс или механизированной уборкой из контуров выработки.

6. ПРОХОДКА КАНАВ ВЗРЫВОМ НА ВЫБРОС

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ВЗРЫВАХ НА ВЫБРОС

Взрыв на выброс — это разрушение грунта и его экскавация. Взрыв на выброс характерен при взрывании заряда ВВ

вблизи обнаженной поверхности; в неограниченном пространстве явления выброса не происходит.

Взрывы с транспортированием грунта энергией ВВ делят на:

— взрывы на выброс при спокойном рельефе (могут быть двустороннего или направленного действия);

— взрывы на сброс.

Результат взрыва на выброс зависит от запаса энергии, сообщаемой выбрасываемому грунту, и от свойств среды. Энергия ВВ расходуется на подъем грунта, на преодоление сил сцепления и сил трения (40—60% всей энергии взрыва), а также на передачу горной массе кинетической энергии.

Явление выброса происходит, когда энергия газообразных продуктов, накопленная в полости взрыва, преобладает над сопротивлением разрушенного грунта и сопротивлением на подъем грунта в поле силы тяжести. Таким образом, выброс грунта зависит от соотношения энергии ВВ и массы перемещаемого грунта, а также от его физико-механических свойств. Различают [40] три стадии взрыва на выброс:

1. Первая стадия камуфлетная. Особенностью ее является симметричное (сферическое) развитие взрыва, по характеру соответствующее камуфлетному взрыву. Начало стадии — выход детонационной волны на поверхность заряда ВВ; окончание — выход волны сжатия на свободную поверхность. Продолжительность стадии 30—50% от времени полного развития полости, причем радиус полости достигает 80—90% от максимally возможного. Около 15—20% энергии взрыва остается в продуктах взрыва к моменту процесса расширения. На этой стадии влияние свободной поверхности проявляется лишь при взрывах с небольшой глубиной заложения заряда. Дробление грунта осуществляет ударная волна.

2. Вторая стадия — газовое ускорение в направлении свободной поверхности, вызывающее искажение ранее симметричного поля скоростей. На это движение грунта в направлении ЛНС затрачивается основная часть энергии. Давление газообразных продуктов может достигать 10^5 ат. Часть энергии затрачивается на преодоление сил сцепления определенного объема грунта с массивом. Происходит образование купола грунта, его подъем и уменьшение толщины, что приводит к разрушению купола. К концу стадии — разрушению купола — вся энергия продуктов взрыва исчерпана. Характерно преобразование потенциальной энергии сжатых продуктов взрыва в кинетическую энергию выбрасываемого объема грунта, зависящую от запаса энергии в полости. Контуры зоны поршневого действия взрыва определяются условием $\sigma_Q = \sigma_*$, где σ_Q — напряжения, возникающие при взрыве, σ_* — предел прочности грунта на разрыв. Разрушение грунта и прорыв газов в первую очередь происходят в направлении ЛНС. В слабых талых грун-

тах в начальный момент движение поверхности обусловлено действием волны сжатия, в последующем — действием газообразных продуктов взрыва, играющих основную роль. Деформации талого грунта носят неупругий характер. В мерзлых грунтах важное значение имеет механизм отколообразования, сочетающийся с поршневым действием газообразных продуктов.

3. Третья стадия — инерциальный разлет грунта в поле силы тяжести. Интенсивность и дальность разлета зависят от запаса кинетической энергии в массе грунта, а также от угла вылета и силы сопротивления воздуха [13, 64]. Куски минимального размера образуются на поверхности зарядной камеры, что объясняется интенсивным дроблением в этой зоне; максимальный размер кусков наблюдается на расстоянии от заряда $R=W$, где W — глубина заложения.

Сноп грунта, поднятый взрывом, как правило, характеризуется куском, размеры которого составляют примерно 60% от максимальных размеров при данном взрыве. Размеры и форма кусков существенно влияют на сопротивление их движению в воздухе. На стадии инерциального разлета наблюдаются следующие виды движения грунта: вертикальное, под углом к горизонту, горизонтальное. Движение начинают частицы грунта, выбрасываемые вертикально вверх ($\varphi=0^\circ$), затем близкие к ним. Менее раздробленные массивные куски грунта, получившие большую начальную скорость, составляют головную часть выбрасываемого снопа грунта, что и определило их название «лидеров». За «лидерами» движется основной объем

Таблица 17

Значения коэффициентов A и m , учитывающих физико-механические свойства пород

Порода	A	m
Песок	9	2,4
Суглинок	16	2
Глина	22	1,8
Скальные породы	60	15,0

грунта, расходящийся в плане с удалением от оси выброса. В точке максимальной высоты подъема скорость движения частиц равна нулю, затем начинается равноускоренное падение грунта. Характер движения грунта крайне сложен, так как в воздухе пересекаются траектории не только отдельных кусков породы, но и частей снопа, что вызывает изменение скоростей и направлений движения — грунт движется в направлении ЛНС и радиально.

Начальная скорость выброса зависит от массы заряда, определяющего кинетическую энергию, глубины заложения заряда и физико-механических свойств породы. В общем виде начальная скорость выброса в направлении ЛНС характеризуется формулой

$$v_{\text{нач}} = A \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{W} \right)^m,$$

где A и m — коэффициенты, учитывающие физико-механические свойства породы. Рекомендуемые значения их приведены в табл. 17 [64].

Так, при взрыве в суглинках заряда массой 8 кг, заложенного на глубине 1 м, имеем:

$$v_{\text{нач}} = 16 \left(\frac{\sqrt[3]{8}}{1} \right)^2 = 64 \text{ м/с.}$$

Если этот же заряд поместить на глубине 2 м, то начальная скорость выброса составит 16 м/с, что уменьшает объем грунта, выброшенного взрывом, и сечение видимой выемки. Полученные значения $v_{\text{нач}}$ действительны только в направлении ЛНС, но фактическое движение грунта происходит и в радиальных направлениях. В этом случае скорость выброса определяется как

$$v_{\varphi} = v_{\text{нач}} \cos^m \varphi,$$

где φ — угол отклонения от направления по ЛНС. Так, для нашего примера скорость выброса грунта под углом $\varphi = 60^\circ$ при заложении зарядов на глубину 1 и 2 м составит соответственно 16 и 4 м/с. Чем больше значение угла φ , тем меньше начальная скорость.

При проведении канав и траншей взрывом на выброс в грунтах, особенно в каменных, пуски горной массы разлетаются на значительные расстояния. Это вызывает необходимость устройства укрытий (блиндажей), больших затрат рабочего времени на отходы и подходы работающих. Поэтому для правильной организации канавных работ важно знать и учитывать дальность разлета снопа поднятого грунта и отдельных раздробленных кусков породы. Дальность разлета снопа L зависит от начальных параметров взрыва и характеризуется специальными данными [64]:

Показатель действия взрыва n ..	2	2,5	3
Расстояние разлета грунта L ...	25W	45W	60W

Разлет отдельных кусков намного превышает L и зависит от кинетической энергии, угла вылета и силы сопротивления воздуха. Дальность разлета отдельных кусков может быть определена как $L_1 = 40 n^2 W$ — в направлении, перпендикулярном ряду

зарядов, и $L_2 = 20n^2W$ — вдоль ряда зарядов. При падении грунта вокруг выемки образуется гребень, параметры которого рассчитываются по формулам:

а) ширина $x = 5Wn$,

б) высота $y = (0,65 - 0,7) \frac{W}{n}$.

Зная примерные параметры гребня, можем установить объем грунта, используемого для возможной последующей засыпки канавы. Грунт, упавший в выемку, имеет нарушенную структу-

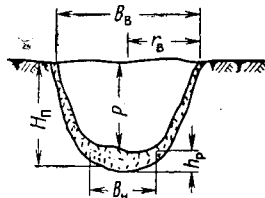
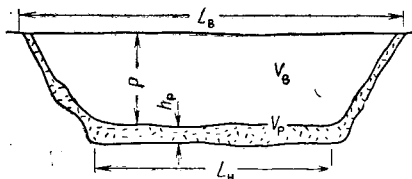


Рис. 11. Элементы канавы при про-
ходке взрывом на выброс



ру и повышенную плотность по сравнению с насыпным. Так, по данным И. С. Федорова, плотность грунта до взрыва на участке исследований составляла $1,58 \text{ г/см}^3$, а после падения в выемку — $1,78 \text{ г/см}^3$ (плотность насыпного грунта при этом составляла всего $1,16 \text{ г/см}^3$). Это увеличение плотности грунта следует учитывать при определении трудоемкости процесса уборки грунта из выемки выброса.

В результате действия зарядов выброса происходит как разрушение, так и выброс грунта, поэтому различают контуры разрушения и выброса.

В результате действия заряда выброса, вызывающего явление откола при распространении отраженной волны и движение слоев из-за запасенной кинетической энергии, образуется воронка выброса, а при взрывании нескольких взаимодействующих зарядов — канава (рис. 11). Параметры воронки определяются характером движения грунта. Как правило, в воронке остается определенная часть разрушенного грунта. Этот оставшийся объем складывается из:

- грунта, не поднятого взрывом;
- грунта, поднятого взрывом, но вновь упавшего в контуры воронки;
- грунта, сползающего к забою воронки с боковых стенок в

Как известно, различают истинную и видимую выемки выброса. Истинная выемка образуется в момент непосредственного взрыва (подъема грунта). Видимая выемка образуется в результате обратного падения грунта и изменения боковых

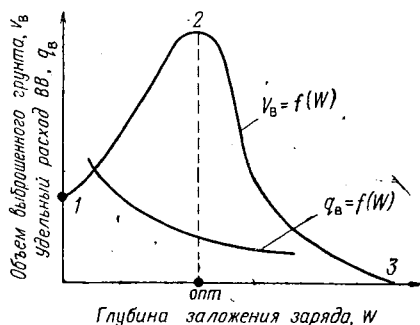


Рис. 12. Изменение объема выброшенного грунта и удельного расхода ВВ от глубины заложения заряда ВВ (\$Q = \text{const}\$):

1 — при наружном заряде, 2 — объем при \$W_{\text{опт}}\$, 3 — критическая глубина заложения

стенок выработки. Образование видимой выемки завершается сползанием грунта в выемку и приданием ей угла естественного откоса.

Формирование воронки зависит от оползания бортов, поэтому форма воронок различна и определяется физико-механическими свойствами среды. Истинной формой принимается воронка нормального выброса (\$n=1\$ или \$r_{\text{в}}=W\$), объем которой составляет

$$V_{\text{в}} = \frac{\pi}{3} r^2 W \approx W^3$$

и зависит от энергии заряда, свойств грунта и глубины заложения заряда. Характер зависимости объема воронки от глубины заложения заряда представлен на рис. 12.

\$W_{\text{опт}}\$ — глубина заложения заряда, при которой образуется воронка выброса максимального объема. Результат взрыва на выброс в грунтах во многом определяется соотношением фактической и оптимальной глубины заложения заряда ВВ данного веса. При \$W < W_{\text{опт}}\$ продукты взрыва прорываются в атмосферу, не совершая заметной работы над грунтом. Расход общей энергии не эффективен. Важную роль играет явление откола, велики затраты энергии на пластическую деформацию и сотрясение грунта. При \$W = W_{\text{опт}}\$ выброс грунта обусловлен действием волны сжатия и энергией продуктов взрыва.

Рекомендуемая формула определения объема воронки разрушения следующая:

$$V_{\text{р}} = \frac{2}{3} \pi \left(\frac{B_{\text{в}}}{2} \right)^2 \cdot H_{\text{п}}$$

где \$H_{\text{п}}\$ — полная глубина разрушения.

В результате взрывания взаимодействующих зарядов обра-

зается выемка выброса, к которой относится и канава (см. рис. 11). Взаимодействие зарядов ВВ достигается определенным размещением зарядов в пространстве (W, a, b) и промежутками между взрывами зарядов во времени, что регулируется способом взрывания и выбором средств взрывания. Форма выемок разрушения в сечении, перпендикулярном их оси, аналогична форме воронки.

Объем видимой части канавы (см. рис. 11) определяют по формуле

$$V_{\text{в}} = S_{\text{ср}} \cdot L_{\text{ср}},$$

где $S_{\text{ср}}$ — усредненное сечение видимой части выемки, равное

$$S_{\text{ср}} = \frac{B_{\text{вср}} + B_{\text{нср}}}{2} P_{\text{ср}};$$

$$L_{\text{ср}} = \frac{L_{\text{в}} + L_{\text{н}}}{2}.$$

Собственно же объем разрушения подсчитывают из выражения

$$V_{\text{р}} = S_{\text{ср}}^{\text{р}} \cdot L_{\text{ср}},$$

где

$$S_{\text{ср}}^{\text{р}} = \frac{B_{\text{в}}}{2} \cdot H_{\text{п}}.$$

В последних формулах $B_{\text{в}}$, $B_{\text{н}}$ — ширина выемки по верху и в забое; $L_{\text{в}}$, $L_{\text{н}}$ — протяженность выемки соответственно по верху и подошве; $L_{\text{ср}}$ — средняя протяженность.

ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ВЗРЫВА И ВЫЕМКИ ВЫБРОСА

Основной технологической задачей при проходке канав взрывом на выброс [53] является обеспечение при действии данного заряда ВВ максимального объема выброса породы энергией взрыва при условии образования выемки проектной глубины и минимального поперечного сечения.

Характер действия заряда и размеры образуемой выемки зависят от параметров взрыва, под которыми следует понимать величины, задаваемые до взрыва и определяющие его результат. К начальным параметрам взрыва относят:

Q — величину одиночного взаимодействующего заряда ВВ, кг;

W — глубину заложения заряда ВВ, м;

a — расстояние между взаимодействующими зарядами ВВ, м;

$q_{\text{в}}$ — расчетный удельный расход ВВ, т. е. расход на 1 м^3 выброшенного взрывом грунта, кг;

$Q_{\text{с}}$ — суммарная масса взаимодействующих зарядов ВВ, кг;

t — взаимодействие зарядов во времени (интервал замедления), с, мс.

Основным параметром выемки выброса является видимая глубина P , так как одной из технологических задач взрыва является обеспечение видимой глубины, равной (близкой) проектной глубине канавы. Важное значение имеет параметр h_p , характеризующий мощность слоя разрыхленного грунта, оставшегося в выемке взрыва.

Начальные параметры взрыва и параметры образуемой выемки увязывает показатель действия взрыва n , численно равный отношению радиуса воронки (или полуширины выемки выброса) к глубине заложения заряда, т. е.

$$n = r_b : W.$$

В зависимости от значений показателя n различают воронки нормального ($r_b = W$), усиленного ($r_b > W$) и уменьшенного ($r_b < W$) выброса и соответствующие им заряды. При проходке канав, как правило, целесообразно применение усиленных зарядов выброса ($n > 1$) с образованием выемок при $r_b > W$. Кроме того, следует учитывать, что показатель действия характеризует и расстояние между взаимодействующими зарядами. Так, для заданных Q и W увеличение n от 1,5 до 2,5 обеспечивает возможность разрежения сети зарядных камер почти на 40%.

Выше указывалось, что при взрывании заряда выброса различают объем выброшенного взрывом грунта V_b и объем разрушения V_p . Как правило, $V_b < V_p$, так как практически обеспечить взрывом полный выброс разрушенной породы весьма сложно. Соотношение между этими объемами характеризуется показателем выброса

$$B = V_b : V_p.$$

Значение показателя выброса B зависит от параметров взрыва и характеристики среды. При производстве взрывов на выброс в грунтах показатель $B < 1$ и достигает своего максимума ($B \approx 0,9—0,95$) в случае взрывов в специфических условиях.

Значение показателя выброса велико, так как он характеризует эффективность действия зарядов при выбросе грунта взрывом. Кроме того, показатель B определяет расчетный объем разрушенного грунта, оставшийся в выемке. Максимальное значение объема разрушенного грунта представляет собой разность между объемами разрушения и выброса

$$\Delta V = V_p - V_b$$

где ΔV — максимальный объем грунта, подлежащий уборке вручную или механизированно.

Практика проходки канав показывает, что даже при правильно заданных начальных параметрах взрыва до 10—15%

грунта остается в контурах выемки. Объем грунта, подлежащий уборке, может быть установлен по характерному параметру h_p . Исходя из рациональной ширины каковы по низу не менее 0,7 м, расчетный объем грунта для выдачи из выемки составит

$$V_y = 0,7 L_{cp} \cdot h_p \cdot K,$$

где L_{cp} — средняя протяженность канавы, м;

K — коэффициент, учитывающий увеличение сечения за счет уширения выработки ($K=1,1-1,2$).

Следует учитывать, что $V_y < \Delta V$.

Рассмотрим более подробно некоторые параметры взрыва и выемки выброса.

Масса заряда ВВ является одним из основных параметров взрыва, определяющим эффект его действия. Однако ошибочно было бы считать, что чем больше масса действующего заряда, тем эффективнее выброс грунта энергией взрыва. Лишь совокупность правильно установленных параметров взрыва повышает эффективность действия зарядов по выбросу разрушенного грунта.

При определении величины зарядов ВВ широко используется формула М. М. Борескова для условий применения усиленных зарядов и глубины их заложения более 5 м. Формула имеет вид

$$Q = qW^3 (0,4 + 0,6n^3),$$

где Q — масса взаимодействующего заряда, ВВ кг;

q — удельный расход ВВ при $n=1$, кг/м³;

n — показатель действия взрыва, функция которого

$$f(n) = 0,4 + 0,6n^3.$$

Удельный расход ВВ. При проходке канав взрывом на выброс следует учитывать как расход ВВ на 1 м³ разрушенной породы — q_p (кг/м³), так и на 1 м³ выброшенной взрывом породы — q_b (кг/м³). Удельный расход q_p характеризует степень взрываемости среды, а показатель q_b , кроме того, — параметры взрывных работ. Удельные расходы на разрушение и выброс принимаются по техническим правилам ведения взрывных работ.

Полная глубина разрушения (H_n). При проектировании проходки канав важно правильно определить полную глубину разрушения породы, численно равную сумме видимой глубины канавы и мощности слоя разрушенной породы, оставшейся в канаве, т. е.

$$H_n = P + h_p.$$

Видимая глубина канав (P). Одна из основных технологических задач взрыва — максимальное соответствие

параметров P и H_k . Обеспечение этого условия ($P \approx H_k$) значительно уменьшит объем работ по ручной уборке породы.

Относительная глубина канавы характеризуется показателем $\frac{P}{W}$, равным отношению видимой глубины канавы к глубине заложения зарядов. Показатель $\frac{P}{W}$ характеризует эффективность взрыва. Чем больше абсолютное значение этого показателя, тем выше эффект действия зарядов.

Для шпуров или скважин при $P=W$ имеем:

$$H - P = \frac{1}{2} H_{\text{зар}},$$

где H — длина шпура или скважины, м;

$H_{\text{зар}}$ — длина заряженной части шпура (скважины), котла или лунки, м.

Несоответствие параметров H и P позволяет утверждать, что значение показателя $\frac{P}{W} \leq 1$ для шпуровых и скважинных зарядов не удовлетворяет требованию качественного выброса при производстве взрывной проходки геологоразведочных канав.

Расчет показывает, что между расчетными глубинами заложения зарядов, размещаемых в котловой полости и в шпуре (скважине), при одинаковой начальной глубине имеет место соотношение

$$W_{\text{сопр}} = 1,6 W_{\text{удл.}}$$

Показатель относительного выброса грунта по глубине. В дополнение к показателю выброса B вводим показатель относительного выброса породы по глубине $\frac{P}{h_p}$ численно равный отношению видимой глубины канавы к мощности слоя разрушенного грунта, оставшегося в контурах канавы. Этот показатель характеризует эффективность действия зарядов выброса в глубину. Зная значение показателя относительного выброса по глубине, можем определить проектное соотношение между параметрами P и h_p , а также проектировать объем работ по расчистке канав, зависящий от мощности слоя оставшегося грунта.

Расстояние между зарядами (a). Проектная ширина геологоразведочных канав обычно обеспечивается размещением зарядов в один ряд. Одним из основных факторов, определяющим взаимодействие зарядов, является расстояние между ними.

Абсолютное значение расстояния между зарядами недостаточно полно характеризует предполагаемую степень взаимодействия, так как параметр a не учитывает глубины заложения

зарядов ВВ, оказывающую большое влияние на показатели взрыва. Соотношение между расстоянием a и глубиной заложения зарядов W определяет показатель сближения зарядов m , численно равный $a : W$, откуда расстояние между зарядами

$$a = mW.$$

Так как вычисление глубины заложения зарядов предшествует определению расстояния, то задача установления a сводится к расчету значения показателя сближения

$$m = \frac{a}{W}.$$

При короткозамедленном взрывании показатель m в 1,25—1,4 раза должен быть больше, чем этот же показатель при мгновенном способе взрывания.

Оконтуривание канав. Рациональное оконтуривание выработок при проходке взрывом на выброс должно обеспечить:

- максимально требуемую глубину выброса P ;
- минимально возможное поперечное сечение при $P \rightarrow P_{\max}$;
- минимальный расход ВВ на 1 м³ выброшенной породы;
- максимальную протяженность выемки по забою.

Таким образом, правильное оконтуривание канав должно обеспечить при использовании зарядов данной массы выемку из пределов проектных контуров максимально целесообразного объема грунта.

Для анализа и контроля за качеством оконтуривания геологоразведочных канав можно использовать показатели, характеризующие соотношение основных параметров выемки выброса (без учета работ по расчистке). Предлагается применять следующие показатели оконтуривания:

$$\frac{r_{\text{в}}}{P}; \frac{r_{\text{в}}}{r_{\text{н}}}; K_L = L_{\text{н}} : L_{\text{в}},$$

Эти показатели хорошо характеризуют соотношение между шириной выемки выброса и видимой глубиной ($\frac{r_{\text{в}}}{P}$), между шириной выемки по верху и в забое ($\frac{r_{\text{в}}}{r_{\text{н}}}$), между протяженностью выемки по верху и по полотну K_L .

В результате обработки экспериментальных данных установлено, что в исследуемой среде диапазон колебания показателей оконтуривания составляет:

- показатель $\frac{r_{\text{в}}}{P} = 1,8—2,3$ (в среднем 1,9—2,2);
- показатель $\frac{r_{\text{в}}}{r_{\text{н}}} = 4—7$ (в среднем 4,5—5,5);
- показатель $K_L = 0,65—0,95$.

Зависимость $\frac{r_B}{P} = f(n)$ основана на анализе известной формулы Союзвзрывпрома $P=0,33 W (2n-1)$. Функциональная графическая зависимость $\frac{r_B}{P} = f(n)$ приведена на рис. 13.

Экспериментальные данные хорошо коррелируются с аналитическими. Характер зависимости подтверждает уменьшение показателя оконтуривания с ростом значений n . Это свидетель-

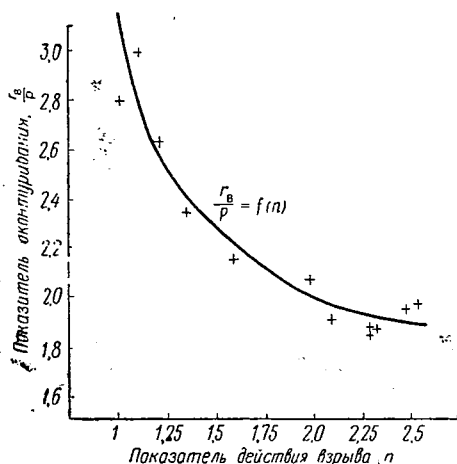


Рис. 13. Зависимость показателя оконтуривания от показателя действия взрыва

ствует о преимущественном росте видимой глубины выемки выброса при увеличении значений показателя действия взрыва. С этих позиций особенно эффективно увеличение значений n в диапазоне от 1 до 2, что уменьшает $\frac{r_B}{P}$ в 1,5 раза против 1,1 раза в диапазоне n от 2 до 3.

