

Министерство образования Республики Беларусь
БЕЛОРУССКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра "Горные работы"

В.И. Стасевич
С.Г. Оника

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ

для курсовой работы "Проект массового взрыва"
по дисциплине "Разрушение горных пород взрывом"



Минск 2006

УДК 622.235.43(075.8)
С 77

Рецензенты:
Г,А.Таяновский, П.В.Цыбуленко

Стасевич, В.И.

Учебно-методическое пособие к курсовой работе "Проект массового взрыва" по дисциплине "Разрушение горных пород взрывом" / В.И.Стасевич, С.Г. Оника .- Мн.: БНТУ, 2006.- 59 с.

ISBN 985-479-417-2

В данном пособии изложены основные принципы проектирования массовых взрывов при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

В пособии приведены методики расчета параметров скважинных, шпуровых, котловых зарядов рыхления; накладных и шпуровых зарядов при дроблении негабарита; правила выбора взрывчатых веществ (ВВ) и средств инициирования (СИ) зарядов, способов взрывания, схем инициирования и расчет наиболее распространенных схем электровзрывных цепей; определение безопасных расстояний по различным поражающим факторам и границы опасной зоны.

Пособие предназначено для студентов дневной и заочной форм обучения специальностей 1-36 10 01 «Горные машины и оборудование» и 1-51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых»

ISBN 985-479-417-2

©Стасевич В.И.,
Оника С.Г.
©БНТУ, 2006

ВВЕДЕНИЕ

Курсовая работа "Проект массового взрыва" выполняется студентами в 4 семестре при изучении дисциплины "Разрушение горных пород взрывом". Задачей курсовой работы является расчет параметров проектируемого массового взрыва и составление проекта в соответствии с действующими нормативными документами, а также закрепление знаний, полученных при изучении дисциплины и Единых правил безопасности при взрывных работах (ЕПБ при ВР).

1. СОДЕРЖАНИЕ КУРСОВОЙ РАБОТЫ

В курсовой работе подлежат рассмотрению следующие основные вопросы:

1. Выбор метода ведения взрывных работ и расположения зарядов в зависимости от конкретных условий (по заданию).
2. Выбор взрывчатого вещества, средств инициирования и способа взрывания зарядов.
3. Расчет скважинных (шпуровых, котловых, накладных и др.) зарядов рыхления (выброса).
4. Расчет типовой серии одновременно взрывааемых зарядов и электрической сети.
5. Расчет безопасных расстояний по поражающим факторам взрыва и определение границы опасной зоны.
6. Требование ЕПБ при ВР для выполнения взрывных работ при выбранном методе взрывных работ и способе инициирования зарядов ВВ.

Курсовая работа состоит из расчетно-пояснительной записки, в которой приводится краткая характеристика дробимой горной породы или проектируемой выработки и необходимые расчеты, поясняемые рисунками, схемами, таблицами, характеристиками выбранных ВВ и СИ. В конце пояснительной записки приводится схема с указанием необходимых параметров проектируемого массового взрыва, сводная ведомость показателей проекта и список использованных литературных источников.

2. ВЫБОР МЕТОДА ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ И СХЕМЫ РАСПОЛОЖЕНИЯ ЗАРЯДОВ ВВ

Метод ведения взрывных работ определяется выработкой (системой выработок), сооруженной для размещения в ней расчетного заряда ВВ и производства взрыва.

На карьерах при добыче горных пород в настоящее время применяются следующие методы ведения взрывных работ:

1. Метод скважинных зарядов - основной метод дробления горных пород. Применяется на карьерах практически любой производственной мощности при дроблении пород различной крепости, трещиноватости и обводненности (рис. 1).