Интересно рассмотреть изменение видимой глубины воронки выброса с удалением от оси воронки. Экспериментальные данные [53] показали:

- при $R=0$ имеем P_0 ,
- » $R=0,25$ » $0,83 P_0$,
- » $R=0,5$ » $0,67 P_0$,
- » $R=0,75$ » $0,4 P_0$,

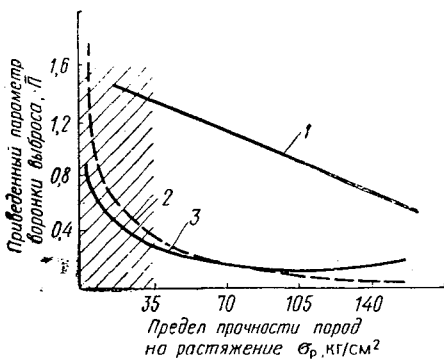
где R — расстояние от оси воронки; P_0 — видимая глубина по оси.

Обычно при проектировании канав взрывом на выброс угол наклона борта принимается равным углу естественного откоса в данной среде. Наши исследования показывают, что такое допущение справедливо лишь для многоинтервальной углубки канав взрывом на выброс или при дроблении грунтов, что объясняется самообрушением бортов. При одноинтервальном способе проходки канав взрывом на выброс в грунтах угол на-

клона бортов зависит не только от характера разрабатываемой среды, но в большей степени от параметров взрыва. Существенное влияние на угол α^0 оказывает вес заряда (через показатель действия взрыва n).

Рис. 14. Влияние прочности грунта (на растяжение) на параметры воронки выброса (по Дж. Джонсону). Штриховкой показан интервал предела прочности грунтов на растяжение.

1 — приведенный радиус (\bar{r}_B), м/кг^{1/3};
 2 — приведенный объем (V_B), м³/кг;
 3 — приведенная видимая глубина (\bar{P}), м/кг^{1/3}



Экспериментально установлено:

— в интервале приведенной глубины заложения заряда, равном 0,4—0,65 м/кг, угол наклона борта выемки достигает значения $\alpha^0 = 45\text{—}52^\circ$ (при угле естественного откоса $55\text{—}60^\circ$).

— отклонение фактической глубины заложения зарядов от указанного предела \bar{W} приводит к уменьшению угла наклона борта, т. е. увеличивает ширину канавы по верху и ее сечение;

— фактический угол наклона борта канавы при одноинтервальной проходке взрывом на выброс несколько ниже угла естественного откоса для данных грунтов. Интересные для нас данные приведены в работе [16] (рис. 14). На рисунке представлена зависимость параметров воронки выброса от предела прочности среды на растяжение. Типичные грунты имеют предел прочности порядка 35 кгс/см², что определяет следующие рас-

четные значения параметров воронки: $\bar{V} = 0,4\text{—}0,8$; $\bar{P} = 0,35\text{—}0,8$, $r_B = 1,3\text{—}1,5$. Эти значения параметров воронки выброса хорошо коррелируются с данными наших исследований в моренных отложениях и каменистых наносах ($\sigma_p = 20\text{—}35$ кгс/см²).

Одним из критериев оптимальности параметров взрыва может служить уровень образующейся звуковой волны. Известно, что при взрыве заряда ВВ часть энергии затрачивается на звуковые колебания. При этом, чем больше сила давления звуковой волны, тем меньше полезное действие энергии взрыва на разрушение среды, и наоборот. Исследованиями [66] установлено, что энергия звуковой волны взрыва пропорциональна квадрату глубины заложения заряда ВВ. Как известно, основными начальными параметрами взрыва являются Q и W , соотноше-

ние между которыми определяет в данной среде характер взрыва. Чем больше соответствует масса заряда глубине его заложения, тем выше эффект разрушения среды и меньше уровень звуковой волны. Этот фактор и положен в основу разрабатываемого нами способа контроля оптимальности начальных параметров взрыва. Экспериментальным путем устанавливается для данной среды зависимость уровня звуковой волны (в децибелах) от основного параметра — показателя действия взрыва. Графическая зависимость $\lambda_{зв} = f(n)$ имеет характер тарировочной кривой и сопоставляется с фактическим уровнем звука, измеряемым при данном взрыве. По значению фактического и эталонного уровня звуков устанавливают соответствие массы заряда глубине его заложения и при необходимости приводят эти параметры в соответствие.

Используя этот способ, можно в полевых условиях для данной среды оперативно устанавливать качественные параметры взрыва и определять граничную область действия зарядов выброса и рыхления, а также определять КПИ взрыва.

ВЗАИМОСВЯЗЬ ПАРАМЕТРОВ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ, ХАРАКТЕРИЗУЮЩИХ ВЗРЫВ И ВЫЕМКУ (ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ДАННЫЕ)

Решение задачи более полного использования энергии взрыва в целях выброса грунта за пределы проектных контуров канавы может быть обеспечено при знании взаимосвязи между основными параметрами взрыва и их влияния на параметры выемки выброса для условий образования геологоразведочных канав.

При анализе некоторых зависимостей применен принцип подобия, когда рассматриваются не абсолютные, а приведенные значения линейных параметров взрыва и выемок. В качестве масштаба приведения принята масса заряда Q в степени $1/3$, т. е. $\sqrt[3]{Q}$. В соответствии с этим любой приведенный параметр (\bar{P}) выражается через его абсолютное значение (P , м), деленное на $\sqrt[3]{Q}$. Переход от приведенных значений параметров к абсолютным достигается преобразованием

$$P = \bar{P} \cdot \sqrt[3]{Q},$$

где P и \bar{P} — абсолютное и приведенное значения параметра.

Так, приведенная видимая глубина выемки выброса составит

$$\bar{P} = \frac{P}{\sqrt[3]{Q}},$$

где \bar{P} — приведенная видимая глубина, м/кг^{1/3};
 P — абсолютная видимая глубина, м;
 Q — вес действующего заряда ВВ, кг.
 По аналогии:

$$\bar{W} = \frac{W}{\sqrt[3]{Q}} \quad \text{и} \quad W = \bar{W}^3 \sqrt{Q}.$$

Взаимосвязь между показателями действия взрыва и выброса породы. Установлено, что при взрывании взаимодействующих зарядов в грунтах зависимость $B=f(n)$ графически выра-

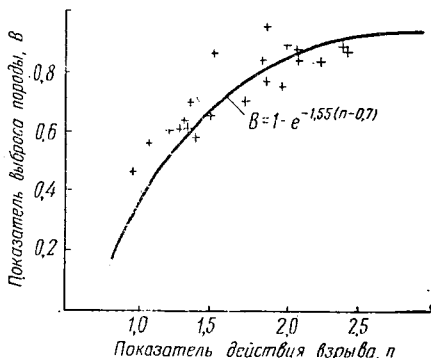


Рис. 15. Взаимозависимость показателей выброса и действия взрыва

жается параболической кривой. Анализ графической зависимости (рис. 15) свидетельствует, что с увеличением показателя действия взрыва в пределах $n=0,8—2,5$ показатель выброса также возрастает. При показателе действия взрыва свыше $n=2,5$ практически не изменяется уровень выброса. Таким образом, для увеличения выброса грунта энергией взрыва целесообразно применять взрывы с показателем $n=2,0—2,5$, при этом обратного падения грунта в выработку почти не наблюдается, но происходит осыпание и обрушение бортов. Следовательно, масса зарядов ВВ определяет степень выброса породы энергией взрыва. Для постоянной глубины заложения зарядов ВВ характерно повышение выброса породы с увеличением массы зарядов до определенного предела ($n=2,5$).

Для определения расчетного значения показателя действия взрыва рекомендуется исходить из требуемого уровня выброса породы энергией взрыва. Для исследуемой среды значение показателя действия взрыва можно определять по формуле

$$n = \frac{B}{0,5} + K_B,$$

откуда

$$B = 0,5(n - K_B).$$

где K_B коэффициент ($K_B=0,2$ при $B=0,4-0,8$; $K_B=0,4$ при $B=0,8-0,95$).

Удельный расход взрывчатых веществ является одним из основных расчетных показателей при производстве взрывных работ, определяет эффект взрыва и стоимость проходки канав, поэтому вопрос выбора расчетного удельного расхода ВВ рассматривается в нашей работе более подробно.

В горнорудной промышленности, где основной задачей является дробление разрабатываемого массива, наибольшее применение имеет показатель удельного расхода ВВ на дробление q_p . Этот показатель достаточно полно характеризует само взрывчатое вещество, взрывающую среду и энергетические затраты на ее разрушение.

При проходке канав взрывом на выброс следует учитывать показатель расхода ВВ q_B , который, характеризуя затраты ВВ на выброс породы, численно равен отношению величины заряда ВВ к объему выброса. Из определения имеем:

$$q_p = Q : V_p \text{ и } q_B = Q : V_B,$$

где Q — величина заряда ВВ, кг;
 V_p, V_B — объем разрушения и выброса (соответственно), м³.
Для заряда данной величины

$$q_p \cdot V_p = q_B \cdot V_B.$$

Оба указанных показателя дополняют друг друга, более полно характеризуя как взрывающую среду, так и эффективность действия зарядов на выброс.

Многочисленные исследования показали, что зависимость между расчетными удельными расходами на рыхление и выброс имеет вид

$$q_{\text{рых}} = 0,33 q_{\text{выб}}.$$

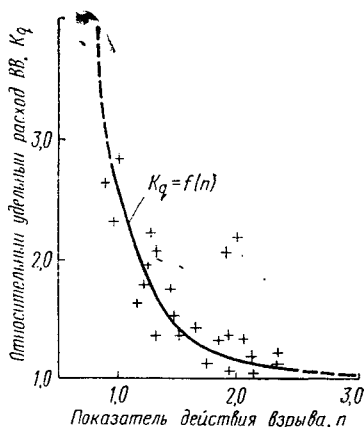
При действии заряда выброса объем разрушения практически всегда больше объема выброшенной породы, т. е. $V_B < V_p$. Отсюда $q_p < q_B$. Теоретически может быть рассмотрен случай полного (100%) выброса породы, что возможно лишь в сочетании рациональных параметров буровзрывных работ с подстилающим экранирующим слоем коренных или мерзлых пород, залегающих в сфере действия заряда выброса. Этому случаю соответствует $q_B \approx q_p$. Но условия полного выброса ограничены; большее значение имеет рассмотрение выброса при условии $V_p > V_B$. Следовательно, при проходке канав взрывом на выброс имеет место неравенство $q_p \neq q_B$.

Степень полезного использования расходуемого взрывчатого вещества на выброс породы за пределы контуров выемки может быть охарактеризована отношением удельного расхода ВВ на выброс к удельному расходу ВВ на дробление. Это соотношение учитывает введенный нами показатель эффективности

использования расходуемого ВВ на выброс породы $K_q = q_v : q_p$, где $K_q < 1$ (преимущественно).

Значение K_q , характеризующего соотношение энергетических затрат на рыхление и выброс, зависит от начальных расчетных параметров взрыва. В частности, нами была рассмотрена

Рис. 16. Зависимость относительного удельного расхода ВВ от показателя действия взрыва



взаимосвязь K_q и показателей действия взрыва и выброса.

Установлено, что с увеличением значений n и B показатель K_q уменьшается.

По данным опытных взрывов на выброс (аммонит 6ЖВ) при $W \leq 3м$ в моренных отложениях построены графические зависимости $K_q = f(n, B)$ (рис. 16), принципиальный характер которых действителен для других грунтов.

Значения K_q , определенные как по n , так и по B , имеют высокую степень сходимости (максимальное расхождение 8%), что определяет правомерность учета показателя K_q . Для условий эксперимента зависимость $K_q = f(n)$ характеризуется эмпирической формулой

$$K_q = 1,5 n^{-3,4} + 1.$$

Приведем краткий анализ экспериментальных данных.

Большому значению показателей действия взрыва и выброса соответствует большее значение K_q , т. е. наблюдается повышенная разница в абсолютных значениях q_v и q_p . Так, при нормальном выбросе ($n=1$) K_q составляет 2,25—2,45, уменьшаясь при усиленном выбросе до 1,1—1,2. Напомним, что показатель q_p , характеризующий взрывающую среду, остается постоянным для данных ВВ и W .

Следовательно, с увеличением процента выброса породы (показателей n и B) удельный расход ВВ на выброс уменьшается. Отсюда можно сделать вывод, что производство взрывных работ с большим процентом выброса породы энергией

взрыва является более экономичным при условии обеспечения минимального расхода ВВ на 1 м³ выброшенной породы. В диапазоне практически достижимого уровня выброса в 75—85% значение показателя K_q колеблется от 1,3 до 1,18, т. е. в этих пределах

$$q_v = (1,18 - 1,3) q_p.$$

По данным экспериментальной проходки канав в супесчаных отложениях при $n=1$ удельный расход ВВ на выброс в 2,25 раза больше удельного расхода ВВ на дробление, т. е. при $n=1$ имеем $q_v = 2,25 q_p$, что соответствует соотношению между этими показателями, установленному Союзвзрывпромом для значений $n=1$. Используя зависимость показателей K_q , n и V , можно определять расчетное соотношение между q_p и q_v при любом заданном проценте выброса. И наоборот, зная расчетное значение K_q , можно судить об ожидаемом уровне выброса.

Для определения удельного расхода ВВ при взрывах на выброс предложены различные теоретические и эмпирические формулы, выражающие зависимость показателя q_v от целого ряда факторов, характеризующих как взрываемую среду, так способы и условия производства взрывных работ. Обзор литературы и анализ экспериментальных данных позволяют считать, что при выборе удельного расхода ВВ надо учитывать многочисленные факторы, что усложняет выбор расчетного значения показателя q_v .

Рассмотрим зависимость удельного расхода ВВ от следующих факторов.

1. Влияние состояния и характеристики взрываемой среды — $q_v = f(f, \omega, \rho)$.

Крепость взрываемых пород существенно влияет на удельный расход ВВ. Многие исследователи в расчетные формулы определения удельного расхода ВВ вводят коэффициент крепости пород по М. М. Протодяконову f , не конкретизируя, как сказывается изменение крепости на числовое значение показателя q_v .

Для установления величины относительного расхода ВВ в зависимости от крепости пород введем показатель K_f , численно

Таблица 18:

Значения коэффициента K_f и удельного расхода ВВ в зависимости от f

Показатели	Коэффициент крепости f									
	1	2	3	4	5	6	8	10	12	15
Удельный расход ВВ на дробление, кг/м ³	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,5	2	2,4	3	3,8
K_f	1	1,5	2	2,5	3	3,7	5,0	6,0	7,5	9,5

равный отношению удельного расхода ВВ в породах любой крепости к удельному расходу ВВ в породах с коэффициентом крепости $f=1$, т. е. имеем

$$K_f = q_{f_i} : q_{f_1}$$

В табл. 18 приведены значения показателя K_f , полученные нами по результатам обработки данных Ю. М. Мисника.

Как видно из табл. 18, при взрывах дробления с повышением крепости взрывааемых пород увеличиваются удельный расход ВВ и показатель K_f . Не столь интенсивно, как при дроблении, увеличивается с повышением крепости пород удельный расход ВВ при взрывах на выброс. Результаты обработки данных, приведенных в табл. 12 энциклопедического справочника «Горное дело», позволили получить значения K_f при взрывах на выброс (табл. 19).

Таблица 19

Значения коэффициента K_f при изменении показателей f и n

Показатель n	Коэффициент крепости f						
	0,4	0,6	1,0	4,0	5,0	8,0	12,0
1,5	0,555	0,82	1	1,1	1,16	1,3	1,52
1,75	0,545	0,81	1	1,1	1,16	1,28	1,51
2,0	0,545	0,805	1	1,09	1,17	1,29	1,51
2,25	0,45	0,685	1	1,1	1,17	1,29	1,53
2,5	0,42	0,61	1	1,1	1,16	1,29	1,51
2,75	0,366	0,535	1	1,1	1,16	1,29	1,52
3	0,33	0,48	1	—	—	—	—

Как видно из табл. 19, при взрывах на выброс изменение показателя действия взрыва приводит к изменению K_f лишь в грунтах при $f < 1$. Для пород с $f \geq 1$ показатель K_f практически постоянен. При взрывах на выброс с повышением крепости пород показатель K_f возрастает.

Коэффициент K_f характеризует относительное изменение расхода ВВ на 1 м³ выброса в зависимости от крепости породы, что можно представить уравнением

$$q_f = q_0 K_f,$$

где q_f — расчетный расход ВВ на 1 м³ выброса для породы данной крепости при $f \neq 1$;

q_0 — расход ВВ на 1 м³ выброса для породы с коэффициентом крепости $f=1$;

K_f — коэффициент относительного расхода ВВ (при $f=1$ $K_f=1$).

Для условий проходки геологоразведочных канав больший

интерес представляют значения показателя K_f для типичных грунтов, характеризующихся коэффициентом крепости пород по М. М. Протодяконову $f=0,3-1$ (табл. 20).

Таблица 20
Расчетные усредненные значения K_f

Коэффициент крепости f	K_f
0,3	0,35
0,4	0,43
0,5	0,53
0,6	0,65
0,8	0,8
1,0	1,0
>1	>1

Рассматриваемым значениям коэффициентов крепости $f=0,3-1,0$ соответствуют следующие горные породы (табл. 21).

Как видно из табл. 21, значениям $K_f=1$ соответствуют породы, представленные плотной глиной и глинистыми грунтами. В этих породах расход ВВ на 1 м³ выброшенной породы составляет 1,2—1,5 кг/м³ при среднем расходе 1,35 кг/м³. Это значение усредненного расхода ВВ принимаем за q_0 .

В общем виде (на основе известной формулы М. М. Борескова) зависимость величины заряда выброса от крепости взрываемых пород может быть представлена как

$$Q = q'_0 \cdot K_f \cdot f(n) \cdot W^3, \text{ кг,}$$

где q'_0 — удельный расход ВВ при взрывах на выброс для пород с коэффициентом крепости $f=1$ и при показателе действия $n=1$.

Таблица 21
Коэффициенты крепости основных грунтов

Коэффициент крепости f	Характер пород	Породы
0,3	Плывучие породы	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие разжиженные грунты
0,5	Сыпучие породы	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь
0,6	Землистые породы	Растительная земля, торф, легкий суглинок, сырой песок
0,8	Мягкие породы	Легкая песчанистая глина
1,0	» »	Глина плотная, крепкий нанос, глинистый грунт

Подставив в формулу усредненное значение $q'_0=1,35$ и оптимальное значение показателя действия взрыва $n=2,2-2,5$, получим для этих условий расчетные формулы величины заряда выброса (табл. 22).

Расчетная масса заряда выброса

Кoeffициент крепости f	Расчетная (ориентировочная) величина заряда при $n=2,2-2,5$
0,3	3,9W ³
0,4	4,7W ³
0,5	5,8W ³
0,6	7,2W ³
0,8	8,8W ³
1,0	11,0W ³

Применение приведенных данных облегчает определение величины взаимодействующего заряда усиленного выброса с учетом крепости грунта и глубины заложения заряда.

2. Влияние степени обводненности участка канавных работ и степени влажности грунта на эффект взрыва и, в частности, на удельный расход ВВ весьма существенно. В общем виде зависимость удельного расхода ВВ при взрыве выразим уравнением

$$q_{\text{вл}} = K_{\omega} \cdot q_{\text{сух}},$$

где $q_{\text{вл}}$, $q_{\text{сух}}$ — удельный расход ВВ соответственно во влажном и сухом грунте;

K_{ω} — коэффициент, учитывающий степень влажности грунта. Для талых грунтов $K_{\omega} < 1$, для мерзлых $K_{\omega} > 1$.

Так, по данным Союзвзрывпрома [60], соотношение значений удельного расхода ВВ при взрывании в сухом и влажном песке составляет $q_{\text{вл}} = 0,775 q_{\text{сух}}$. Такое соотношение соответствует практике проходки канав взрывом на выброс. По данным М. К. Терметчикова [59], повышение влажности талых суглинков с 8 до 19% уменьшает удельный расход ВВ в три раза. Представляется, что столь резкое уменьшение удельного расхода ВВ не является типичным, а отражает принципиальный характер снижения $q_{\text{в}}$ при увеличении влажности грунта.

Числовые значения показателя K_{ω} могут быть установлены по результатам экспериментальных взрывов в типичных грунтах при различной степени влажности. Так, обработка данных [46, 60] показывает, что если принять удельный расход ВВ при влажности $\omega = 15\%$ за единицу ($K_{\omega} = 1$), то для одних и тех же грунтов при изменении влажности:

- а) песчаные глины, суглинки, лёсс
 при $\omega < 15\%$ имеем $K_{\omega} = 1,83-2,35$,
 » $\omega > 15\%$ » $K_{\omega} = 0,75-0,79$;
- б) супеси, моренные суглинки с валунами
 при $\omega < 15\%$ имеем $K_{\omega} = 1,66-1,94$,
 » $\omega > 15\%$ » $K_{\omega} = 0,8-0,77$.

Таким образом, при увеличении влажности грунта свыше 15% уменьшается удельный расход ВВ в 1,3—1,25 раза. Напротив, уменьшение влажности грунта ($\omega < 15\%$) приводит к возрастанию удельного расхода ВВ в 1,66—2,35 раза.

3. Способ производства взрывных работ также влияет на

удельный расход ВВ. Выше приводились соотношения между удельными расходами ВВ при выбросе, сбросе и дроблении. Соотношение между значениями удельных расходов ВВ можно представить в виде

$$q_{\text{рыхл}} \leq q_{\text{сбр}} < q_{\text{выбр}}$$

Если принять для данной среды и данных условий взрывания $q_{\text{рыхл}}$ за условную единицу, то имеем:

$$q_{\text{выбр}} = (2 - 3) q_{\text{рыхл}}$$

$$q_{\text{сбр}} = (1 - 2) q_{\text{рыхл}}$$

При этом следует учитывать, что $q_{\text{сбр}}$ является функцией угла склона.

4. Рассмотрим влияние параметров взрывных работ на величину удельного расхода ВВ при выбросе.

Влияние конструкции заряда на удельный расход ВВ может быть рассмотрено с учетом формы заряда и наличия забойки.

Соотношение между значениями удельного расхода ВВ для зарядов выброса различной формы можно представить в виде:

а) для талых грунтов

$$q_{\text{гор.шнур}} < q_{\text{сбр}} < q_{\text{вер.удл}}$$

б) для мерзлых грунтов

$$q_{\text{сбр}} > q_{\text{верт.удл}}$$

При образовании канав взрывом на выброс в грунтах основное значение имеют газообразные продукты взрыва, увеличение продолжительности воздействия которых на окружающую среду повышает эффект выброса и соответственно снижает удельный расход ВВ. Поэтому применение качественной забойки при взрывах на выброс также уменьшает удельный расход ВВ. На это указывает и Г. П. Демидюк [15].

Правильное взаимодействие зарядов во времени обеспечивается мгновенным или замедленным взрыванием со строго заданным интервалом. Так, по данным [2, 30] оптимальное замедление при двухрядном взрывании снижает удельный расход ВВ на 40% по сравнению с одновременным взрыванием. При проходке канав взрывом на выброс и сброс все еще не уделяется должного внимания вопросу обеспечения взаимодействия зарядов во времени, что объясняется широким применением огневого способа взрывания.

Соотношение удельного расхода ВВ при различных способах взрывания может быть выражено как

$$q_{з.о} < q_{\text{мгн}} < q_{з.х},$$

где $q_{з.о}$, $q_{з.х}$ — удельные расходы при оптимальном и хаотичном интервалах замедления.

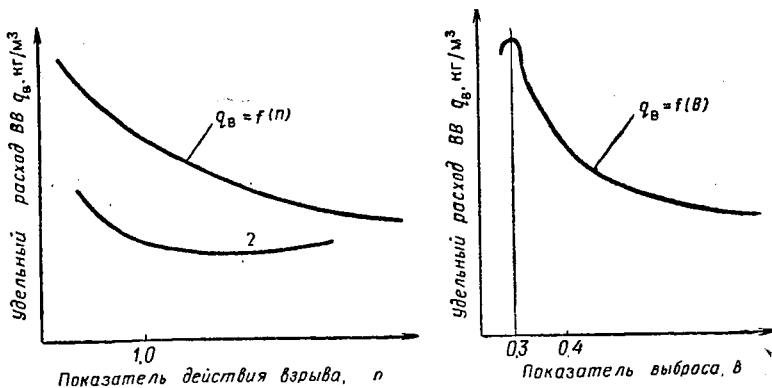


Рис. 17. Зависимость удельного расхода ВВ от параметров взрыва
1 — талые грунты, 2 — мерзлые грунты

Влияние глубины заложения зарядов выброса на величину удельного расхода ВВ рассмотрено многими исследователями [28, 43, 49]. Принципиальный характер зависимости удельного расхода q_v от глубины заложения зарядов графически представлен на рис. 12 и свидетельствует об уменьшении удельного расхода ВВ с увеличением глубины заложения зарядов от 0,3 до 3,0 м [53]. В общем виде зависимость $q_v = f(W)$ выразим как

$$q_w = q_1 K_w,$$

где q_1 — удельный расход ВВ при взрыве на выброс для данной среды и $W=1$ м.

Значение K_w — коэффициента, учитывающего глубину заложения заряда, колеблется в широких пределах и составляет $K_w > 1$ при $W < 1$ м и $K_w < 1$ при $1 \text{ м} < W < 3$ м. Удельный расход ВВ резко увеличивается при глубине заложения менее 1 м. По данным Союзвзрывпрома, при уменьшении глубины заложения от 1 до 0,1 м показатель q_v увеличивается почти в 8 раз. Имеем: при $W=0,8$ м $K_w=1,37$, при $W=0,4$ м $K_w=5,4$. При изменении W в пределах 1,1—3 м поправочный коэффициент определяется как $K_w = \frac{1}{\sqrt{W}}$. Поэтому по возможности заряды

ВВ следует размещать на глубине, близкой к проектной глубине канавы.

Зависимость удельного расхода ВВ при выбросе от основных показателей взрыва n и B получена по данным обработки наших экспериментов в моренных отложениях Кольского полуострова и Карелии и опробована в талых каменистых наносах Читинской области. Графическое выражение зависимостей $q_v = f(n, B)$ приведено на рис. 17.

Рассматривая эти графики, нетрудно установить следующее:

1. Зависимости $q_{в}=f(n)$ и $q_{в}=f(B)$ имеют идентичный характер и свидетельствуют, что с ростом значений n и B удельный расход ВВ уменьшается. Однако производство взрывных работ с параметрами $n > 2,5$ и $B > 0,8$ практически не уменьшает удельного расхода ВВ, что определяет указанные значения этих показателей как оптимальные пределы для данных условий. Для различных участков канавных работ в грунтах показатель $q_{в}$ варьирует в пределах от 0,8 до 2,5 кг/м³ при $W > 1$ м.

2. Увеличенные (до определенных пределов) по весу заряды ВВ обеспечивают уменьшение удельного расхода и являются экономичными. Установить значение нормального удельного расхода ВВ можно по 4—5 опытным взрывам одиночных зарядов при условии $n=1$.

Обработка экспериментальных данных позволила представить корреляционную связь $q_{в}=f(n)$ в виде

$$q_{в} = K_1 \cdot n^{-K_2} + C,$$

где C — постоянный удельный расход ВВ при выбросе, не зависящий от параметра взрыва, кг/м³.

Для исследуемых условий (моренные отложения, сосредоточенные заряды при $W=0,8—3$ м) значения коэффициентов: $K_1=2,65$; $K_2=3,7$ и $C=1,45$. Уменьшение выброса на 10% в рабочем диапазоне показателя $B=0,9—0,6$ увеличивает удельный расход ВВ на 4—7%. Зависимость $q_{в}=f(B)$ в общем виде выражается как

$$q_{в} = K_3 \cdot B^{-K_4} + C,$$

где $B=0,35—0,95$.

Для наших условий получены следующие значения коэффициентов: $K_3=0,18—0,2$; $K_4=—2(2,1)$ и $C=1,5$.

Значение $q_{в}$ при любом уровне выброса грунта энергией взрыва может быть выражено через удельный расход нормального выброса ($n=1$ и $B=0,4$) расчетной формулой

$$q_{в_i} = q_{в_n} \cdot K'_q,$$

где $q_{в_i}$ — удельный расход ВВ при данном уровне выброса;

$q_{в_n}$ — то же, при $n=1$;

K'_q — коэффициент относительного удельного расхода ВВ по уровню выброса.

Для рассматриваемых условий имеем значения K'_q : при $B=0,4$ $K'_q=1$; при $B=0,6$ $K'_q=0,73$; при $B=0,8$ $K'_q=0,65$.

Экспериментальная зависимость $\frac{Q}{P} = f(n)$ приведена на рис. 18 и показывает, что с увеличением показателя действия взрыва расход ВВ на единицу видимой глубины выемки выброса возрастает, особенно для взрывов с параметрами $n > 2$.

Влияние рассмотренных многочисленных факторов на ве-

личину удельного расхода ВВ при проходке канав в грунтах взрывом на выброс представим в виде

$$q_v^0 = K_f \cdot K_\omega \cdot K_a \cdot K_{сп} \cdot K_\phi \cdot K_W \cdot K_q' (K_n) \cdot K_e \cdot q_v^0,$$

где q_v^0 — удельный расход ВВ на выброс в грунтах $f=1$ сосредоточенного заряда аммонита № 6ЖВ при $W=1$ м и условиях мгновенного взрывания ($n=1, B=0,4$);

K_f — коэффициент, учитывающий крепость грунта по М. М. Протодяконову;

K_ω — коэффициент, учитывающий степень влажности грунта;

K_a — коэффициент наличия и качества забойки;

$K_{сп}$ — коэффициент, учитывающий способ взрывания;

K_ϕ — коэффициент формы заряда;

K_W — коэффициент глубины заложения заряда;

K_q' — коэффициент, учитывающий процент выброса породы;

K_n — показатель действия взрыва;

K_e — коэффициент относительной работоспособности ВВ.

Расчет взаимодействующего заряда выброса может производиться с учетом этих коэффициентов по формуле М. М. Борескова. Практика взрывной проходки канав свидетельствует о

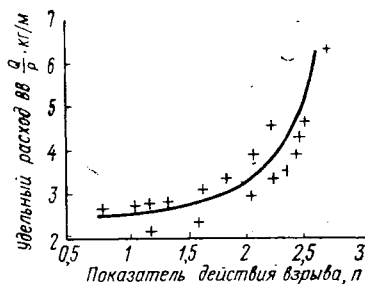


Рис. 18. Влияние показателя действия взрыва на расход ВВ на единицу видимой глубины (для $W=1$ м)

значительных изменениях фактического удельного расхода ВВ даже в пределах одного и того же участка.

Мы не ставили перед собой задачу дать конкретные значения величины удельного расхода ВВ для всех меняющихся условий производства канавных работ взрывом. Выше кратко охарактеризованы многочисленные факторы, влияющие на удельный расход ВВ, рассмотрен принципиальный характер этих зависимостей и там, где это возможно, дана не только качественная, но и количественная характеристика этих взаимосвязей.

Установление рациональной массы взаимодействующего заряда ВВ. Величина заряда во многом определяется глубиной его заложения. Рациональное соотношение между Q и W вы-

явлено, исходя из задачи образования выемки выброса максимальной видимой глубины P_{\max} . Такому условию при проходке геологоразведочных канав на выброс в талых грунтах удовлетворяет соотношение

$$W = (0,5 - 0,75) \sqrt[3]{Q}, \text{ м,}$$

где Q — масса взаимодействующего заряда, кг.

В этом случае расчетная масса взаимодействующего заряда $ВВ$ (в кг) составит

$$Q = (2,3 - 8) W^3,$$

или в общем виде

$$Q = KW^3,$$

где K — коэффициент, зависящий от конкретных условий производства взрывных работ.

Обработка экспериментальных данных свидетельствует, что при глубине заложения зарядов $W > 1$ м удовлетворительную степень сходимости дает применение расчетных значений коэффициента K в пределах от 2,3 до 4. Соответственно, в случае $W < 1$ м рекомендуется применять значения $K = 4 - 8$.

Следовательно, расчетные формулы для определения массы взаимодействующего заряда имеют вид:

$$Q = (2,3 - 4) W^3,$$

когда $W > 1$ м,

$$Q = (4 - 8) W,$$

если $W < 1$ м.

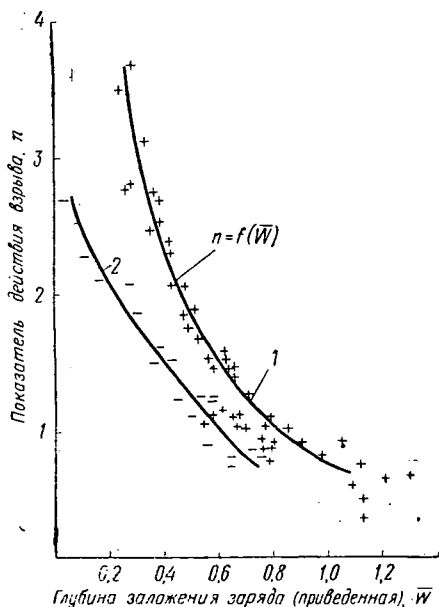


Рис. 19. Взаимосвязь показателя действия взрыва и приведенной глубины заложения заряда $ВВ$

1 — талый грунт, 2 — мерзлый грунт

Соотношение между весом взаимодействующего заряда $ВВ$ и глубиной его заложения определяет характер действия зарядов $ВВ$. Так, установлено, что для условий производства взрывных работ в моренных отложениях и каменистых наносах критическая глубина заложения, характеризующая границу обла-

сти действия зарядов ВВ на дробление или выброс, выражается формулами:

а) в талых грунтах

$$W_{кр} = 1,3\sqrt[3]{Q}, \text{ м};$$

б) в мерзлых грунтах

$$W_{кр} = 0,6\sqrt[3]{Q}, \text{ м}.$$

При установлении параметров взрыва обычно исходят из расчетной величины одиночного заряда ВВ, принимая его соответствующим массе каждого из взаимодействующих в данной серии зарядов выброса. Однако при этом не учитывается фактор взаимодействия соседних зарядов. По данным исследований с участием автора взаимодействие зарядов может быть учтено расчетной формулой

$$Q_{вз} = \frac{Q_{од}}{\left(2 - \frac{m}{2n}\right)},$$

где $Q_{вз}$, $Q_{од}$ — соответственно взаимодействующий и одиночный заряды выброса.

Заменив m и n и проведя преобразования, получим

$$Q_{вз} = Q_{од} \frac{2r_{в}}{4r_{в} - a}.$$

Следовательно, эффект взаимодействия не учитывается при $Q_{вз} = Q_{од}$ или $a \geq 2r_{в}$. Отсюда при $a < 2r_{в}$ следует вводить поправку к массе взаимодействующего заряда.

Видимая глубина выемки выброса зависит от массы зарядов ВВ и глубины их заложения [6].

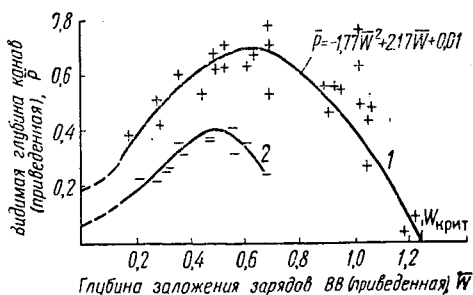


Рис. 20. Зависимость видимой глубины выемки выброса от глубины заложения заряда (в приведенных значениях)
1 — талый грунт, 2 — мерзлый грунт

Важные для практики взрывной проходки канав выводы вытекают из рассмотрения экспериментальной зависимости между видимой глубиной выемки и глубиной заложения зарядов. Графическая зависимость (рис. 20) свидетельствует о наличии определенного предела глубины заложения, способствующей

шего образованию выемки максимальной видимой глубины при действии зарядов данной массы. Так, для исследуемой среды установлено следующее:

1. Наибольшая видимая глубина выемок выброса достигается при значениях глубин заложения зарядов

$$W = (0,5 - 0,75)\sqrt[3]{Q}, \text{ м.}$$

Это значение W и рассматривается как оптимальная глубина заложения зарядов $W_{\text{опт}}$, исходя из задачи обеспечения максимальной видимой глубины.

2. Максимально возможная видимая глубина канав, образуемых в результате взрыва, определяется формулой

$$P_{\text{max}} = 0,7\sqrt[3]{Q}, \text{ м.}$$

Таким образом, при производстве канавных работ взрывом на выброс следует исходить из необходимости обеспечения соответствия массы зарядов ВВ глубине их заложения, что для наших условий определяется отношением $W = (0,5 - 0,75)\sqrt[3]{Q}$, расчетное же значение глубины канавы определяется параметрами взрыва. Экспериментальными взрывами подтверждена приемлемость для наших условий ($W < 5$ м) формулы Союзвзрывпрома

$$P = 0,33 W (2n - 1)$$

для определения глубины выемки.

Анализ экспериментальных данных (моренные отложения) показывает, что увеличение расчетных значений показателя выброса с 0,5 до 0,8 обеспечивает рост видимой глубины выемки в 1,2 раза ($\bar{P} = 0,5$ и $0,6$ м/кг^{1/3}). Следовательно, увеличение массы зарядов до значений $Q_{\text{опт}}$ (и соответствующее повышение уровня выброса грунта энергией взрыва) вызывает прирост видимой глубины выемки. Однако при данной глубине заложения взаимодействующего заряда увеличение его массы в 3 и 8 раз увеличивает глубину P в 1,44 и 2 раза (для условия $B = \text{const}$). Следовательно, увеличение лишь массы взаимодействующих зарядов не является эффективным способом увеличения видимой глубины выемок выброса. Существенный и экономичный прирост параметра P достигается при сочетании соответствующего увеличения как величины зарядов ВВ, так и процента выброса грунта. Такое сочетание Q и B характерно при увеличении массы зарядов до значений $Q_{\text{опт}}$, т. е. до значений Q , соответствующих глубине заложения заряда. Дальнейшее увеличение массы зарядов, не изменяя показателя выброса B , приводит к росту глубины выемки в $\sqrt[3]{Q}$ раза, т. е. интенсивность прироста параметра P при $Q > Q_{\text{опт}}$ снижается.

Полная глубина разрушения зависит от величины взаимодействующего заряда и глубины его заложения. Расчетная формула этой зависимости имеет вид

$$H_{\Pi} = K'_H \cdot W + K''_H \cdot \sqrt[3]{Q}, \text{ м,}$$

где H_{Π} — глубина разрушения, м;
 W — усредненная глубина заложения зарядов, м;
 Q — средняя величина взаимодействующего заряда, кг;
 K'_H, K''_H — коэффициенты.

Значения этих коэффициентов для моренных отложений и каменистых насосов составляют: $K'_H = 1-1,2$; $K''_H = 0,2-0,25$.

Следует иметь в виду, что полная глубина разрушения породы не должна значительно превышать видимую глубину канав, так как чем больше разница между параметрами H_{Π} и P , тем больше объем породы, оставшейся в канаве и подлежащей уборке вручную.

Важно также учитывать соотношение между проектной глубиной канавы H_K и полной глубиной разрушения при действии взрыва. Соотношение этих параметров определяет количество интервалов проходки. Возможны три варианта этого соотношения: $H_{\Pi} = H_K$, $H_{\Pi} < H_K$, $H_{\Pi} > H_K$.

Первый вариант соответствует одноинтервальной схеме проходки, третий имеет лишь частичное значение, так как проектная глубина канав устанавливается с учетом подсечения коренных пород на 0,1—0,3 м. Более характерно соотношение $H_{\Pi} < H_K$, что соответствует многоинтервальной уборке.

Показатель относительного выброса грунта по глубине. Соотношение между параметрами P и h_p во многом определяется массой взаимодействующего заряда и глубиной его заложения [53]. Естественно, что параметры взрыва должны устанавливаться из расчета значительного превышения P над h_p .

Влияние массы заряда ВВ на показатель относительного выброса грунта по глубине анализируется путем рассмотрения

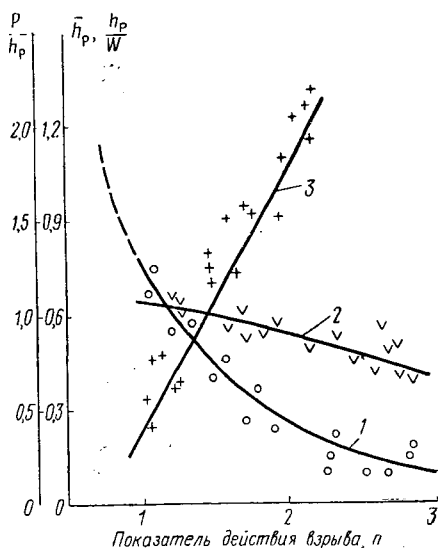


Рис. 21. Зависимость показателей, характеризующих рыхление грунта, от показателя действия взрыва

$$1 - \frac{P}{h_p} = f(n); \quad 2 - \frac{h_p}{W} = f(n); \quad 3 - \frac{P}{h_p} = f(n)$$

экспериментально выявленной зависимости $\frac{P}{h_p} = f(n)$, которая выражается расчетной формулой

$$\frac{P}{h_p} = K_2 \cdot n - 0,5.$$

В этой формуле коэффициент $K_2 = 1,1 - 1,3$. Графически такая зависимость выражается прямой линией (рис. 21). Анализ показывает, что большему значению показателя действия взрыва (большему весу заряда) соответствует большее значение показателя $\frac{P}{h_p}$, т. е. чем больше показатель действия взрыва

и n , тем больше видимая глубина превышает мощность слоя разрыхленного грунта. Для исследуемых условий при $n = 1,15 - 1,35$ параметры P и h_p равны. Следовательно, взрывная проходка канав на выброс при указанных значениях показателя n

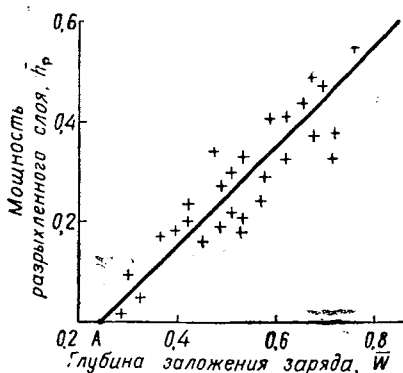


Рис. 22. Зависимость слоя разрыхления от глубины заложения заряда (в приведенных значениях)

технологически нерациональна, так как одной из задач является обеспечение условия $P \gg h_p$. Вместе с тем при взрывании на выброс даже в случае повышенных значений показателя действия n в выемке выброса остается слой разрушенного грунта, что должно учитываться в процессе проектирования уборки породы и при определении расчетной производительности на канавных работах. В целях выявления соотношений между параметрами h_p и глубиной заложения заряда массой

Q кг нами рассмотрена экспериментальная зависимость $\frac{h_p}{W} = f(n)$ (см. рис. 21), где $\frac{h_p}{W}$ — показатель относительного рыхления.

Анализ этой зависимости показывает:

— изменение показателя относительного рыхления от n носит линейный характер;

— с увеличением n показатель $\frac{h_p}{W}$ уменьшается, что при постоянстве глубины заложения заряда свидетельствует о большем уровне выброса грунта энергией взрыва. Так, для исследуемой среды получено:

$$\text{при } n=1 \quad \frac{h_p}{W} = 0,6 - 0,7;$$

$$\text{» } n=1,5 \quad \frac{h_p}{W} = 0,55 - 0,6;$$

$$\text{» } n=2 \quad \frac{h_p}{W} = 0,5 - 0,6;$$

$$\text{» } n=2,5 \quad \frac{h_p}{W} = 0,45 - 0,55;$$

$$\text{» } n=3 \quad \frac{h_p}{W} = 0,4.$$

Следовательно, увеличение показателя действия от 1 до 2,5 снижает мощность слоя разрыхленного грунта примерно на 30%.

Зависимость глубины слоя разрыхления от глубины заложения заряда $h_p = f(W)$ графически выражается наклонной прямой, характеризующейся в общем виде уравнением $y = ax - C$ (рис. 22). Решение уравнения дает следующие значения коэффициентов при $\bar{W} < 1$: $A = 1$, $B = +0,25$. Таким образом, зависимость $\bar{h}_p = f(\bar{W})$ имеет линейный характер и математически выражается уравнением $\bar{h}_p = \bar{W} - 0,25$. Преобразуем это уравнение

$$h_p = W - 0,25\sqrt[3]{Q}.$$

Анализ этого уравнения и рис. 22 показывает, что с увеличением глубины заложения взаимодействующих зарядов данной массы мощность разрыхленного слоя породы, оставшейся в выемке выброса, возрастает. Вместе с тем увеличение массы взаимодействующего заряда при постоянной глубине его заложения уменьшает слой разрыхленной породы. При оптимальных значениях глубины заложения зарядов ($\bar{W} = 0,5 - 0,75$) имеем $\bar{h}_p = 0,25 - 0,5$, т. е. мощность разрыхленной породы составляет не менее $0,25\sqrt[3]{Q}$, м.

Интересно проанализировать характерную точку A на прямой $\bar{h}_p = f(\bar{W})$. Этой точке соответствует $\bar{h}_p = 0$ и $\bar{W} = 0,25$. Следовательно, при глубине заложения взаимодействующих зарядов выброса $W = 0,25\sqrt[3]{Q}$ (м) имеем $h_p = 0$, что соответствует условию стопроцентного выброса породы энергией взрыва (табл. 23).

Глубина заложения заряда выброса при $B=100\%$, м

Параметр	Масса взаимодействующего заряда ВВ Q , кг									
	1	2	3	4	5	6	7	8	10	12
Глубина заложения заряда (при $B=1$), W , м	0,25	0,31	0,36	0,4	0,43	0,45	0,48	0,5	0,54	0,57

Анализ данных табл. 23 показывает, что технологически можно обеспечить полный выброс породы энергией взрыва, но экономически это бесспорно нецелесообразно.

Зависимость глубины разрыхления от показателя действия взрыва $\bar{h}_p = f(n)$ графически выражается кривой, характеризующейся в общем виде уравнением $y = ax^{-b} - C$ (см. рис. 21,3) и для условий эксперимента эмпирической формулой

$$\bar{h}_p = 1,04 n^{-1} - 0,27.$$

Как видно, с увеличением показателя действия взрыва n приведенная глубина разрыхления интенсивно уменьшается. При значениях показателя действия взрыва $n=2,2-2,5$ имеем $h_p \leq 0,2$. Преобразуем уравнение

$$h_p = \left(\frac{1,04}{n} - 0,27 \right) V^3 \bar{Q}, \text{ м}$$

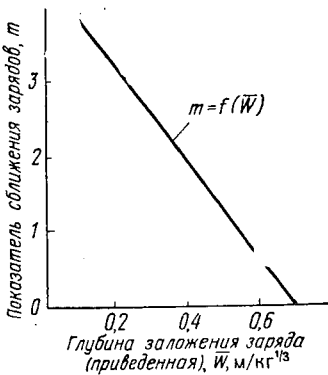


Рис. 23. Взаимосвязь показателя сближения зарядов и приведенной глубины их заложения

В целях уменьшения мощности разрыхленного слоя породы, оставшейся в канаве и подлежащей выдаче вручную, следует:

— увеличивать массу взаимодействующих зарядов при неизменной глубине их заложения ($W = \text{const}$); применять взрывы с большим значением показателя n ;

— уменьшать глубину заложения зарядов данной массы ($Q = \text{const}$).

Объем выброса. Максимальный объем разрыхленной взрывом породы, оставшейся в контурах канавы, составляет $\Delta V = V_p - V_v$. Максимальный объем разрушения обеспечивается при наибольшей массе

зарядов, применение которых не образует выемок выброса. Этому требованию удовлетворяют взрывы с расчетным показателем действия $n \leq 0,7$.

Выполненный анализ позволяет утверждать, что эффективный путь роста объема V_B — это увеличение количества действующих зарядов, а не их суммарной массы, влияющей в степени $1/3$.

Влияние расстояния между зарядами на эффект взрыва. Параметры выемки выброса, показатели качества взрыва, а также эффект взаимодействия во многом определяются расстоянием между зарядами. Выше указывалось, что выбор рационального значения показателя сближения зарядов m предшествует установлению расчетных расстояний между зарядами BB [10].

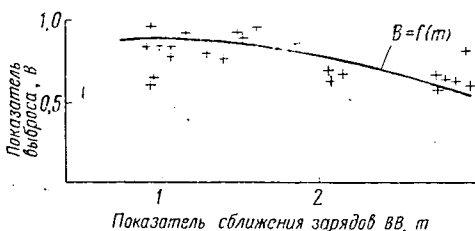


Рис. 24. Влияние показателя сближения зарядов на уровень выброса грунта энергией взрыва

1. Зависимость показателя сближения зарядов от веса заряда выброса и глубины его заложения анализируется как $m=f(\bar{W})$. Экспериментальная графическая зависимость представлена на рис. 23. В общем виде она выражается наклонной прямой, характеризующейся уравнением $y=ax+b$. Эмпирическая формула этой зависимости имеет вид

$$m = 4,4 - 6,3 \bar{W}.$$

Выразив значение \bar{W} через $W: \sqrt[3]{Q}$ и выполнив ряд преобразований, получим

$$W = \frac{(4,4 - m) \sqrt[3]{Q}}{6,3}.$$

Используя эту эмпирическую формулу, можем для данных условий взрывания (m, Q) определить расчетную глубину заложения заряда. Анализ зависимости $m=f(\bar{W})$ показывает:

- при $m=\text{const}$ с увеличением массы взаимодействующего заряда следует увеличивать глубину его заложения;
- при $Q=\text{const}$ с увеличением показателя сближения m глубина заложения заряда должна уменьшаться.

Но масса взаимодействующего заряда должна соответствовать глубине его заложения. Следовательно, регулирующим фактором в этой зависимости должен являться показатель сближения зарядов m .

2. Характер зависимости показателя выброса породы B от показателя сближения зарядов m представлен на рис. 24, из которого видно: расположение взаимодействующих зарядов при меньших значениях показателя сближения повышает выброс породы энергией взрыва. В случае значений показателя сближения $m \leq 1$ уровень выброса практически стабилизируется, достигая максимума. Размещение зарядов при $m > 1,4$ уменьшает выброс породы энергией взрыва.

3. Зависимость видимой глубины выемки выброса от показателя сближения. Экспериментально установлено, что увеличением показателя сближения зарядов видимая глубина выемки выброса, образованная зарядами данной величины, уменьшается. Эмпирическая формула зависимости $P = f(m)$ имеет вид

$$P = (K_m - 0,1 m) \cdot \sqrt[3]{Q}, \text{ м,}$$

где Q — масса взаимодействующего заряда ВВ, кг;
 K_m — коэффициент (при производстве работ в рыхлой среде $K_m = 0,7 - 0,9$).

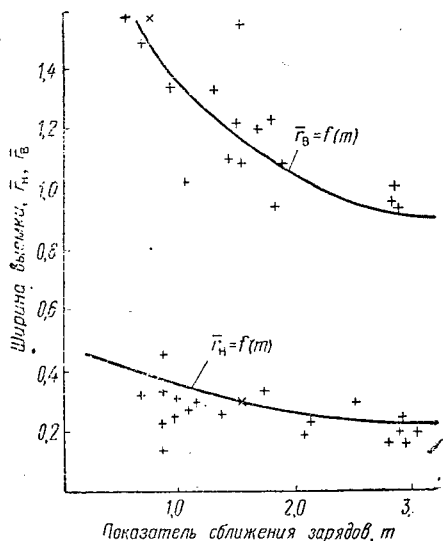


Рис. 25. Изменение ширины выемки в зависимости от показателя сближения зарядов

Анализ последней формулы показывает, что увеличение видимой глубины канав, образуемых в результате взрывного выброса, может быть обеспечено уменьшением расстояния между зарядами (при W и $Q = \text{const}$) и увеличением массы зарядов (в случае a и $W = \text{const}$).

Показатель сближения зарядов влияет и на показатель относительного выброса породы по глубине. Между показателями m и $\frac{P}{h_p}$ существует обратная пропорциональная связь: с увеличением показателя сближения зарядов показатель относительного выброса уменьшается. Таким образом,

для обеспечения более эффективного действия взрыва по освобождению выемки от породы целесообразно проектировать работы с меньшими значениями показателя сближения.

4. Зависимость ширины выемки от показателя сближения зарядов. Показатель сближения m влияет на ширину выемки

по верху и в забое, а это указывает на один из путей регулирования поперечного сечения выемки. Характер этой зависимости представлен на рис. 25, из которого следует, что ширина выемки выброса по верху и в забое тем больше, чем меньше значение показателя m . Для исследуемой среды (талые грунты) имеем: при $m=0,8$ $\bar{r}_B=1,46$ м/кг^{1/3}, при $m=1,5$ $\bar{r}_B=1,17$ м/кг^{1/3}, при $m=2,5$ $\bar{r}_B=0,96$ м/кг^{1/3}.

Отсюда изменение ширины выемки выброса в расчетных значениях составит (табл. 24).

Таблица 24

Расчетная ширина выемки выброса, м

Масса взаимодрующего заряда ВВ, кг	Ширина выемки по верху при показателе m		
	1,0	1,5	2,0
1	2,7	2,3	3,1
3	3,9	3,4	3,0
5	4,6	4,0	3,6
7	5,2	4,4	4,0

Регулирование ширины выемок по верху является одним из основных элементов качественного оконтуривания канав. Интенсивный характер изменения B_B от m указывает на то, что при постоянстве глубины заложения взаимодействующих зарядов изменять ширину выемки по верху можно за счет сближения или отдаления зарядов ВВ.

Из анализа влияния расстояния между зарядами на эффект взрыва следует, что параметр a во многом определяет взаимодействие зарядов. При расчете параметров взрывных работ нужно учитывать показатель сближения зарядов m . Теоретическими и экспериментальными исследованиями установлена технологическая целесообразность (при проходке канав взрывом на выброс) применения параметров взрывных работ, обеспечивающих значения показателя сближения зарядов $m \approx 1$ (последнее обеспечивается при условии $a \approx W$).

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОХОДКИ КАНАВ ВЗРЫВОМ НА ВЫБРОС (РАСЧЕТ)

Оптимальные параметры взрывных работ устанавливаются, исходя из основной технологической задачи взрыва.

Параметры взрывных работ должны рассчитываться с учетом рассмотренных выше основных закономерностей действия зарядов выброса в грунтах.

Методика и последовательность расчета параметров следующие:

1. Выясняются горно-геологические условия проходки канав: среда (геологический разрез, категоричность, влажность пород), геологически обусловленные параметры проектируемой канавы (глубина $H_{п}$, протяженность по полотну $L_{п}$, ширина в забое $B_{п}$).

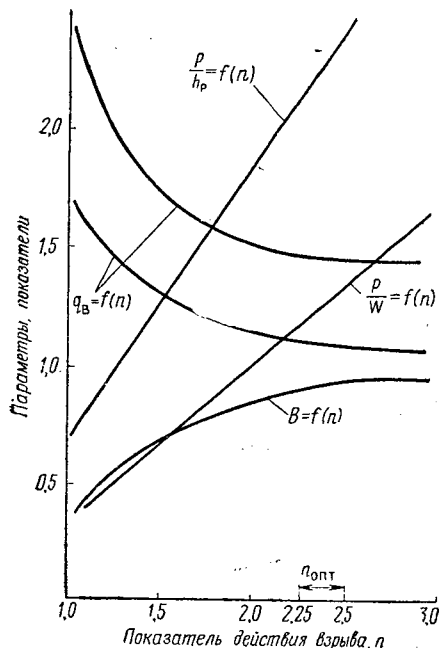


Рис. 26. Влияние показателя действия взрыва на показатели и параметры

2. Устанавливаются экономически выгодные технологические условия и показатели проходки: показатель выброса породы энергией взрыва B , взрывчатое вещество, способ взрывания.

3. Выполняется инженерный расчет параметров и показателей взрывной проходки на выброс.

Остановимся более подробно на разработанном нами инженерном расчете, основанном на зависимостях основных параметров и показателей от показателя действия взрыва (рис. 26) для талых рыхлых грунтов. Принципиальный характер

этих зависимостей действителен и для мерзлых грунтов.

1. Исходя из принятого уровня выброса грунта энергией взрыва (показателя выброса B), определяем показатель действия взрыва. Значение n устанавливаем из графической зависимости $B=f(n)$.

2. По полученному значению показателя действия взрыва находим показатель относительного выброса грунта по глубине, для определения которого используем графическую зависимость $\frac{P}{h_p} = f(n)$. Пусть числовое значение показателя относительного выброса по глубине составит K_5 . Тогда имеем:

$$\frac{P}{h_p} = K_5.$$

3. Полная глубина канавы

$$H_{п} = P + h_p,$$

где $h_p = \frac{P}{K_5}$.

Тогда

$$H_{\pi} = P + \frac{P}{K_5} = P \left(\frac{1 + K_5}{K_5} \right).$$

Отсюда видимая глубина выемки выброса может быть определена как

$$P = \frac{H_{\pi} \cdot K_5}{1 + K_5}.$$

4. Определяем W — расчетную глубину заложения взаимодействующих зарядов ВВ, обеспечивающую образование выемки выброса с расчетной видимой глубиной P . По зависимости $\frac{P}{W} = f(n)$ и с учетом полученного значения n определяем показатель относительной глубины канавы. Пусть $\frac{P}{W}$ по данному n составит K_6 . Тогда расчетная глубина заложения зарядов будет

$$W = \frac{P}{K_6}.$$

5. С учетом степени взрываемости среды и параметров взрыва (показателя n) находим ориентировочный удельный расход ВВ. Полученное значение q_v учитывается при расчете величины заряда ВВ.

6. Рассчитываем величину взаимодействующего заряда ВВ по формуле $Q = K \cdot W^3$. В этой формуле параметр W известен (см. пункт 4). Коэффициент K выбираем, исходя из глубины заложения зарядов и принятого значения показателя расхода q_v . Для глубины заложения зарядов менее 0,8 м и при условии взрывания в сухих малоглинистых породах принимаем значения K от 4 до 8. В случае производства взрывных работ во влажных породах и в породах, содержащих глинистые частицы более 10%, при глубине заложения зарядов $W > 0,8$ м K принимается в пределах от 2,3 до 4.

7. Определяем заряд простреливания $Q_{\text{пр}}$, который зависит от свойств среды и массы основного заряда ВВ. В рыхлой среде для размещения котловых зарядов от 3 до 8 кг масса $Q_{\text{пр}} = 0,03 - 0,1$ кг (меньшему по весу заряду простреливания соответствует и меньший объем котловой полости).

8. Для обеспечения взаимодействия зарядов ВВ определяем расстояние между зарядами a , чему предшествует выбор показателя сближения зарядов m , значение которого зависит от способа взрывания. Определяем расстояние между зарядами по формуле $a = m \cdot W$.

9. Глубину подготовительной выемки H (лунки, шпура, скважины) находим в зависимости от принятого типа зарядной камеры: при размещении зарядов ВВ в котловых поло-

стях $H \approx W + (0,05-0,1)$; в случае лунок $H \approx W + (0,1-0,15)$; при размещении удлиненных зарядов $H = W + 1/2 H$ заряда.

10. Количество взаимодействующих зарядов N определяем с учетом проектной протяженности канавы по полотну (L_n , м) и расчетного расстояния между зарядами:

$$N = L_n : a.$$

11. Расчетное количество ВВ подсчитываем по формуле

$$\Sigma Q = QN + Q_{\text{пр}} N, \text{ кг},$$

где Q — величина взаимодействующего заряда ВВ, кг.

12. Ширина выемки выброса устанавливается с учетом усредненных значений показателей оконтуривания:

а) ширины выемки по верху

$$B_B = 2K_7 P, \text{ м};$$

б) ширины выемки в забое

$$B_n = \frac{B_B}{K_8}, \text{ м},$$

где K_7 и K_8 — коэффициенты, изменяющиеся в пределах 1,8—2,1 и 4—7 соответственно.

13. Поперечное сечение видимой части канавы S_B может быть определено по формуле

$$S_B = P^2 \cdot \frac{K_7}{K_8} (1 + K_8)$$

или по усредненным значениям коэффициентов $K_7 = 1,9$ и $K_8 = 5,5$ из выражения

$$S_B = 2,1 P^2, \text{ м}^2.$$

14. Определяем протяженность канавы по верху. Параметр L_B рассчитывается по формуле

$$L_B = \frac{1}{K_L} \cdot L_n, \text{ м},$$

где L_n — протяженность канавы по полотну (забою), м;

K_L — показатель оконтуривания, численное значение которого зависит от количества взаимодействующих зарядов ВВ (при $N \leq 3$ $K_L = 0,65$; при $N = 3-5$ $K_L = 0,65-0,7$; при $N > 10$ показатель $K_L = 0,9-0,95$).

15. Глубина разрыхленного слоя грунта, оставшегося в контурах выемки и убирающегося вручную, находится из формулы

$$h_p = \frac{P}{K_5}, \text{ м},$$

где P — видимая глубина, м.

16. Объем видимой части выемки выброса (соответствует объему грунта в массиве) подсчитывается по формуле

$$V_B = S_B \cdot L_{cp}, \text{ м}^3.$$

Подставляя в это выражение полученные значения параметров S_B и L_{cp} , получим среднерасчетное значение

$$V_B = (2,1 - 2,7) P^2 L_H, \text{ м}^3.$$

17. Объем разрушения V_p устанавливаем по расчетному объему выброса V_B и принятому показателю выброса грунта B

$$V_p = V_B : B, \text{ м}^3.$$

18. Максимальный объем грунта ΔV_{max} , разрушенный взрывом и оставшийся в контурах выемки, определяется как разница между объемами разрушения и выброса, т. е. $\Delta V_{max} = V_p - V_B$. Заменив значение V_p через V_B , получим

$$\Delta V_{max} = \frac{V_B}{B} - V_B = V_B \left(\frac{1-B}{B} \right), \text{ м}^3.$$

Полученный по этой формуле объем ΔV_{max} является максимальным; фактический объем грунта, подлежащий выемке из контуров канав, меньше ΔV_{max} и составит

$$\Delta V = 0,8 h_p \cdot L_H, \text{ м}.$$

Коэффициент 0,8 учитывает увеличение протяженности канавы на высоте h_p от забоя ($K=1,1$), процент извлечения горной массы ($K=0,8$), коэффициент разрыхления ($K=1,25$) и оптимальную ширину канавы в забое ($B_H=0,75 \text{ м}$).

19. Определяем расчетный удельный расход ВВ

$$q_B = \frac{\Sigma Q}{V_B},$$

где ΣQ — суммарный расход ВВ.

Рассмотрим пример расчета параметров взрывных работ.

Исходные данные для расчета. Канавные работы проводятся в талых моренных отложениях, представленных увлажненной супесью с содержанием грубообломочного материала до 40%, в том числе валунов 15%, содержание глинистых частиц 10%. Категория пород — III. Проектные параметры канавы: глубина $H_H=1,8 \text{ м}$; протяженность по полотну $L_H=10 \text{ м}$; ширина в забое $B_H=0,7 \text{ м}$. Технологические данные, характеризующие производство работ, следующие: экономически целесообразный для данных условий показатель выброса породы энергией взрыва $B=0,8$; марка ВВ — рассыпной аммонит № 6ЖВ; способ взрывания — с помощью детонирующего шнура.

Расчет параметров.

1. При $B=0,8$ из зависимости $B=f(n)$ имеем: $n=2,25$.

2. Из зависимости $\frac{P}{h_p} = f(n)$ находим $\frac{P}{h_p} = 2,15$, т. е. $K_5 = 2,15$.

3. Тогда глубина

$$P = \frac{1,8 \cdot 2,15}{3,15} = 1,23 \text{ м.}$$

4. Определяем W из зависимости $\frac{P}{W} = f(n)$. При $n=2,25$ имеем: $K_6=1,19$. Следовательно,

$$W = \frac{P}{1,19} = 1,05 \text{ м}^3.$$

5. Рассчитываем предварительный удельный расход ВВ. При $W > 1$ м и производстве взрывных работ во влажной глинистой супеси при $n=2,25$ показатель $q_B \approx 1,2-1,4$ кг/м³.

6. Подсчитываем величину взаимодействующего заряда. Принимаем $K=3,5$, тогда $Q=3,5 \cdot 1,05^3=4,05$ кг.

7. Величина заряда простреливания принимается для данной среды в 0,05 кг.

8. Определяем расстояние между зарядами. При мгновенном способе взрывания $m=1$. Тогда $a=mW=1 \cdot 1,05=1,05$ м.

9. Принимаем котловой способ размещения зарядов ВВ (бурение шпуров и их простреливание);

$$H_{\text{ш}} = (W + 0,1) = 1,05 + 0,1 = 1,15 \text{ м.}$$

10. Количество взаимодействующих зарядов ВВ: $N=L_n : a = 10 : 1,05 = 9,5$ зарядов. Принимаем $N=10$ зарядам.

11. Полный расход ВВ составит

$$\Sigma Q = 4,05 \cdot 10 + 0,05 \cdot 10 = 41 \text{ кг.}$$

12. Ширину канавы по верху с учетом усредненного значения показателя K_7 подсчитываем по формуле

$$B_B = 2K_7 P = 2 \cdot 1,8 \cdot 1,25 = 4,5 \text{ м.}$$

Тогда ширина выемки в забое

$$B_n = \frac{B_B}{K_8} = \frac{4,5}{5,5} = 0,82 \text{ м.}$$

13. Расчетное поперечное сечение находим по формуле

$$S_B = 2,1 \cdot P^2 = 3,3 \text{ м}^2.$$

14. Протяженность канавы по верху и средняя протяженность выемки выброса соответственно равны:

$$L_B = \frac{1}{K_L} \cdot L_n \text{ и } L_{\text{ср}} = 1,10 \cdot L_n.$$

При $N=10$ имеем $K_L \approx 0,85$. Тогда

$$L_B = \frac{1}{0,85} \cdot L_n = 11,8 \text{ м и } L_{\text{ср}} = 1,10 \cdot 10 = 11,0 \text{ м.}$$

15. Определяем по формуле

$$h_p = \frac{P}{K_5} = \frac{1,25}{2,15} = 0,58 \text{ м.}$$

16. Объем выброса составит

$$V_B = S_B \cdot L_{cp} = 3,3 \cdot 11 = 36,3 \text{ м}^3$$

или при среднем значении коэффициента

$$V_B = 2,3 \cdot P^2 \cdot L_H = 2,3 \cdot 1,25^2 \cdot 10 = 36,0 \text{ м}^3.$$

17. Объем разрушения

$$V_p = V_B : B = 36,3 : 0,8 = 45 \text{ м}^3.$$

18. Максимальный объем разрушенного грунта (в массиве), оставшегося в контурах канавы, равен

$$\Delta V_{max} = 45 - 36 = 9,0 \text{ м}^3.$$

19. Расчетный объем грунта, подлежащий дополнительному выбросу

$$\Delta V = 0,8 h_p \cdot L_H = 0,8 \cdot 0,55 : 10 = 4,4 \text{ м}^3.$$

20. Определяем расчетный удельный расход ВВ:

$$q_B = \frac{\Sigma Q}{V_B} = 41 : 36,4 = 1,13 \text{ кг/м}^3.$$

Напомним, что предварительно принятый удельный расход равен 1,2—1,4 кг/м³.

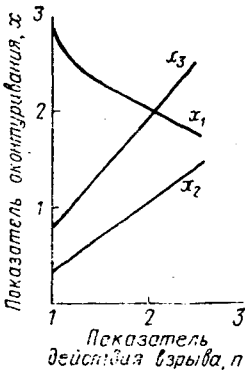


Рис. 27. Влияние показателя действия взрыва на параметры и показателя выемки выброса: $x_1 = r_B : P$, $x_2 = P : W$, $x_3 = P : h_p$

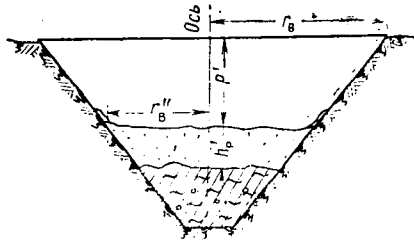


Рис. 28. Схема многоинтервальной углубки

Таким образом, используя данную методику расчета, можно определить ожидаемые значения основных параметров взрывных работ, а также параметры канавы и выемки выброса, что важно для проектирования и производства проходки канав.

Оконтуривание геологоразведочных канав. Одной из основных задач при проведении канав взрывом на выброс является их качественное оконтуривание, под которым понимаем максимальное соответствие фактических сечений канав проектным. Сечение выемок, образуемых действием взрыва, как правило, отличается от проектных. Проектное сечение канавы S устанавливают по заданным значениям параметров H_K и B_H с учетом угла естественного откоса α , определяющего значение параметра B_B , где

$$B_B = B_H + 2H_K \cdot \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha).$$

Проектная протяженность канав по полотну обычно выдерживается. Таким образом, задача сводится к определению для данной среды по данным значениям сечения S (H_K , B_H , B_B) массы взаимодействующего заряда Q , глубины его заложения W и расстояния между рядами a .

Рассмотрим один из вариантов расчета параметров, обеспечивающих образование выемки выброса проектного сечения. Расчет проводим на применение в талых грунтах (моренные и каменистые наносы) заряда усиленного выброса, используя характерные для этих условий закономерности. Возможная последовательность расчета следующая:

1. Определяем ширину канавы по верху B_B и значение $r_B = \frac{1}{2} B_B$.
2. По значению n определяем показатели оконтуривания (табл. 25 и рис. 27).

Таблица 2

Показатели оконтуривания выемки выброса

Показатели оконтуривания	Показатель действия взрыва, n						
	1	1,25	1,5	1,75	2	2,25	2,5
$x_1 = \frac{r_B}{P}$	3	2,5	2,3	2,1	2	1,93	1,88
$x_2 = \frac{P}{W}$	0,33	0,5	0,66	0,82	1	1,15	1,32
$x_3 = \frac{P}{h_p}$	0,75	1,02	1,3	1,55	1,8	2,15	2,5

3. Из значения x_1 определяем видимую глубину выемки выброса P без учета последующей зачистки

$$P = r_B : x_1, \text{ м.}$$

4. Используем значение показателя относительной глубины

выемки выброса. По значению n и x_2 устанавливаем требуемую глубину заложения заряда

$$W = P : x_2, \text{ м.}$$

5. Определяем расчетное значение величины заряда выброса, оптимальное для данной глубины заложения

$$Q = KW^3, \text{ кг.}$$

Показатель K зависит от физико-механических свойств среды и начальных параметров взрыва. Так, для талых грунтов при $W > 0,8$ м $K = 2,3-4$ кг/м³.

6. Расстояние между взаимодействующими зарядами рассчитывается из значений показателя сближения зарядов

$$a = (1 - 1,4)W, \text{ м.}$$

7. Рассматриваем характерный показатель x_3 и определяем мощность слоя разрыхленного грунта

$$h_p = P : x_3, \text{ м.}$$

8. Полная глубина разрушения при действии данного заряда выброса составит

$$H_{\Pi} = P + h_p, \text{ м.}$$

9. При многоинтервальной углубке $H_{\Pi} < H_K$. Для этого варианта крайне важно установить параметры взрывных работ. Напомним, что начальное состояние в выемке выброса при углубке второго интервала следующее: в выемке видимой глубиной P' и шириной B_B остается слой разрушенной породы h'_p (рис. 28).

Задача взрыва при углубке второго интервала:

— разрушить и выбросить за контуры выемки слой породы ниже отметки H_{Π} (по возможности мощностью $H_K - H'_{\Pi}$, где H'_{Π} — глубина разрушения при действии заряда первого интервала);

— выбросить за контуры выемки слой породы мощностью h_p .

С учетом этих двух задач вводим допущение, что начальной шириной выемки при втором интервале является ее ширина по видимой глубине B''_B , а не по полной глубине разрушения. Некоторое увеличение начальной ширины выемки приведет к росту заряда, что и обеспечит выброс из выемки породы, разрушенной предыдущим взрывом.

Таким образом, начальный радиус выемки составит

$$r''_B = r_B - P' \text{ ctg } \alpha, \text{ м.}$$

Зная ширину выемки по верху B''_B и параметр r''_B , определяем для второго интервала значение показателя оконтуривания $r''_B : P''$ и повторяем весь расчет, выполненный для первого интервала.

Если сумма двух параметров, характеризующих полную глубину разрушения при действии зарядов выброса первого и второго интервалов, менее проектной глубины канавы, т. е. $H'_n + H''_n < H_k$, то это указывает на необходимость дальнейшей поинтервальной углубки. Расчет заканчивается интервалом, при котором

$$\Sigma H_n^i = H_k.$$

Приведем цифровой пример рекомендуемой методики оконтуривания канав. Облегчению расчетов служат графические зависимости, приведенные на рис. 27. При этом следует иметь в виду, что значение показателя n устанавливается из зависимости $\tilde{n} = f(B)$.

Пусть глубина канавы составляет 3 м при ширине по подошве 0,7 м. В рассматриваемых горно-геологических условиях угол наклона бортов канавы может быть принят 50° и $n=2$.

1. Определяем ширину канавы по верху

$$B_B = B_n + 2H \operatorname{tg} (90 - \alpha) = 5,7 \text{ м и } r_B = 2,85 \text{ м.}$$

2. По табл. 27 показатель $x_1=2$. Тогда видимая глубина

$$P = r_B : x_1 = 1,4 \text{ м.}$$

3. По табл. 27 определяем значение показателя $x_2=1$. Тогда глубина заложения заряда

$$W = P : x_2 = 1,4, \text{ м.}$$

4. Находим величину взаимодействующего заряда

$$Q = 3W^3 = 8,2 \text{ кг.}$$

5. Расстояние между зарядами составит

$$a = 1,2W = 1,7 \text{ м.}$$

6. По значению показателя $x_3=1,8$ (см. табл. 27) вычисляем мощность слоя разрыхленного грунта

$$h_p = P : x_3 = 0,75 \text{ м.}$$

7. Полная глубина разрушения

$$H_n = P + h_p = 2,15 \text{ м.}$$

Следовательно, мощность слоя грунта, подлежащего разрушению взрывом при втором или последующих интервалах, составит

$$H - H'_n = 0,85 \text{ м.}$$

8. Начальный расчетный радиус выемки при проходке второго интервала составит

$$r''_B = r_B - P' \cdot \operatorname{ctg} \alpha = 1,7 \text{ м.}$$

Далее расчет проводится в последовательности, определяе-

мой вышеизложенным, начиная с пункта 2, т. е. устанавливается видимая глубина P'' .

Таким образом, можно установить расчетное число интервалов углубки и требуемые параметры взрыва для проведения канавы заданного сечения.

Возможность качественного оконтуривания выемок выброса обуславливает необходимость введения типовых сечений канав, что облегчит проектирование и производство взрывных работ, а также будет способствовать совершенствованию системы финансирования и оплаты при проходке канав.

7. ПРОХОДКА КАНАВ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ И НЕКОТОРЫЕ ЭФФЕКТИВНЫЕ СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ КАНАВ

ПРОХОДКА КАНАВ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

К сложным горно-геологическим условиям проходки канав относим работы в условиях косогора, на участках с большой мощностью наносов, в мерзлых грунтах и талых торфяно-болотистых отложениях. Некоторые из этих специфических условий рассмотрены более подробно.

Многоинтервальная проходка. До сих пор преобладает многоинтервальный способ углубки канав. Применяемая методика этого способа включает:

Первый интервал. Образование зарядных камер на глубине 1—1,2 м. Размещение в них зарядов выброса, вес которых определяется по формуле

$$Q = q \cdot W^3 f(n)$$

при $n=1—1,6$. В результате взрыва образуется выемка выброса с видимой глубиной 0,6—1,0 м, забойная часть которой заполнена разрушенным грунтом; часть грунта выдается из выемки вручную.

Второй интервал. Проходятся шпуры или лунки, в которых вновь размещаются заряды выброса, несколько увеличенные и более сближенные по сравнению с зарядами первого интервала ($Q_{II} > Q_I$). Разрушенный грунт, оставшийся в выемке, вновь убирается вручную.

Третий и последующие интервалы по глубине проходят по аналогии со вторым интервалом. Общее число интервалов проходки зависит от проектной глубины канавы.

Такая технология проходки канав в рыхлых грунтах облегчает проходческий процесс, но не приводит к существенному повышению производительности труда, не обеспечивает эффективного использования энергии взрывчатых веществ. Сопостав-

ления действия зарядов выброса при различных способах углубки канав [54, 55] свидетельствуют, что наиболее рациональным является одноинтервальный способ с размещением усиленных зарядов на глубине, близкой к проектной глубине канавы. По данным этих исследований, установлено, что при многоинтервальной проходке канав взрывом на выброс заряды второго и последующих интервалов действуют в условиях нарушенной связности грунта из-за предыдущего взрыва. Это приводит к преждевременному прорыву газообразных продуктов взрыва, что обуславливает снижение поршневого воздействия его и уменьшает эффект выброса. Неоднократные повторные взрывания при малом увеличении глубины заложения зарядов приводят к излишнему переизмельчению породы и увеличению ширины выработки при практическом постоянстве ее видимой глубины. Вышесказанное определяет незначительный эффект выброса грунта и повышенный расход ВВ. Так, обработка экспериментальных взрывов показала, что расход ВВ на 1 м³ выброшенного взрывом грунта при проходке второго и последующих интервалов в 2—3 раза выше, чем при одноинтервальной проходке до этой же глубины или чем при проходке первого интервала канавы, т. е.

$$q_{\text{в}}^{\text{м}} = (2 - 3) \cdot q_{\text{в}}^{\text{о}},$$

где $q_{\text{в}}^{\text{м}}$ и $q_{\text{в}}^{\text{о}}$ — удельные расходы ВВ на 1 м³ выброса при многоинтервальном и одноинтервальном способах углубки, кг/м³.

При сопоставлении эффективности действия зарядов выброса следует учитывать расход ВВ на единицу видимой глубины выемки, который обозначим через $q_{\text{н}}$ кг/м. Установлено, что этот показатель при сопоставляемых способах углубки может быть охарактеризован соотношением

$$q_{\text{н}}^{\text{м}} = (3 - 5) \cdot q_{\text{н}}^{\text{о}},$$

где $q_{\text{н}}^{\text{м}}$ и $q_{\text{н}}^{\text{о}}$ — соответственно расходы ВВ на 1 м видимой глубины выемки.

Из вышесказанного следует вывод, что при многоинтервальном способе углубки канав применение зарядов выброса снижает степень полезного использования энергии зарядов ВВ, приводит к существенному перерасходу взрывчатых материалов и повышению стоимости канавных работ.

Недостатком многоинтервального способа углубки канав является и то, что оставшийся в контурах выемки грунт, разрушенный предыдущим взрывом, выполняет роль экрана, поглощающего часть энергии взрыва, резко снижая эффект воздействия на среду. Эффективность многоинтервальной углубки канав уменьшается также тем, что выход грунта к свободной поверхности ограничен в этом случае контурами уже имеющейся выемки.

В целях более полного использования энергии ВВ целесообразно применять комбинированный способ многоинтервальной углубки канав глубиной выше 1,4—1,5 м. Этот способ заключается в применении усиленных зарядов выброса ($W=1,2—1,4$; $n>2$; $m=1,0—1,4$) при проходке лишь первого интервала канавы. Последующие интервалы проходятся с применением зарядов рыхления, величина которых должна устанавливаться с учетом исключения явления выброса. Уборка грунта осуществляется механизированно (преимущественно скреперами).

Параметры взрывных работ при проходке второго и последующих интервалов канавы по глубине устанавливаются по известным в горнорудной практике формулам для дробления массива. Вышеизложенный комбинированный способ проходки канав внедряется в отдельных партиях Читинского геологического управления и обеспечивает:

— резкое уменьшение общего расхода ВВ на проходку канавы;

— возможность более правильного оконтуривания канав и уменьшение их поперечного сечения;

— уменьшение затрат времени на проходку подготовительных выработок за счет размещения зарядов ВВ в шпурах малого диаметра и разрежения сети этих выработок.

Одной из задач в разработке теории многоинтервальной проходки является обоснованное установление расчетной глубины заложения зарядов при углубке второго и последующих интервалов канав.

Проходка на косогорах. Большой объем проходки канав выполняется на косогорах. В этих условиях технология проведения канав и результат взрыва заряда выброса определяются как направлением оси канавы (параллельное, перпендикулярное и диагональное), так и углом склона. При параллельном направлении оси канавы в результате взрыва образуется выемка полного поперечного сечения, при перпендикулярном и диагональном — полувыемка. Разновидностью взрывов на выброс являются взрывы на сброс, под которыми понимают разрушение и экскавацию грунта энергией ВВ при двух обнаженных поверхностях или при одной обнаженной поверхности и угле склона более 20° . Чем больше угол склона α , тем полнее траектория движения и на большее расстояние отбрасывается грунт. Вместе с тем при большем угле склона возрастает сползание грунта в выемку с участков, расположенных выше эпицентра взрыва. При взрывах на сброс по сравнению с выбросом увеличиваются ширина выемки и в меньшей степени ее видимая глубина, уменьшается удельный расход ВВ и общие затраты энергии на транспортирование грунта.

Исследования [11, 55] показали, что с увеличением угла склона:

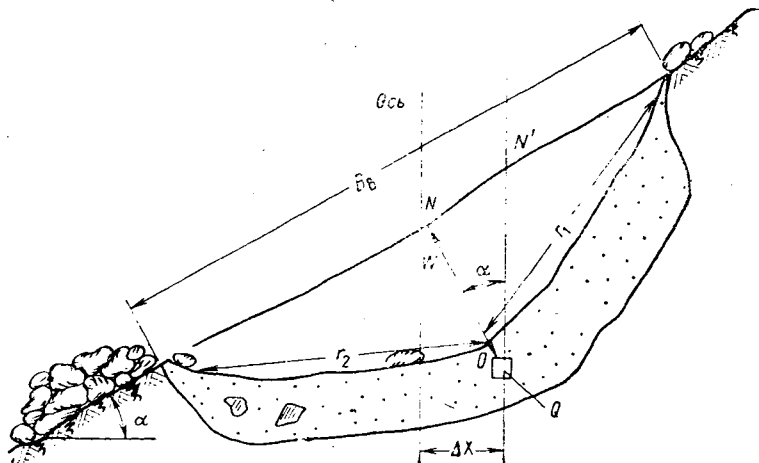


Рис. 29. Выемка сброса (ось вдоль склона)

— нарушается симметрия воронки выброса; происходит «вытягивание» воронки вдоль склона;

— объем воронки выброса (при $Q = \text{const}$) возрастает. Так, для $Q = 24,5$ кг по сравнению со взрыванием заряда на равнинном участке при $\alpha = 30^\circ$ объем воронки увеличивается на 6%, при $\alpha = 70^\circ$ объем разрушенного грунта, оставшегося в контурах воронки, уменьшается в 1,6 раза и более [11]. Возможно применение одно- и многорядного размещения зарядов ВВ, что определяется проектной шириной канавы.

Более применимо однорядное расположение зарядов, что обеспечивает, как правило, образование выемки проектной ширины. Размещение зарядов вдоль продольной оси выемки не рационально, так как требует дополнительного взрывания в пределах нагорного откоса или вызывает необходимость увеличения массы заряда; целесообразно смещение линии зарядов вверх по склону, в нагорную сторону. Величина смещения (рис. 29) зависит от угла склона. В практике работы горнопроходческих бригад шпурсы часто размещаются вертикально, а не перпендикулярно поверхности склона, что увеличивает объем проходки зарядных выработок на 7% при $\alpha = 20^\circ$ и на 15% при $\alpha = 30^\circ$.

При проходке канав на косогорах важно правильно установить величину взаимодействующего заряда. Рекомендуется исходить из следующих значений показателя действия взрыва: при $\alpha = 30-45^\circ$ $n = 1,5-1,75$; при $\alpha = 45-70^\circ$ $n = 1,1-1,5$; при $\alpha > 70^\circ$ $n < 1,1$. Расчетная величина заряда сброса, размещаемого в шпурах по линии ON' (см. рис. 29), должна быть скорректирована на фактическую ЛНС (для нашего случая ON).

Поправочный коэффициент к массе заряда составит: при $\alpha=0^\circ$ $K=1$; при $\alpha=15^\circ$ $K=0,9$; при $\alpha=25^\circ$ $K=0,74$; при $\alpha=35^\circ$ $K=0,55$. Установление веса заряда сброса без учета этой поправки приводит к перерасходу ВВ и завышению поперечного сечения.

При взрыве на сброс:

а) радиус отрыва составляет $r_1 = (1,8-2) \cdot W$ вверх по склону и $r_2 = W \cdot \sqrt{1+n^2}$ вниз по склону;

б) ширина развала $L = 5nW$.

В заключение приведем некоторые рекомендации для канавных работ на склоне:

— по возможности следует применять одноинтервальный способ проходки в направлении сверху вниз;

— более рационально однорядное размещение зарядов сброса при короткозамедленном взрывании, в нижней части канавы должны размещаться увеличенные на 5—10% заряды ВВ.

При проходке канав на косогорах следует учитывать, что угол склона является основным фактором, определяющим результат взрыва.

Проходка в мерзлых грунтах. Эффективность действия зарядов выброса (особенно сосредоточенных) в этих грунтах незначительна [19, 23]. Для этих условий характерны: высокий удельный расход ВВ, образование выемки малой видимой глубины и низкая степень дробления горной массы. Некоторое сопоставление эффективности действия зарядов выброса в талых и мерзлых грунтах дает анализ экспериментальных графических зависимостей (см. рис. 19, 20). Так, при $n=1,5$ имеем для талых грунтов $\bar{W}=0,64$ м/кг^{1/3}, для мерзлых — $\bar{W}=0,47$. В талых грунтах максимальная видимая глубина выемки P_{\max} достигает значений 0,5—0,7 м/кг^{1/3}; в мерзлых — 0,3—0,4 м/кг^{1/3}. Для талых и мерзлых грунтов имеем соответственно $\bar{P}_0=0,2-0,25$ и $\bar{P}_0=0,1$, где \bar{P}_0 — приведенная видимая глубина воронки выброса. На повышенную прочность мерзлых грунтов указывает и величина удельного расхода ВВ. При показателе $n=1$: $q_b=2,5-3$ кг/м³ (по ЧГУ) против 1,1 кг/м³ для талых грунтов. Все это в сочетании с повышенной трудоемкостью бурения шпуров обуславливает значительную стоимость и малую производительность труда.

Исследования с участием автора [55] показали, что при проведении канав в мерзлых грунтах целесообразно применять комбинированный способ проходки. По предлагаемой технологии по оси канавы механизированным способом бурят шпуры, в которых размещают удлиненные заряды дробления. Взрывание зарядов дробления приводит мерзлый грунт в физическое состояние, близкое к рыхлым грунтам. Без уборки грунта по продольной оси контура разрушения образуют зарядные камеры (в виде котловых полостей или лунок), в которых разме-

щают усиленные (основные) заряды выброса. В случае многоинтервального способа углубки канавы целесообразно размещать заряды ВВ несколько ниже уровня разрушения (в массиве грунта). Взрывание основных зарядов обеспечивает эффективный выброс мерзлого грунта, раздробленного предыдущим взрывом, а также подготавливает грунт для последующей углубки канавы с применением зарядов выброса. Эта технология внедрена на участках работ ЧГУ. Целесообразно применение ВВ с малой скоростью детонации (типа зерногранулитов, игданитов).

Технологически сложной является проходка канав взрывом на выброс в торфяно-болотистых отложениях. В этих условиях в настоящее время применяются взаимодействующие сосредоточенные или вертикально-удлиненные заряды. Применение этих зарядов увеличивает удельный расход ВВ, образует выемку с малой видимой глубиной, но большим разносом бортов (до $n=3-5$ и более). Так, по Торловручейскому участку СЗГУ при глубине лунок 3 м и расстоянии между ними 2,7—3 м заряд ВВ составлял 30 кг, что обеспечивало выход грунта до 30 м³ на каждый заряд. Параметры выемки: $B_v=6-6,2$ м и $B_n=3,8-4,1$ м.

В талых торфяно-болотистых отложениях более целесообразно применение горизонтальных удлиненных зарядов с образованием зарядной канавки для размещения основного заряда ВВ посредством детонирующего шнура.

В районах с распространением моренных отложений проведение канав сопровождается вскрытием валунов, размеры которых достигают 1—2 м в поперечнике. Дробление валунов может осуществляться посредством заглубленного или наружного зарядов. Величина заглубленного заряда устанавливается с учетом объема валуна и составляет: при $V=0,5$ м³ $Q=1-1,5$ кг; при $V=2-3$ м³ заряд увеличивается до 3—4 кг. При дроблении валунов взрывом дальность разлета кусков породы увеличивается (400—500 м), поэтому целесообразно применять гидровзрывание — заполнение шнура, пробуренного в центре валуна, зарядом ВВ и водой. Величина заряда устанавливается из расчета 0,02—0,05 кг на 1 м³ валуна.

НЕКОТОРЫЕ ЭФФЕКТИВНЫЕ СПОСОБЫ ПРОИЗВОДСТВА ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Применение способа проходки канав взрывом на выброс наиболее эффективно, когда фактор времени имеет решающее значение. При организации проходки канав взрывом на выброс следует учитывать и присущие этому способу недостатки:

- удорожание работ за счет высокой стоимости ВВ при повышенном их расходе;
- непостоянство глубины и формы выемки, образуемой взры-

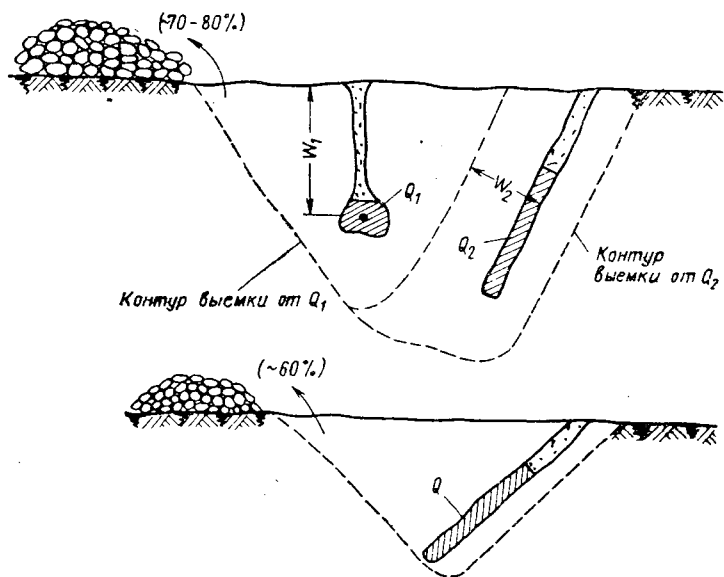


Рис. 30. Схемы направленного выброса

вом, что требует дополнительных затрат труда и средств на приведение выработки в соответствие с проектными размерами;

— создание выемок с разбросом грунта на значительное расстояние, что портит деревья, растительный покров участков работ и осложняет ликвидацию (засыпку) выработок.

Отмеченные недостатки проходки канав взрывом обуславливают необходимость совершенствования применяемой технологии и внедрения новых способов проведения канав. Некоторые из этих способов рассматриваются ниже.

Направленный взрыв является разновидностью взрыва на выброс и может быть рационально использован при проходке канав. Условием такого взрыва является двухрядное размещение зарядов при их одновременном взрывании. Разница в массе зарядов первого и второго рядов определяется из значений $n_2 - n_1 = 0,5$. Увеличенные по весу заряды второго (основного) ряда взрываются с замедлением. В этих условиях основные заряды действуют при двух свободных поверхностях, что и определяет направленный выброс грунта (около 80%). Условием такого выброса является $W_2 < W_1$. На рис. 30 представлена одна из возможных схем направленного выброса на равнинном участке. Преимущественный выброс грунта в направлении одной из боковых сторон канавы может быть обеспечен за счет наклонного размещения удлиненных зарядов. Такое размещение зарядов обеспечивает односторонний выброс грунта (до 60—70%). Наши исследования на участках работ СЗГУ показали, что направле-

ние выброса определяется и углом наклона подстилающего экранирующего слоя относительно дневной поверхности, что вызвано изменением действующих сил, в частности из-за различия в форме развивающейся при взрыве полости, заполняемой газообразными продуктами и определяющей объем выемки выброса.

Проходка канав взрывом на выброс с применением шнуровых зарядов. Результаты исследований автора позволили предложить при проведении канав взрывом на выброс шнуровые горизонтальные заряды вместо разобщенных сосредоточенных. Под шнуровыми понимаются непрерывные горизонтальные заряды, размещаемые в протяженных камерах (канавах, щелях, реже скважинах). Сечение таких зарядов имеет форму цилиндра при патронированном ВВ или определяется формой сечения зарядной выработки — при россыпном ВВ.

Впервые горизонтальные заряды были применены Н. М. Сытым в 1946 г. при строительстве неглубоких каналов. Массовое применение этого способа началось лишь недавно благодаря работам Центральной лаборатории мелиоративных гидровзрывных исследований Северного научно-исследовательского института гидротехники и мелиорации.

Шнуровые заряды используются при гидромелиоративных работах, строительстве магистральных трубопроводов [25, 33]. Заряды укладываются встык или внахлестку; при разработке глубоких траншей ($H \geq 3\text{ м}$) вначале создают зарядную выработку, в которой размещают основной заряд.

Всеми исследователями отмечается высокая эффективность применения шнуровых зарядов при образовании протяженных выемок взрывом на выброс, что объясняется как технологичностью способа, так и особенностями действия шнуровых зарядов [12, 33].

При горизонтальных непрерывных зарядах процесс трещинообразования и разрушения среды развивается интенсивнее, призма выброса имеет правильную форму, обработка забоя характеризуется равномерностью по всей длине заряда. В определенной мере такие повышенные качественные характеристики при взрывании непрерывных зарядов объясняются отсутствием нескольких встречнораспространяющихся ударных волн, как это имеет место при разобщенных вертикальных и сосредоточенных зарядах.

Повышение скорости проведения выработок при этом способе возрастает за счет более простой конструкции зарядов, возможности механизации процесса образования зарядной камеры и ее заряжания, а также за счет возможности взрывания заряда большой протяженности от одного детонатора.

Взрыв шнурового заряда вблизи свободной поверхности вызывает разрушение массива грунта и выброс части грунта. В результате образуется выемка цилиндрической формы.

Основные параметры шнурового заряда выброса: $q_{\text{п}}$ — ли-

нейная плотность или масса 1 м заряда; W — глубина заложения заряда; d_3 — диаметр заряда.

Принцип подобия для шнуровых зарядов [53]:

$$\frac{R_1}{R_2} = \frac{P_1}{P_2} = \left(\frac{q_{п1}}{q_{п2}} \right)^{\frac{1}{m}},$$

где показатель $m=2$.

Различают заряды: малоуглубленные ($W \leq 3 \cdot d_3$) и углубленные (при $W > 3 \cdot d_3$). Изменение степени углубления шнурового заряда приводит к перераспределению затрат энергии взрыва. В общем виде глубина заложения шнурового заряда, исходя из проектных параметров, может быть определена как

$$W = H - R_{сж},$$

где H — проектная глубина выработки, м;

$R_{сж}$ — радиус сжатия грунта от центра заряда до дна выемки, м.

$$R_{сж} = 0,62 \sqrt[3]{UQ}, \text{ дм,}$$

где U — коэффициент пропорциональности, учитывающий свойства сжимаемого грунта. Значения этого коэффициента для торфа 250—300, для глины 180—250, для суглинка 140—160.

Общая формула для горизонтальных зарядов [31] имеет вид

$$Q = KW^2 \cdot l \cdot f(n),$$

где K — удельный расход ВВ, кг/м³;

l — длина заряда, м.

Вес 1 м заряда соответственно определяется как

$$q_{п} = K \cdot W^2 \cdot f(n).$$

Так же как и для сосредоточенных зарядов, существует предел целесообразности увеличения массы зарядов, превышение которого лишь снижает экономичность работы и эффективность взрывного воздействия. Так, для горизонтальных зарядов выброса таковым пределом [8] является $q_{п} = 10$ кг/м.

В целях проверки возможности и целесообразности проведения геологоразведочных канав с применением шнуровых зарядов выброса автором [56] был выполнен комплекс исследований в производственных условиях (участок Беломорской ГРП Карельской комплексной геологической экспедиции СЗГУ).

Фактический геологический разрез типичен для участков работ по проходке канав в талых моренных отложениях.

В проведении опытных взрывов и организации работ приняли участие работники СЗГУ. До проведения опытных исследований на участке применялась проходка канав с размещением сосредоточенных зарядов массой 4—6 кг; достигнутая производитель-

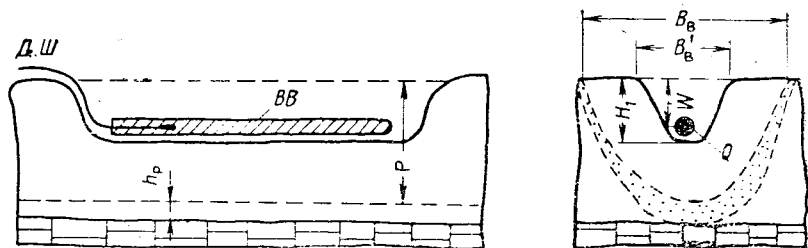


Рис. 31. Схема проходки шнуровыми зарядами

ность труда проходчиков составляла 25—35 м³ на проходчика в смену.

Применяемая технология проведения канав шнуровыми зарядами (рис. 31) включает:

1. Разбивку трассы канавы, ориентирование оси канавы.
2. Очистку от почвенно-растительного слоя по оси канавы.
3. Проходку по проектной оси зарядной канавки длиной 10—12 м, глубиной 0,2—0,4 м и шириной 0,3 м осуществляли вручную.
4. Заряжание по всей длине канавки вспомогательного шнурового непрерывного заряда ВВ.

Нами использовался аммонит № 6ЖВ, но возможно применение практически всех марок ВВ, рекомендуемых для канавных работ. Величина 1 м вспомогательного заряда ВВ варьировала в пределах от 0,8 до 2,4 кг из расчета 1—3 патрона на каждые 0,24 м протяженности канавки. В зависимости от степени обводненности канавки использовалось патронированное или рассыпное ВВ. При патронированном ВВ обеспечивалась укладка заряда «встык», при рассыпном — непрерывность заряда, что исключало «отказы» зарядов при детонации. Затем канавка заполнялась забоечным материалом.

5. Взрывание заряда. Иницирование производилось от боевика — патрона аммонита № 6ЖВ, устанавливаемого с одного торца вспомогательного заряда. При этом применялось электро взрывание; случаев отказа не отмечалось.

6. В результате взрыва вспомогательного заряда образовывалась зарядная канава видимой глубиной 0,7—1,2 м и шириной 3—4,5 м.

7. Проходка второго и последующих интервалов принципиально не отличалась от операций, входящих в состав цикла при углубке первого интервала. По забою зарядной канавы на мощность разрушенной породы с углублением на 0,2—0,3 м в массив грунта вручную проходила непрерывная канавка глубиной 0,4—0,6 м и шириной 0,3—0,35 м. В эту канавку укладывался шнуровой заряд ВВ из расчета массы 1 м заряда 2,4—4 кг. В

результате взрывания такого заряда образовалась выемка выброса видимой глубиной 1,7—2 м и слоем разрушения 0,3—0,4 м. Ширина выемки выброса составляла 4—4,5 м по верху и 0,7—1 м по забою. Протяженность выемки по полотну на 0,5—1,2 м превышала длину заряда.

При необходимости дальнейшей углубки канавы (свыше 2—2,5 м) операции цикла повторялись. Если проектная глубина канавы не превышала 2,0—2,5 м, то производилась вручную ее расчистка от разрушенной породы.

Интересно привести результат хронометражных наблюдений за выполнением поэлементных операций цикла. Состав проходческого звена включал двух проходчиков и одного взрывника. Распределение затрат рабочего времени на проходку составило соответственно по канавам № 1 и 2:

Первый интервал углубки:

разметка трассы длиной 10—12 м	2 и 3 мин
проходка вспомогательной канавки	17 и 35 »
заряжание ($Q = 9,5$ и 24 кг)	4 и 19 »
забойка канавки	11 и 12 »
взрывание	11 и 14 »

Итого на первый интервал 46 и 81 мин

Второй интервал углубки:

проходка зарядной канавки	3 мин ($h = 0,2$ м)
	29 мин ($h = 0,4$ м)
заряжание ($Q_i = 28,6$ и 44 кг)	12 и 12 мин
забойка канавки грунтом	24 и 9 »
взрывание	10 и 18 »

Итого на второй интервал 49 и 68 мин

Результаты взрыва приведены в табл. 26.

Таблица 26

Показатели взрыва и параметры выемки при действии шнурового заряда

Параметры и показатели	Канавка № 1		Канавка № 2	
	Первый интервал	Два интервала	Первый интервал	Два интервала
q_p , кг/м	0,8	3,2	2,4	6,4
W , м	0,21		0,4	
P , м	0,74	1,37	1,2	1,83
h_p , м	0,35	0,36	0,35	0,44
H_p , м	1,09	1,73	1,58	2,27
B_B , м	3,28	4,74	4,7	5,2
B_H , м	0,5	1,07	1,25	0,97
S_B , м ²	1,38	3,97	3,6	6,63
V_B , м ³	15,4	45,2	40,0	77,0
q_B , кг/м ³	0,598	0,83	0,6	0,87

Прогрессивность способа подтверждается тем, что трудозатраты уменьшились, упростились операции по образованию зарядной камеры, заряданию и взрыванию. По рассматриваемым двум канавам протяженностью до 12 м и глубиной 1,8 и 2,3 м затраты времени на образование выемки (без расчистки канавы и ее опробования) составили соответственно 95 и 150 мин. Таким образом, за 2 и 3 ч бригадой были пройдены канавы длиной по полотну 10—12 м объемом 45 и 77 м³ [56].

Интерес представляет анализ некоторых показателей взрыва при применении шнуровых зарядов выброса для проходки канавы № 2. В табл. 27 даны значения некоторых линейных парамет-

Таблица 27

Результат взрывания шнуровых зарядов

Параметры, показатели	Первый интервал ($q_{\text{п}}=2,4$; $W=0,4$)	Второй интервал	Всего
\bar{W}	0,26		0,63
\bar{P}	0,77	0,31	0,72
$\bar{H}_{\text{п}}$	1,0	0,36	0,9
$\bar{h}_{\text{р}}$	0,22	0,21	
$B_{\text{в}}$	3,04	0,25	2,05
$r_{\text{в}}$	1,52		1,02
$r_{\text{н}}$	0,4		0,19
$S_{\text{в}}$	2,32	1,5	2,5
$V_{\text{в}}$	8,2	5,5	9,4
$q:P$	2	6,3	3,5
$q:r_{\text{в}}$	1,02	1,6	2,46
$P:W$	3,4		1,14
n	6,8		1,62
$B_{\text{в}}:B_{\text{н}}$	3,7		5,4
$r_{\text{в}}:P$	2		1,42
qI	2,2	4	5,7
$\psi_{\text{в}}$	0,6	1,18	0,87

ров, характеризующих начальные условия взрыва и его результат.

За масштаб приведения принят $\sqrt{q_{\text{п}}}$. Так, для рассматриваемых условий имеем $\bar{W}=0,2-0,3$ м/кг^{1/2}. Тогда начальная глубина заложения вспомогательного заряда ВВ составит в зависимости от расчетной величины заряда: для $q_{\text{п}}=1$ кг $W=0,2-0,3$ м; для $q_{\text{п}}=2$ кг $W=0,28-0,42$ м; для $q_{\text{п}}=4$ кг $W=0,4-0,6$ м.

По аналогии видимая глубина выемки выброса (для первого интервала) при действии шнуровых зарядов с $\bar{W}=0,2-0,3$ равна $\bar{P}=0,75-0,85$ или $P=(0,75-0,85) \cdot \sqrt{q_{\text{п}}}$. Исключение составляет

приведенный объем выброса \bar{V}_B , при расчете которого в качестве масштаба приведения нами принят $\sqrt{Q_c}$, где Q_c величина всего шнурового заряда. Так, для опытных канав значение этого параметра составило $\bar{V}_B = 5-9 \text{ м}^3/\text{кг}^{1/2}$. Следовательно, в рассматриваемых условиях расчетное значение видимого объема выброса может быть определено как

$$V_B = (5-9)\sqrt{Q_c}, \text{ м}^3.$$

Экономичность применяемых параметров взрывных работ при действии шнуровых зарядов выброса может характеризоваться такими показателями, как $\frac{q_n}{P}$, $\frac{q_n}{r_B}$, q_B , q_B .

Показатели $\frac{q_n}{P}$ и $\frac{q_n}{r_B}$ характеризуют расход ВВ на 1 м видимой глубины и на 1 м ширины канавы по верху. Нашими опытами установлена зависимость показателя $\frac{q_n}{P}$ от интервальнойности проходки. Так, по данным канав № 1 и 2, этот показатель составил 1,1, и 2 кг/м для первого интервала и почти втрое больше (3,8 и 6,3 кг/м) для второго интервала.

Удельный расход ВВ на 1 м протяженности канавы и на 1 м³ выброшенной взрывом породы при действии шнуровых зарядов меньше этих же показателей при действии разобщенных сосредоточенных зарядов. Так, при взрывании зарядов первого интервала показатель q_B по обеим канавам составил 0,6 кг/м³. Для этого же участка при проведении канав сосредоточенными зарядами проектный расход равен 1,2—1,4 кг/м³. При проведении канав шнуровыми зарядами в мерзлых грунтах удельный расход увеличивается на 30—40%, а геометрические параметры выемки уменьшаются на 15—25%.

Параметры взрыва при достигнутом показателе $n > 3-4$, естественно, обеспечивают эффективность выброса породы энергией взрыва. Это положение подтверждается значением показателя относительной глубины выемки выброса $P:W$. Сопоставление показывает, что если принять значение глубины заложения зарядов W постоянным и равным условной единице, то видимая глубина выемки выброса P составит: для сосредоточенных зарядов 1,2—1,5 W ; для шнуровых зарядов 3—3,4 W . Ширина канавы по подошве может быть определена как

$$B_u = \beta n W, \text{ м},$$

где β — коэффициент, учитывающий свойства грунтов и величину взрываемого заряда и равный 0,1—0,4 (нижний предел для плохо сжимаемых грунтов, верхний — для торфа и суглинка).

Показатель оконтуривания выемки выброса $r_B: P$, так же как и при сосредоточенных зарядах, является функцией веса заряда.

Для наших условий имеем: $r_b : P \geq 2$. Интересно отметить, что для этих же условий ширина выемки по верху может быть определена как $B_b = 3\sqrt{q_n}$, м.

Теоретическими исследованиями действия в грунте шнуровых зарядов выброса и практикой их применения в гидромелиоративном строительстве и при строительстве магистральных трубопроводов доказаны преимущества таких зарядов. Выполненные нами опытные работы и их анализ подтверждают возможность и целесообразность применения шнуровых зарядов при проведении геологоразведочных канав взрывом на выброс. Полученные данные свидетельствуют о том, что использование шнуровых зарядов способствует повышению технологичности способа, упрощает ряд операций цикла, снижает расход ВМ, т. е. повышает производительность труда и снижает стоимость работ.

Одним из преимуществ шнуровых зарядов применительно к условиям проходки геологоразведочных канав является большее уплотнение грунта, что значительно снижает фильтрацию воды в выемку и создает нормальные условия для документирования.

Одним из путей дальнейшего совершенствования способа проведения канав взрывом на выброс с применением шнуровых зарядов — это механизация образования и заряжания зарядной канавки.

Рациональной областью применения этого способа следует считать талые и мерзлые грунты с небольшим содержанием грубообломочного материала, т. е. участки, где можно обеспечить образование зарядных канавок. Представляется целесообразным использование шнуровых зарядов для проведения канав с дроблением горных пород при последующей механизированной уборке.

Недостатком известных способов образования выемок с применением удлиненных зарядов является большой объем подготовительных работ по образованию зарядных камер. Применение наружных шнуровых зарядов, эффективных в торфяно-болотистых грунтах, сдерживается подчас труднодоступностью участков работ, состояние грунта которых представляет опасность как для самих работающих, так и для используемой техники. Разработанный нами для этих условий способ размещения шнуровых зарядов исключает продвижение работающих и технических средств по опасному участку, повышает производительность труда и безопасность работ. Сущность этого способа поясняется рис. 32. Шланг, например полиэтиленовый, повышенной прочности с закрытым концом собирают в рулон и размещают на местности в направлении проектной оси канавы. Затем свободный конец шланга подсоединяют к источнику сжатого воздуха и к зарядному устройству. Нагнетают сжатый воздух в шланг, что приводит шланг в движение и к саморазвертыванию рулона на местности. По окончании этой операции прекращают подачу

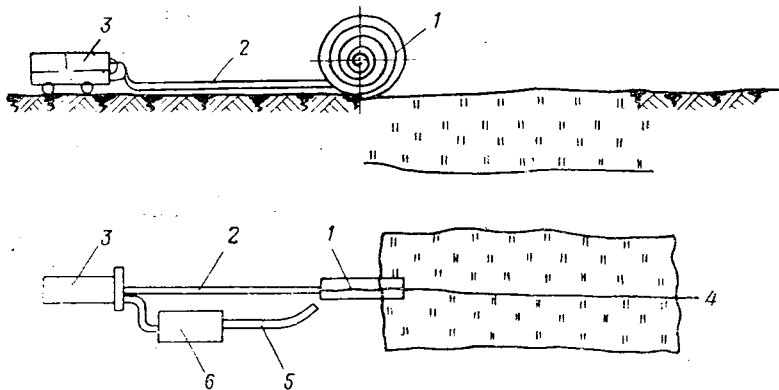


Рис. 32. Способ размещения шнуровых наружных зарядов

1 — зарядный шланг в рулоне, 2 — воздухопровод, 3 — компрессор, 4 — ось канавы, 5 — трубопровод питателя, 6 — зарядное устройство (питатель)

сжатого воздуха и от зарядного устройства заполняют шланг порошкообразным ВВ. Подготовленный шнуровой заряд взрывают известным способом. Применяя этот метод, следует использовать комплекты шлангов по длине и диаметру, что позволит обеспечивать расчетную массу заряда и заданную протяженность выемки. Правильность размещения шланга обеспечивается регулировкой подачи сжатого воздуха.

При проходке канав шнуровыми зарядами эффект выброса может быть усилен за счет применения зарядов кумулятивной формы. Впервые при проходке канав применение таких зарядов исследовали Н. И. Куличихин и И. Н. Попов, однако промышленного внедрения кумулятивные заряды не получили. Незначительный объем проходки канав кумулятивными зарядами выполнен нами в 1972 г. на участке работ Беломорской ГРП СЗГУ. В подготовительную канавку, пройденную по проектной оси канавы, укладывались полосы рубероида, изогнутые в виде кумулятивной выемки с основанием в сторону забоя (рис. 33). Ширина выемки у основания колебалась в пределах 180—250 мм, высота выемки 60—100 мм. Сверху полосы засыпались порошкообразным ВВ до полного покрытия рубероида и образования горизонтальной поверхности заряда в канавке. Заряд ВВ достигал 2—3 кг/м. В результате взрывания кумулятивных зарядов обеспечивалось лишь некоторое увеличение видимой глубины выемки. Работы по применению кумулятивных зарядов, на наш взгляд, следует продолжить.

Заряды с воздушной полостью. Повышение коэффициента энергии взрыва на выброс возможно за счет изменения механизма передачи энергии окружающей среде. Такой механизм разработан группой ученых под руководством Н. В. Мельникова и Л. Н. Марченко [38, 39]. Основой этого метода является при-

менение зарядов с воздушными полостями (рис. 34), что позволяет снизить начальное пиковое давление и обеспечить многократное воздействие взрыва на разрушаемую среду. Установлено, что для грунтов оптимальное соотношение между объемом

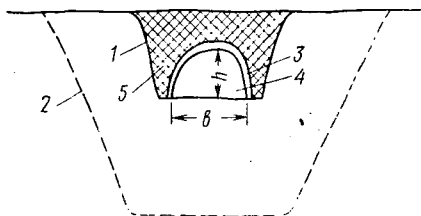


Рис. 33. Кумулятивный заряд
1 — контур зарядной канавки, 2 — проектный контур канавы, 3 — внутренняя оболочка заряда (рубероид), 4 — кумулятивная выемка, 5 — заряд ВВ (россыпной)

зарядной камеры и объемом сосредоточенного заряда находится в пределах $\Theta = 2-3$.

Эффективность применения этих зарядов проявляется в следующем:

- увеличивается объем воронки выброса на 15%;
- уменьшается удельный расход ВВ на 32%. Минимальный удельный расход ВВ обеспечивается при меньших значениях показателя действия взрыва ($n=1,5$ против $n=2$ для обычных зарядов);

— увеличивается видимая глубина воронки выброса. Так, повышение Θ с единицы до трех увеличивает видимую глубину воронки в 1,4 раза при практическом постоянстве ее диаметра. По сравнению с сосредоточенными зарядами обычной конструкции видимая глубина воронок возрастает на 15—20% ($\bar{P}=0,61$ м/кг^{1/2}, против $\bar{P}=0,5-0,53$);

— равенство параметров $P=W$ обеспечивается при показателе $n=1,5$ против $n=2$ при зарядах обычной конструкции.

Для условий проходки канав взрывом на выброс крайне важна возможность увеличения видимой глубины выемки выброса без изменения ширины канавы по верху. Это позволит уменьшить сечение проходимых канав, снизить объем ручной зачистки и объем засыпки канав.

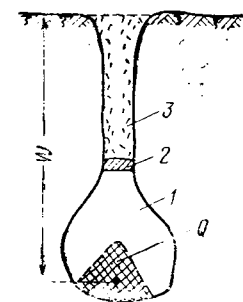


Рис. 34. Заряды с воздушной полостью

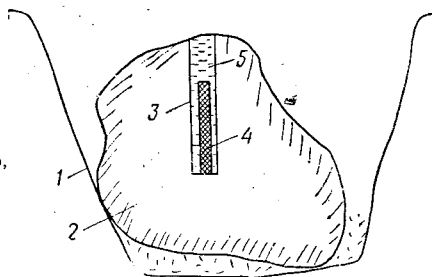
1 — воздушная полость, 2 — пробка, 3 — забойка

Применение зарядов выброса с воздушными полостями является одним из путей снижения стоимости канавных работ за счет более рационального использования энергии взрыва.

Гидровзрывание. В определенных условиях проходки канав целесообразно применение гидровзрывания, т. е. взрыва в полости, заполненной водой (рис. 35). Исследования [22, 63] показывают, что при гид-

ровзрывании примерно вдвое снижается удельный расход ВВ и резко (в 10 раз) снижается дальность разлета кусков. Особенности механизма гидровзрывания позволяют определить следующие рациональные области его применения при проходке канав:

Рис. 35. Схема гидровзрывания
1 — контур канавы, 2 — валун, 3 — шпур,
4 — заряд ВВ, 5 — гидрозабойка



- рыхление сухих и маловлажных грунтов;
- дробление многолетне- и сезонномерзлых грунтов;
- дробление валунов, оставшихся в контурах канавы.

Особенно эффективно гидровзрывание в увлажненном и водонасыщенном грунте. Представляется целесообразным продолжить исследования в этом направлении.

8. ВОПРОСЫ ОБЩЕЙ ОРГАНИЗАЦИИ ПРОВЕДЕНИЯ КАНАВ. ЭКОНОМИКА КАНАВНЫХ РАБОТ

Этапность канавных работ следующая: составление проекта и сметы, организация и проведение полевых работ, ликвидация выработок и завершение канавных работ. Проект составляется в соответствии с инструкциями Министерства геологии СССР.

Исходными данными для проектирования являются объем работ, сеть канав, их глубина и протяженность, горно-геологическая характеристика участка.

Общий объем проходки по данному участку определится по формуле

$$V_{\text{ко}} = \sum V_{\text{к}_i} \cdot N_i,$$

где $V_{\text{к}_i}$ — объем одной канавы данной группы по сечению и протяженности;

N_i — количество канав данной группы;

$$V_{\text{к}_i} = S_{\text{к}} \cdot L_{\text{ср}}.$$

где $S_{\text{к}}$ — сечение канавы, м²;

$L_{\text{ср}}$ — средняя длина канавы, м.

Выбираются способ и технология проведения канав, выполняется расчет параметров рабочего процесса. Выбор технологии

проходки и параметров процесса является технико-экономической задачей, поэтому необходимо проводить экономическое сопоставление рассматриваемых вариантов. Проектирование завершается составлением сметы, по которой производится финансирование работ.

В следующий этап входит установление организационной производственной единицы, которая будет проводить канавные работы. Как правило, организуется специализированный отряд, состоящий из горнопроходческих бригад, осуществляется комплектование ИТР и рабочими с учетом общего объема работ, выработки и среднеквартального количества рабочих дней, принимаемого [5] для ИТР 70 дней и для рабочих 71 день. В этот же период устанавливается потребность в оборудовании, инструменте и материалах (по СУНу). Особое внимание следует уделить вопросу обеспечения взрывчатыми материалами. Потребное количество ВВ может быть определено как

$$C = 1,25 qV_{\text{ко}}, \text{ кг,}$$

где 1,25 — коэффициент на текущий складской запас (для отдаленных геологических партий $K=2$);

q — удельный расход ВВ.

Началу полевых работ должно предшествовать оформление разрешения на производство канавных и отдельно взрывных работ в данном районе, а также составление технической документации. Паспорт на производство буровзрывных работ должен включать:

— данные по разрабатываемой горной породе (наименование, категория крепости, степень обводненности, объемный вес и коэффициент разрыхления);

— способ бурения и применяемые технические средства;

— способ доставки ВМ, размещение ВМ на участке;

— циклограмму работ;

— метод взрывных работ и способ взрывания;

— сечение шурфов, шпуров и их глубина;

— глубину заложения зарядов;

— вес заряда ВВ;

— расстояние между зарядами, расстояние между рядами зарядов;

— забоечный материал и способ забойки;

— схема расположения зарядов и взрывной сети; тип средств взрывания; очередность взрывания;

— расчетный уровень выброса;

— проектные сечения, глубина и протяженность выемки; расчетный объем уборки породы вручную;

— расход средств взрывания и ВВ (удельный);

— радиус опасной зоны; число постов оцепления и места постов; места укрытия работающих;

— порядок подачи и вид сигналов.

Ликвидация канав заключается:

— в их обязательной засыпке с применением скрепера или бульдозера; объем породы, необходимый для засыпки, может быть определен как $(0,7—0,8) V_{кi}$;

— в обозначении канав на местности посредством репера стандартизированной формы;

— в камеральной обработке геологических данных, которую лучше проводить параллельно с полевыми работами.

Наиболее целесообразной организационной формой для канавных работ является комплексное горнопроходческое звено (бригада); включающее проходчиков и взрывника-проходчика. Такая форма обеспечивает взаимозаменяемость, способствует снижению простоев и повышает заинтересованность рабочих в результате труда. Проходка канав состоит из ряда повторяющихся процессов, выполняемых в определенной последовательности, полный комплекс которых является циклом. Рационально совмещение операций цикла во времени и в пространстве. График цикличности составляется из условия законченности цикла за одну рабочую смену.

Прогрессивной и рациональной формой организации канавных работ являются их концентрация (увеличение объемов работ в пределах одного объекта) и специализация (создание организационных производственных единиц). Целесообразна последовательная отработка нескольких объектов работ при сочетании освоенных и неосвоенных участков работ в течение одного сезона. В наиболее благоприятный летний период рекомендуется проводить канавные работы на отдаленных разбросанных участках с небольшой концентрацией физических объемов.

Особенностью канавных работ является непостоянство рабочего места, что осложняет рациональную его организацию. Важное значение имеет научная организация труда проходчиков канав, основные направления которой включают:

— рациональную организацию рабочего места и разработку системы его обслуживания;

— рациональное размещение оборудования, инструмента и повышение эффективности его использования;

— стимулирование труда, совершенствование методов, приемов и форм;

— улучшение подготовки кадров и решение комплекса социально-психологических вопросов.

Учет на канавных работах включает следующие формы: оперативно-технический, статистический и бухгалтерский. Оперативно-технический учет заключается в обмерах выполненных объемов, в установлении затрат времени на проходческий цикл и отдельные его операции. Ежемесячно составляются акты обмера выполненных работ с учетом фактической категоричности пород,

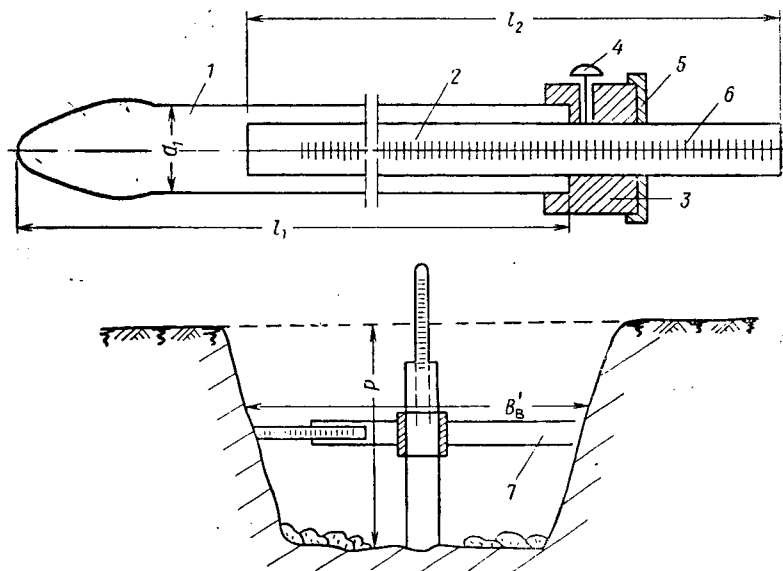


Рис. 36. Телескопическая мерная рейка

1 — полая труба, 2 — внутренняя выдвижная труба, 3 — фасонная муфта, 4 — винт крепежный, 5 — манжет резиновый, 6 — градуировка, 7 — поперечина

на основании которых производится финансирование канавных работ и оплата труда проходчиков.

Статистический учет включает контроль и анализ выполнения плановых показателей по фонду заработной платы, производительности, численности, выполнению норм выработки.

Бухгалтерский учет заключается в контроле за освоением плана по заработной плате, за расходование материалов, в калькуляции себестоимости проходки канав.

Важным видом организации работ является оперативное планирование (на месяц, квартал) и контроль за выполнением этих планов.

Документирование и опробование. Все пройденные канавы документируются. Геологическая документация включает замеры параметров канавы и ее привязку, описание и зарисовку, отбор образцов [37].

Документации предшествует очистка канавы от породы. Для опробования и достоверности геологической документации глубину канавы устанавливают, исходя из условия.

$$H_k = H_n + (0,1 - 0,2 \text{ м}),$$

где H_n — мощность наносов или глубина залегания рудного тела, м.

Замер объема канавы рекомендуется производить посекцион-

но (20—50 м). Замеры выполняются мерной лентой и рейкой.

В процессе производственных исследований нами использовались телескопическая мерная рейка и крестообразная телескопическая рейка с выдвижной трубой и поперечиной для замера сечения канавы (рис. 36). Изготовление таких реек (материал — сталь и дюралюминий) возможно в механических мастерских геологических партий. Опытный образец мерной рейки имел параметры $l_1 = 1200$ мм, $l_2 = 800$ мм, $d = 22$ мм.

Документация канавы может быть полной или частичной. При полной производится зарисовка и описание подошвы и боковых стенок канавы. Наиболее часто применяется частичная документация с составлением плана и описания только подошвы выработки. Наиболее распространенный масштаб геологической документации канав 1 : 50. Перспективным направлением является фотометрия, т. е. фотографирование геологического строения пород, вскрытых канавой. Но этот метод требует более тщательной зачистки подошвы и боковых стенок.

Геологическая документация при проходке канав взрывом осложняется на обводненных участках работ, так как при воздействии взрыва на массив изменяется фильтрационный режим. Характерна следующая картина: осушение выработки сразу же после взрыва с последующим увеличением водопритока в выработку [33]. При проходке канав в зимний период следует учитывать, что разрыхленная взрывом порода при замерзании вновь приобретает связность и прочность, характерную для массива. Документацию рекомендуется производить сразу же по окончании проходки канавы или секции протяженностью не более 50 м.

Начальная точка пройденной канавы отмечается установкой репера — столба диаметром 150—250 мм, высотой над устьем не менее 0,6 м.

Опробование горных пород, вскрытых канавой, до сих пор производится, как правило, вручную и является подчас трудно-выполнимой операцией. Способы опробования: точечный, бороздовый, задиrkовый. Сетка опробования определяется геологической обстановкой. Величина точечной пробы должна быть не менее 0,1 кг. Сечение борозды от 3—5 до 10—15 см, масса пробы до 4—6 кг на 1 м канавы. Глубина задирки составляет 0,05—0,2 м, а ширина может превышать 0,3 м.

Процессы проходки, документирования и опробования канав должны быть увязаны во времени.

Безопасность труда. Условия работы горнопроходческих отрядов отличаются повышенной опасностью и объективными организационными трудностями. Многолетние наблюдения позволяют выделить следующие возможные виды нарушений правил безопасного ведения работ:

1. Нарушение правил хранения на участках работ взрывчатых материалов и их транспортирования к месту работ.
2. В большинстве геологических партий один взрывник об-

служивает два или более проходческих звена, что в условиях разобщенности участков работ приводит к простоям проходчиков в ожидании взрывника или к грубому нарушению правил безопасности [24].

3. Повышенная опасность взрывных способов ведения работ усугубляется преобладанием огневого способа взрывания, что вызывает необходимость переноса взрывником большого количества зажигательных трубок и одновременного запаливания большого количества зарядов.

4. При проходке канав взрывом на выброс, особенно в моренных и каменистых горных участках, разлет кусков поднятой взрывом породы превышает проектные радиусы опасной зоны (200—350 м). Большинство проектов предусматривается естественный вид укрытий — деревья и т. п. Наиболее распространенный вид нарушений требований правил безопасности — это неполное оцепление участков взрывных работ.

Вышеотмеченные нарушения позволяют нам остановиться на изложении некоторых требований безопасного ведения канавных работ.

Проведение канав взрывом возможно лишь при условии оформления разрешения на производство взрывных работ, наличии проекта и паспорта буровзрывных работ (БВР), разработанных применительно к конкретным условиям.

К руководству взрывными работами допускаются лица, имеющие соответствующее право (горные инженеры, инженеры-геологи, горные мастера); к производству — лица, имеющие Единую книжку взрывника, прошедшие инструктаж и стажировку [24].

Проектом и паспортом БВР должны быть обусловлены безопасные расстояния, исключающие поражение людей при производстве взрывных работ. Наибольшую опасность представляют куски раздробленной породы, поднятые вверх энергией взрыва и перемещающиеся на значительные расстояния (до 500 м при

Таблица 28

Радиус опасной зоны при взрывах на выброс, м

ЛНС, м	Показатель действия взрыва, n			
	1	1,5	2	2,5—3,0
1,5	200	300	350	400
2	200	400	500	600
4	300	500	700	800

взрывах на выброс). Радиусы опасных зон по разлету кусков породы определяются методом ведения взрывных работ, рельефом местности и параметрами взрыва. Так, опасная зона составляет: для наружных и котловых зарядов — не менее 300 м; для

шпуровых и луночных — 200 м; для зарядов простреливания — 50 м; при дроблении валунов — 400 м.

При производстве взрывных работ на склонах гор радиусы опасных зон должны быть увеличены на 100 м (в направлении вниз по склону).

Радиус опасной зоны по поражающему действию кусков породы при взрывах на выброс приведен в табл. 28.

Безопасное расстояние по воздействию на человека воздушной ударной волны $r = (10-15) \cdot \sqrt{Q}$, м.

При производстве взрывных работ обязателен вывод всего работающего персонала за пределы опасной зоны. Практика работы ряда предприятий (СЗГУ и др.) подтверждает целесообразность устройства блиндажей на объектах с большим объемом работ.

Нарушение технологии проходки канав и повышение степени опасности работ представляют невзорвавшиеся заряды ВВ, так называемые отказы. Отказы должны немедленно ликвидироваться взрывником, что выполняется взрыванием дополнительного заряда, размещаемого в специально подготовленной камере, отстоящей от невзорвавшегося заряда на расстоянии 0,3—0,5 м. Возобновление взрывных работ до ликвидации отказа запрещено.

Контроль за качеством ВМ обеспечивается периодическим их испытанием. Испытания ВМ должны проводиться при подозрении в их недоброкачественности и, кроме того, в сроки, регламентированные правилами безопасности: СВ через каждые 12 месяцев, ВВ через каждые 3 месяца.

На участке производства канавных работ может храниться суточный запас ВМ, место размещения которого должно находиться вне опасной зоны и охраняться проинструктированным рабочим. Сменный запас ВМ может быть размещен и в пределах опасной зоны при условии его надежного укрытия. Неиспользованные в данной смене остатки взрывчатых материалов подлежат сдаче на склад или уничтожению.

Способы уничтожения ВМ: взрыванием (капсюли-детонаторы, электровзрыватели, детонирующий шнур и ВВ), сжиганием (ВВ, детонирующий шнур, огнепроводный шнур), растворением или потоплением в воде (неводоустойчивые ВВ). Наиболее употребим способ ликвидации остатков ВМ путем взрывания.

Совместная перевозка ВВ со средствами взрывания и перевозка ВМ различных групп запрещена. Совместная переноска СВ и ВВ одним взрывником допускается в отдельных сумках и при массе ВВ не более 12 кг. При переноске только ВВ груз не должен превышать 20 кг. К подноске ВВ разрешается привлекать проходчиков при условии их инструктирования по правилам обращения с ВВ.

В зимний период целесообразно уменьшать количество зарядов в серии.

При проходке канав безопасное ведение взрывных работ во многом зависит от горного мастера и взрывника, которые несут моральную, административную и уголовную ответственность за соблюдение правил безопасности.

Горный мастер обязан создать условия для безопасного ведения канавных работ и обеспечить надзор за выполнением всеми работающими правил безопасности. Он выдает наряд на выполнение работ, обеспечивает материалом, инструментом и спецодеждой, осуществляет контроль за правильным расходом ВМ. Взрывниками, обеспечивает соблюдение проекта работ и паспорта БВР.

Взрывник отвечает за обеспечение постоянного надзора за полученным ВМ, за производство работ в соответствии с паспортом, за наличие постов охраны, за своевременную сдачу на склад излишков ВМ или за правильное их уничтожение, за правильный показ в наряд-путевке фактического расхода ВМ, за соблюдение правил транспортирования ВМ. Взрывник должен быть обеспечен табельным инструментом, примерный перечень которого должен включать: сумку взрывника, деревянный забойник для шпура, малый забойник, мерный совок и мерную ленту, направляющую воронку, нож, сирену (типа ЭМ-2А), рюкзак, секундомер, спички, ложку-чищалку, взрывную машинку, линейный мостик, катушку для магистральных проводов.

Рекомендуемые мероприятия по дальнейшему снижению степени опасности при проведении канав взрывом:

— переход на применение взрывчатых смесей, состоящих из невзрывоопасных компонентов, например на игданит;

— отказ от огневого способа взрывания и переход на электровзрывание и на взрывание детонирующим шнуром. Это повысит безопасность труда работающего персонала и сократит затраты рабочего времени взрывника;

— переход на комплексную форму организации проходческого звена с обязательным включением в состав звена взрывника;

— на залесенных участках с большим объемом канавных работ целесообразно устраивать укрытия-блиндажи, что повысит безопасность работающего персонала и сократит затраты рабочего времени на отходы-подходы при производстве взрывных работ (15—25 мин при взрывании одной серии зарядов ВВ);

— следует улучшить подготовку и переподготовку специалистов, занимающихся проектированием и руководством канавных работ.

Большее внимание к канавным работам позволит сделать труд проходчиков более безопасным, поможет решить социальный аспект проблемы.

Техническое нормирование и производительность труда. Проходка канав является сложным процессом, состоящим из нескольких простых законченных рабочих операций (бурение шпуров, их заряжание и т. д.). Общая продолжительность смены

складывается из подготовительно-заключительных, основных и вспомогательных операций, а также из времени на перерыв.

Характеризуя канавные работы, отметим, что в целом ряде геологических партий организация труда отстает от достигнутого уровня технологии проходки: непроизводительные затраты труда достигают 40—50% рабочего времени.

Баланс рабочего времени может быть приведен по форме, рекомендуемой А. Н. Бахчисарайцевым и Г. П. Синягиным [4]. В табл. 29 дано примерное распределение рабочего времени горнопроходческой бригады.

Таблица 29

Затраты времени на проходку канав (в смену)

Группа затрат времени	Фактический баланс рабочего времени
А. Работа	
Подготовительно-заключительные операции	20—30 мин
Основные операции	4 ч 30 мин — 5 ч
Вспомогательные операции	30—40 мин
Итого по прямой (основной) работе	5—6 ч
Б. Операции посторонней работы	
Всего на работу	30—60 мин
В. Перерывы	
Перерывы	30 мин
Отдых	(30 мин)
Простой по организационным причинам	—
Итого перерывы	30—60 мин
Общая продолжительность рабочего дня	7 ч

Фактические затраты рабочего времени по группам операций составляют, по данным ЦНИГРИ: бурение шпуров, проходка зарядных камер 45—65%; простреливание, зарядание, взрывание 6,5—20%; уборка оставшейся породы 15—25%.

Эффективность канавных работ характеризует производительность труда в натуральных и трудовых показателях. Более распространенным показателем эффективности труда является производительность в натуральном выражении, т. е.

$$B = \frac{V}{T},$$

где B — выработка; V — объем канав; T — затраты рабочего времени.

Различают сменную, суточную, месячную и годовую производительности труда. В настоящее время эти показатели рассматриваются, как правило, только на одного забойного рабочего — проходчика, без учета затрат труда дополнительного персонала (водителей транспорта, подносчиков ВМ, взрывников).

Более совершенным показателем является производительность одного работающего на проходке канав, т. е. отношение выполненного объема (в натуральном выражении) на среднесуточный состав рабочих, задолженных на канавных работах. Возможно применение еще одного показателя — производительности труда в стоимостном выражении

$$P_c = \frac{V \cdot C}{N_{\text{сп}}} \cdot K_{\text{п}},$$

где V — объем в натуральном выражении;

C — стоимость единицы объема (сметная);

$N_{\text{сп}}$ — списочный состав ($N_{\text{сп}} \approx 1,5N_{\text{яв}}$, где $N_{\text{яв}}$ — явочный состав);

$K_{\text{п}}$ — коэффициент, учитывающий район работ.

Сочетание стоимостного и натурального показателей производительности труда будет более полно характеризовать эффективность труда горнопроходческих бригад. Такая система учета труда на канавных работах может быть разработана специалистами.

Скорость проходки канав является одним из критериев общей организации. Часовую скорость проведения канав можно выразить уравнением

$$V_{\text{ч}} = L : T, \text{ м/ч},$$

где L — продвижение забоя канавы, м;

T — продолжительность цикла, ч.

Оптимальным является способ, при котором трудоемкость минимальна.

Стоимость и себестоимость. Различают сметную, плановую и фактическую стоимости канавных работ.

Колебания сметной стоимости значительны и составляют 1,3—8 р. на 1 м³ канавы (для способов проходки взрывом).

Плановая стоимость равна сметной за вычетом плановых накоплений (обычно 2,5% от себестоимости) и экономии от снижения цен на материалы и транспортные тарифы. Фактическая стоимость, определяемая по данным бухгалтерского учета, включает все производственные затраты на выполненный объем работ. Соотношение между фактической стоимостью и плановой характеризует эффективность канавных работ и их рентабельность; фактическая стоимость должна быть меньше плановой.

Структура фактической стоимости непостоянна и зависит от применяемого способа и технологии проведения канав, а также от организации работ.

По мере увеличения объема работ доля единовременных затрат на единицу объема работ снижается, чему способствует возможная концентрация объемов проходки и создание специализированных передвижных механизированных отрядов, а также уменьшение трудоемкости процесса проходки за счет большей механизации работ. Стоимость засыпки канав составляет примерно 1% от сметной стоимости проходки (данные Бом-Горхонской ГРЭ).

Более характерным показателем является себестоимость канавных работ, т. е. совокупность всех затрат в денежном выражении, включая затраты на средства производства и на оплату труда на единицу объема канав. Себестоимость канавных работ выражают в рублях на 1 м³ земляных работ или на 1 м канав.

Различают себестоимость плановую (плановая стоимость делится на плановый объем канав) и фактическую. Фактическая себестоимость является средством контроля за работой данной производственной единицы за месяц, квартал, год. Фактическая себестоимость может существенно отличаться от плановой, так как в нее включаются все производительные и непроизводительные затраты. Расчет себестоимости проводится по элементам затрат.

В структуре себестоимости канавных работ различают постоянные (зарплата управленческого и вспомогательного персонала, амортизационные отчисления) и переменные затраты (зарплата проходчиков, стоимость израсходованных ВВ и т. п.). В среднем по ДВГУ себестоимость проходки 1 м³ канав (1970 г.) составила: при взрывах на выброс 2,82 р. и при взрывах на рыхление 3,5 р. Себестоимость засыпки 1 м³ канав колеблется в пределах 0,15—0,3 р. Калькуляция себестоимости 1 м³ по Бом-Горхонской ГРЭ Читинского ГУ за 1970 г. приведена в табл. 30.

Таблица 30

Калькуляция себестоимости проходки канав, р.

Статьи затрат	Способ проведения канав			
	На выброс	Рыхление	Вручную	Пожог
Заработная плата	0,93	1,81	2,13	2,85
Материалы	0,73	0,42	—	4,77
Износ	0,03	0,03	0,03	—
Услуги транспорта	0,11			
Итого основных расходов	1,80	2,25	2,16	7,62
Накладные расходы	0,25	0,37	0,4	0,96
Всего расходов	2,05	2,71	2,5	8,58

Возможные пути снижения себестоимости канавных работ:
— уменьшение затрат рабочего времени и расхода ВВ на выемку единицы объема и протяженности канавы;
— повышение степени механизации всего цикла и рациональное использование оборудования.

Критерием оптимальности способа проходки канав, применяемой технологии и параметров должна служить минимизация стоимости единицы работ.

Заработная плата. Канавные работы отличаются высокой трудоемкостью и преобладанием заработной платы в структуре себестоимости (30—80%). Заработная плата рабочих дифференцируется с помощью тарифной системы и системы оплаты труда.

Распределение рабочих, занятых на открытых горных работах в Министерстве геологии СССР, по разрядам в 1965 г. следующее: II разряд 46%; III — 29%; IV — 20% [11]. Всего рабочих II—IV разрядов 95%; 3% составляют рабочие V разряда — взрывники. Примерно такие же соотношения характерны и для современных условий.

Часовые тарифные (действующие) ставки рабочих, занятых на канавных работах, составляют: I разряд 38,7 к.; II — 40,1 к.; III — 43 к.; IV — 49,2 к.; V — 57,2 к.; VI разряд 66,4 к.

При оплате труда рабочих учитывается районный коэффициент к заработной плате, изменяющийся в пределах 1,1—1,8.

Оплата труда рабочих, занятых на канавных работах, производится по одной из двух форм: повременной (для вспомогательных профессий) и сдельной (для проходчиков). Сдельный заработок начисляется в целом на звено или бригаду, а распределяется между проходчиками по фактически отработанному времени и пропорционально тарифным разрядам. Одной из разновидностей этой формы является сдельно-прогрессивная оплата.

Размер премий канавщикам устанавливается в пределах 10—15% от сдельного заработка с дополнительной оплатой за каждый процент перевыполнения планового объема. При этом должно осуществляться индивидуальное премирование рабочих с учетом вклада каждого. Применение сдельной оплаты стимулирует рост производительности труда и должно сочетаться со строгим контролем за качеством работ. Применительно к проведению канав под качеством работы понимаем:

— обязательную «добивку» канав до коренных пород (или проектной глубины);

— обеспечение возможности опробования канав и их документации;

— строгое соблюдение паспорта буровзрывных работ и технологических карт;

— создание выемки заданных поперечного сечения и протяженности, т. е. качественное оконтуривание выработки;

— соблюдение правил техники безопасности, отсутствие их нарушений и случаев травматизма;

— соблюдение нормативного расхода материалов, в первую очередь взрывчатых;

— подготовку пройденных и задокументированных канав к консервации — установка репера и т. д.

Наиболее целесообразно проводить оплату труда проходчиков, исходя из расценки 1 м полотна канавы. Расценок должен устанавливаться по типовым сечениям, с учетом способа и горно-геологических условий проходки.

Экономическое обоснование выбора способа и параметров взрывных работ. При проектировании канавных работ последовательно должны решаться следующие задачи: выбор наиболее рационального для данных условий способа проведения канав, технологии и параметров буровзрывного комплекса. Решение этих задач возможно лишь на основе технико-экономического сопоставления. Рациональными для данных условий будут тот способ и параметры, при которых стоимость единицы канавных работ будет минимальная. Лишь в случае необходимости резкого форсирования геологических работ на данном участке (месторождении) рациональным способом и параметрами взрыва считаются те, которые обеспечивают выполнение планового геологического задания в наиболее короткий срок, даже при некотором удорожании стоимости канавных работ.

При выборе рационального метода организации канавных работ исходят из заданных условий и определяют искомые параметры и показатели. К заданным условиям относят физико-механические свойства горных пород, глубину канав и протяженность по полотну. Далее выбирают способ проходки канав, организацию буровзрывных работ (способ бурения, заряжания, взрывания), норму расхода ВМ.

Искомыми величинами являются производительность на одного проходчика в смену и стоимость проведения 1 м канавы. Однако оба этих показателя, отнесенные лишь к одному метру выработки, не учитывают ее сечение, зависящее от конкретных условий производства работ. Для более полной оценки и возможности сопоставления представляется целесообразным ввести экономические показатели стоимости и производительности:

$$\mathcal{E}_c = \frac{C_{п}}{C} \quad \text{и} \quad \mathcal{E}_{п} = \frac{П_{п}}{П},$$

где $C_{п}$, C — стоимость проходки канав на 1 м полотна и 1 м³ земляных работ, р.;

$П_{п}$, $П$ — производительность на 1 проходчика в смену соответственно в м и м³.

Обработка данных ряда геологических организаций дает следующие усредненные значения этих коэффициентов: $\mathcal{E}_c \approx 3,3$ и $\mathcal{E}_{п} \approx 0,3$.

Основой выбора способа и параметров проведения канав является оценка экономической целесообразности, условие которой выражается неравенством

$$\Sigma C_o > \Sigma C_n,$$

где ΣC_o и ΣC_n — сумма всех затрат на единицу объема проходки (1 м или 1 м³) соответственно по эталонному способу и внедряемому.

Поэлементные затраты подставляются в неравенство и при сопоставлении значений C определяется более экономичный способ проходки.

Общая экономия при переходе на новый способ, отнесенная к 1 м полотна канавы, тогда определится как

$$\Delta C = \Sigma C_o - \Sigma C_n.$$

Буровзрывной комплекс является определяющим звеном в технологическом процессе проходки геологоразведочных канав. Поэтому в результате технико-экономических сопоставлений должны быть установлены рациональные параметры буровзрывных работ, обеспечивающие следующие условия:

- наименьший удельный расход ВВ на 1 м³ взорванной породы и 1 м полотна канавы;
- наименьшие затраты шпурометров на 1 м канавы;
- получение заданного сечения выработки в проходке;
- минимальные затраты времени на взрывание и бурение.

При проходке канав взрывом на выброс начальные параметры взрыва должны обеспечивать

$$C_1 + C_2 + C_3 \rightarrow C_{min},$$

где C_1 — стоимость бурения и простреливания шпуров для проходки 1 м канавы, р.;

C_2 — стоимость заряжания и взрывания основных зарядов для проходки 1 м канавы, р.;

C_3 — стоимость уборки породы с 1 м канавы, р.

Модель стоимости проходки 1 м³ канав * может быть выражена как

$$S = [(Ct + 0,75b) \cdot V + (C't' + 0,25b) \cdot V'] \cdot d,$$

где C — сумма основных расходов на 1 бригадо-смену проходки канав на выброс без стоимости взрывчатых материалов, р.;

* Модель составлена Г. А. Титовой и автором книги.

C' — то же, при проходке канав на рыхление, р.;
 t — затраты времени в бригадо-сменах на проходку 1 м³ канав взрывом на выброс, ч;
 t' — то же, на рыхление, ч;
 b — стоимость ВМ, расходуемых на проходку 1 м³ канав, р.;
 V — объем канавы, пройденной взрывом на выброс, м³;
 V' — то же, но при рыхлении, м³;
 d — коэффициент, учитывающий накладные расходы;

C и C' принимаются по нормативам СУСНа, скорректированным на конкретные условия работ. Соотношение между V и V' характеризует уровень выброса породы энергией взрыва.

Стоимость бригадо-смены принимается по СУСНу с сохранением нормативов на бурение и прочие постоянные расходы, за исключением норматива по расходу ВМ. Стоимость взрывчатых материалов является определяющим фактором при установлении стоимости канавных работ. Показатель b в рассматриваемой формуле зависит от района проведения работ и способа взрывания. Так, для огневого взрывания имеем:

$$b = S_{\text{вв}} Q + S_{\text{кд}} N_{\text{кд}},$$

где $S_{\text{вв}}$, $S_{\text{кд}}$ — стоимость единицы ВМ.

Расходы на ВВ определяются с учетом действующего положения $Q_{\text{выбр}} = 3Q_{\text{рыхл}}$, что и обуславливает коэффициенты 0,75 и 0,25 показателя b , так как в стоимости ВМ основное значение имеет стоимость ВВ.

На основании данных СУСНа принимаем затраты времени на проходку 1 м³ канав: при взрывании на выброс 0,08 бригадо-смены; при взрывах на рыхление 0,17 бригадо-смены. При этом вводится допущение, что расстояние между зарядами ВВ не меняется. Вариант, соответствующий минимальной стоимости, принимается за оптимальный.

Для более правильного учета и планирования расчетные данные, определяемые по рассматриваемой формуле, пересчитываются на 1 м полотна канавы (с учетом проектного сечения). Пользуясь этой формулой, можно рассчитать стоимость 1 м³ канав для различных условий их проведения. Факторы, влияющие на стоимость проходки канав, сгруппированы по двум признакам. В первую группу входят факторы, зависящие от района производства работ. Они влияют на стоимость через параметр C . Вторая группа представлена факторами, зависящими от технологии проведения работ и влияющими на стоимость через параметр b . Такая группировка позволяет определить оптимальный вариант при сопоставлении различных параметров взрывных работ.

Приведем пример расчета стоимости проходки 1 м³ канавы для условия участков Читинского района на основании следую-

ших данных (коэффициент заработной платы 1,2): $d=1,45$, $C=9,48$ р., $C'=7,52$ р., $b=0,52$ р. при выбросе в 70% $V=0,7$ и $V'=0,3$. Тогда $S=[(9,48 \cdot 0,08 + 0,75 \cdot 0,52) \cdot 0,7 + (7,52 \cdot 0,17 + 0,25 \cdot 0,52) \cdot 0,3] \cdot 1,45 = 1,88$ р./м³.

При проектном сечении канавы 4 м² имеем расчетную стоимость проходки 1 м канавы $S'_n = 7,52$ р. Далее определяем S и S'_n для различных соотношений между объемами V и V' . Для производства работ выбирается вариант, обеспечивающий S_{min} .

Дальнейшее повышение экономической эффективности канавных работ должно идти по пути достижения наибольших результатов (увеличения объемов проходки) при наименьших затратах.

При определении экономической эффективности следует различать абсолютную эффективность (для данного способа) и сравнительную (сопоставление различных способов).

Экономический эффект может быть обеспечен за счет применения более рациональной техники и технологии, что позволит снизить затраты труда, уменьшить себестоимость работ, сократить расход материалов. Так, при проходке канав взрывом на выброс доля материальных затрат ВВ достигает 60%. Следовательно, только снижение удельного расхода ВВ с 1,2 до 1 кг/м³ обеспечит уменьшение стоимости канавных работ примерно на 10%

$$C_o = \left(1 - \frac{1,0}{1,2} \cdot 1\right) 60.$$

В общем виде экономия от снижения себестоимости проходки определится формулой

$$\mathcal{E} = (C_n - C_o) V_n,$$

где C_o и C_n — себестоимость канавных работ при старой и новой технике или технологии;

V_n — объем работ, выполненный с применением новой техники или технологии.

Оценка эффективности применяемого способа и технологии проходки канав взрывом должна производиться с учетом следующих технико-экономических показателей:

Расход подготовительных выработок (шпуров, скважин)	м/м ³ , м/м
Затраты рабочего времени	бригадо-смены
Стоимость этих работ	р.

Расход ВМ:

ВВ	кг/м ³ , кг/м
СВ	шт/м ³ , шт/м,
	м/м ³ , м/м
Протяженность и глубина выработки	м
Сечение и объем выработки	м ² , м ³
Объем уборки породы вручную	м ³ /м ³ , м ³ /м
Затраты рабочего времени	бригадо-смены
Стоимость этих работ	р.
Удельный расход ВВ	кг/м ³ , кг/м
Число проходчиков	чел.
Производительность средняя на 1 рабочего	м ³ /чел.-смену, м/чел.-смену
Стоимость взрыва — всего (в том числе заработ- ная плата, ВМ, прочие материалы)	р.
Число циклов	цикл в смену, цикл в сутки
Продолжительность цикла	мин
Проходка за цикл	м
» за сутки	м
» за месяц	м
Производительность за месяц	м

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В работе рассмотрены основные вопросы проведения канав энергией взрыва. Решения ряда теоретических задач доведены до получения инженерных формул, приемлемость которых апробирована в производственных условиях. Однако не следует переоценивать преимущества способа взрыва на выброс, использование которого рационально лишь при определенных условиях. В той мере, в какой это удалось автору, показана сложность, но вместе с тем и возможность решения проблемы механизации канавных работ, в частности, за счет экскавации грунта энергией взрыва. По нашему мнению, основными направлениями научно-технического прогресса на канавных работах являются:

1. Комплексная механизация и автоматизация всех операций проходческого цикла; создание машин и комбайнов для безлюдной выемки грунта из проектных контуров канав.

2. Применение новых видов техники и энергии для разрушения и выемки горных пород. В частности, в настоящее время под руководством автора проводятся исследования по применению электрогидравлического способа разрушения мерзлых грунтов при проходке канав [42].

3. Механизация процесса опробования и документирования.

4. Разработка и внедрение научных форм организации труда. Задачами на ближайший период являются:

1. Разработка и внедрение средств механизации проходки канав.

2. Совершенствование технологии проходки канав с использованием энергии взрыва. Сочетание этого способа с механизацией наиболее трудоемких процессов проходческого цикла (образование зарядной камеры, уборка разрушенной взрывом породы).

3. Разработка и внедрение научных форм организации труда.

4. Разработка и внедрение новых методов разрушения горных пород.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Атчисон Т. К. Основы взрывного дробления. — В кн.: Открытые горные работы. М., «Недра», 1971.
2. Баранов Е. Г. Короткозамедленное взрывание. Фрунзе, Илим, 1971, 148 с.
3. Барон Л. И., Ключников А. В. Контурное взрывание при проходке выработок. М., «Недра», 1967, 204 с.
4. Бахчисарайцев А. Н., Синягин Г. П. Экономика, организация и планирование геологоразведочных работ. М., «Недра», 1971, 439 с.
5. Бочаров В. В., Фокин В. И. Планирование и финансирование геологоразведочных работ. Л., «Недра», 1972, 119 с.
6. Вагин И. В., Смоляницкий А. А., Тихонов Н. В. Видимая глубина геологоразведочных канав, проходимых взрывом на выброс. ОНТИ ВИЭМС, 1969, № 71, 14 с.
7. Власов О. Е., Смирнов С. А. Основы расчета дробления горных пород взрывом. М., АН СССР, 1962, 104 с.
8. Вовк А. А., Черный Г. И., Смирнов А. Г. Основы динамики грунтов и ее практические приложения. Киев, «Наукова думка», 1968, 203 с.
9. Войтковский К. Ф. Фундаменты сооружений на мерзлых грунтах. М., «Наука», 1968, 199 с.
10. Гаек Ю. В., Друкованный М. Ф. Коэффициент сближения зарядов. — В кн.: Взрывное дело, вып. 48/5. М., «Недра», 1962, с. 113—122.
11. Гордиенко В. Г. Особенности взрыва на выброс при дорожном строительстве на склонах. — В кн.: Физика и механизм разрушения горных пород взрывом. Фрунзе, «Илим», 1970, с.
12. Давыдов С. А., Кузнецов В. А. Взрывание на выброс траншейными зарядами ВВ. — В кн.: Взрывное дело, вып. 69/26. М., «Недра», 1969, с. 90—97.
13. Данчев П. С. Исследование движения грунта при взрывах на выброс. — В кн.: Исследование процессов бурения и взрывания. М., Углетехиздат, 1966, с. 160—171.
14. Демидюк Г. П., Адрианов Н. Ф., Коган В. Л. Способы и средства управления объемной концентрацией энергии взрыва. — В кн.: Физико-технические горные проблемы. М., «Наука», 1971, с. 133—141.
15. Демидюк Г. П. Регулируемые по энергии ВВ и перспективы их

применения. Докл. VI научно-технического совещания по совершенствованию БВР в народном хозяйстве. М., НТГО, 1969, 19 с.

16. Джонсон Дж. Возможность исследований процессов взрывания на моделях. — В кн.: Механика горных пород. М., «Недра», 1966, с. 143—149.

17. Докучаев М. М., Васильев Г. А., Доронищева Л. А. Справочник по буровзрывным работам на строительстве. М., Госстройиздат, 1962, 392 с.

18. Докучаев М. М., Родионов В. Н., Ромашов А. Н. Взрыв на выброс. М., Изд-во АН СССР, 1963, 108 с.

19. Дроговейко И. З. К вопросу о дроблении мерзлых грунтов взрывом в условиях сезонного промерзания. Тр. Красноярского ин-та цветных металлов им. М. И. Калинина, Красноярск, 1969, вып. 3.

20. Дубнов Л. В., Колесниченко И. Т. Расчетный метод определения эффективности промышленных ВВ на основе экономического критерия. — «Физико-технические проблемы разработки месторождений полезных ископаемых». Новосибирск, 1970, № 3, с. 58—63.

21. Дружков В. Г., Вагин И. В., Лузанов С. М. Передовой опыт проведения горноразведочных выработок. М., Обзор ОНТИ ВИЭМС, № 19, 1967, с. 86.

22. Друкованный М. Ф., Комир В. М. Об эффективности взрывания в сухих грунтах. ФТПРПИ, 1970, № 1, с. 129—131.

23. Егупов А. А. Некоторые особенности действия взрыва в мерзлых грунтах. — В кн.: Взрывное дело, № 65/22, М., «Недра», 1968, с. 247—251.

24. Единые правила безопасности при взрывных работах. М., «Недра», 1968, 319 с.

25. Иванцов О. М., Кортунов В. А. Использование энергии взрыва для сооружения магистральных трубопроводов. Докл. II Международ. газового конгресса. М., 1970, 19 с.

26. Казаков А. Т. Методика и техника взрывных работ при сейсморазведке. М., «Недра», 1968, 328 с.

27. Красников Н. Д. Динамические свойства грунтов и методы их определения. М., Стройиздат, 1970, 239 с.

28. Кутузов Б. Н., Рубцов В. К. Физика взрывного разрушения горных пород. 1972, 426 с. (МГИ).

29. Куличихин Н. И., Бондаренко В. С. Классификация горных пород для технического нормирования горноразведочных работ. М., «Недра», 1970, 142 с.

30. Кучерявый Ф. И., Друкованный М. Ф., Гаек Ю. В. Короткозамедленное взрывание на карьерах. М., Госгортехиздат, 1962, 227 с.

31. Кузнецов В. А. Исследование линейно-распределенных зарядов выброса применительно к практике открытых горных работ. Автореф. дисс., 1970, 15 с. (МГИ).

32. Кузьмина Н. В., Ромашов А. Н. Сейсмический эффект взрывов на выброс в нескальных связных грунтах. Труды ИФЗ АН СССР, 1962, № 21, с. 3—72.

33. Кушнарев Д. М. Новая технология буровзрывных работ в мелиоративном и водохозяйственном строительстве. М., 1971, 76 с. (ЦЛМГИ Сев.НИИГиМ).

34. Лангефорс У., Кильстрем Б. Современная техника взрывной отбойки горных пород. М., «Недра», 1968, 284 с.
35. Лелехин А. Н., Смоляницкий А. А., Собин О. А. Опыт проходки канав в Бом-Горхонской партии с применением игданита. М., ОНТИ ВИЭМС, 1972, 9 с.
36. Ломтадзе В. Д. Методы лабораторных исследований физико-механических свойств горных пород. Л., «Недра», 1972, 312 с.
37. Максимов А. А. и др. Краткий курс геологоразведочного дела. М., Изд-во МГУ, 1971, 205 с.
38. Мельников Н. В., Марченко Л. Н., Сеинов Н. П. Эффективные методы взрывов на выброс. М., 1971, 42 с. (ИГД им. Скопинского).
39. Мельников Н. В., Марченко Л. Н., Сеинов Н. П. Эффективные методы управления процесса взрывного дробления и выброса. ФТПРПИ, 1971, № 1, с. 37—45.
40. Механический эффект подземного взрыва. Под ред. акад. М. А. Садовского. М., «Недра», 1972, 224 с.
41. Мосинец В. И. Деформация горных пород взрывом. Фрунзе, «Илим», 1971, 188 с.
42. Несветайлов Г. А., Смоляницкий А. А. Электровзрыв и его применение при геологоразведочных работах. М., ОНТИ ВИЭМС, 1972, 34 с.
43. Покровский Г. И. Пути повышения коэффициента полезного использования энергии ВВ при взрывах на выброс. — «Горный журнал», 1952, № 11, с. 21—24.
44. Покровский Г. И. Взрыв. М., «Недра», 1973, 181 с.
45. Попов И. И., Бонас О. Ф. Применение буровзрывных работ при проходке разведочных канав в рыхлых породах. М., «Недра», 1965, 55 с.
46. Положение о проектировании буровзрывных работ. М., 1962, 30 с. (Минстрой РСФСР, ЦБТИ, Союзвзрывпром).
47. Проходка канав взрывом на выброс — методическое руководство, 1966, 25 с. (СЗГУ).
48. Рахматуллин Х. А., Сагомоян А. Я., Алексеев Н. А. Вопросы динамики грунтов. М., Изд-во МГУ, 1964, 239 с.
49. Родионов В. И. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде. М., 1962, 30 с. (ИГД АН СССР).
50. Ромашов А. Н., Евменов В. Ф., Поддубный В. А. Работа продуктов детонации при взрывах на выброс. — В кн.: Использование взрыва в народном хозяйстве, ч. III. Киев, «Наукова думка», 1970, с. 3—13.
51. Росси Б. Д., Поздняков З. Г. Промышленные взрывчатые вещества и средства взрывания (Справочник). М., «Недра», 1971, 176 с.
52. Сэдвин А. Д., Кеннеди Дж. Параметры ВВ, определяющие его взрывные свойства. — В кн.: Механика горных пород. М., «Недра», 1966, с. 180—184.
53. Смоляницкий А. А. Расчет параметров взрывных работ при проходке геологоразведочных канав взрывом на выброс. М., ОНТИ ВИЭМС, 1970, 38 с.
54. Смоляницкий А. А., Темес М. А. Механизированная проходка геологоразведочных канав и траншей. М., ОНТИ ВИЭМС, 1971, 40 с.
55. Смоляницкий А. А., Собин О. А. Механизация канавных работ

в мерзлых грунтах и на косогорах. Сб. рефератов НИР, 1972, № 5—6.

56. Смоляницкий А. А. Проведение канав взрывом на выброс с применением шнуровых зарядов. М., ОНТИ ВИЭМС, 1972, № 20, с. 29—40.

57. Смоляницкий А. А. Прибор для простреливания шпуров. — «Безопасность труда в промышленности», 1972, № 12, с. 52—53.

58. Суханов А. Ф., Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород. М., «Недра», 1967, с. 340.

59. Терметчиков М. К. Проходка канав методом взрывания на выброс. Фрунзе, «Илим», 1971, с. 97.

60. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. ВСН-281-71. М., «Недра», 1972, 240 с.

61. Тихонов Н. В. Основные направления технического прогресса механизации горноразведочных работ. — «Известия вузов, Геология и разведка», 1967, № 10, с. 138—142.

62. Хорев В. А. Взрывчатые вещества для проведения геологоразведочных выработок в подземных условиях и на поверхности. М., ОНТИ ВИЭМС, 1970, вып. 61, 34 с.

63. Шустов Н. В. и др. К вопросу об использовании взрывогидравлического удара в горном деле. — «Изв. вузов, Горный журнал», 1965, № 6, с. 73—76.

64. Черниговский А. А. Метод плоских систем зарядов в горном деле и строительстве. М., «Недра», 1971, 244 с.

65. Яковлев Ю. С. Гидродинамика взрыва. М., Судпромгиз, 1961, 313 с.

66. Suiyoku aishi. Mining and Metallurg Alumni Assoc. 1966, 16, N 3, p. 127—130.

СО Д Е Р Ж А Н И Е

	Стр.
Предисловие	3
1. Общие вопросы проведения канавных работ	5
2. Грунт и его физические свойства	11
3. Проходка канав с применением энергии ВВ	21
Общая характеристика и особенности	—
Взрывчатые материалы	27
Технические средства	33
4. Основы теории действия зарядов ВВ в среде	40
Основы теории взрыва	—
Деформация грунта при взрыве	45
5. Проведение канав взрывом рыхления	48
Применение способа и некоторые закономерности действия взрывов рыхления в грунтах	—
Технология проведения канав	51
6. Проходка канав взрывом на выброс	61
Общие сведения о взрывах на выброс	—
Основные параметры взрыва и выемки выброса	67
Взаимосвязь параметров и показателей, характеризующих взрыв и выемку (экспериментальные данные).	74
Проектирование проходки канав взрывом на выброс (расчет)	95
7. Проходка канав в сложных горно-геологических условиях и некото- рые эффективные способы проведения канав	105
Проходка канав в сложных горно-геологических условиях	—
Некоторые эффективные способы производства взрывных работ	110
8. Вопросы общей организации проведения канав. Экономика канав- ных работ	121
Заключение	138
Список литературы	139

АЛЕКСАНДР АБРАМОВИЧ СМОЛЯНИЦКИЙ
ПРОХОДКА ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ КАНАВ
ВЗРЫВОМ

Редактор издательства **В. В. Кузовкин**
Технический редактор **Л. В. Дунаева**

Сдано в набор 31/VII 1974 г.
Подписано в печать 10/X 1974 г.
Т-16575 Формат 60×90¹/₁₆. Бумага № 2.
Печ. л. 9,0 Уч.-изд. л. 9,07 Тираж 3000 экз.
Заказ № 1237/4722-14 Цена 45 коп.

Издательство «Недра» 103633, Москва К-12,
Третьяковский проезд 1/19
Московская типография № 32 «Союзполиграф-
прома» при Государственном комитете
Совета Министров СССР по делам издательств,
полиграфии и книжной торговли. Москва, К-51,
Цветной бульвар, д. 26.

45 коп.

Д4

44841

а

НЕДРА . 1974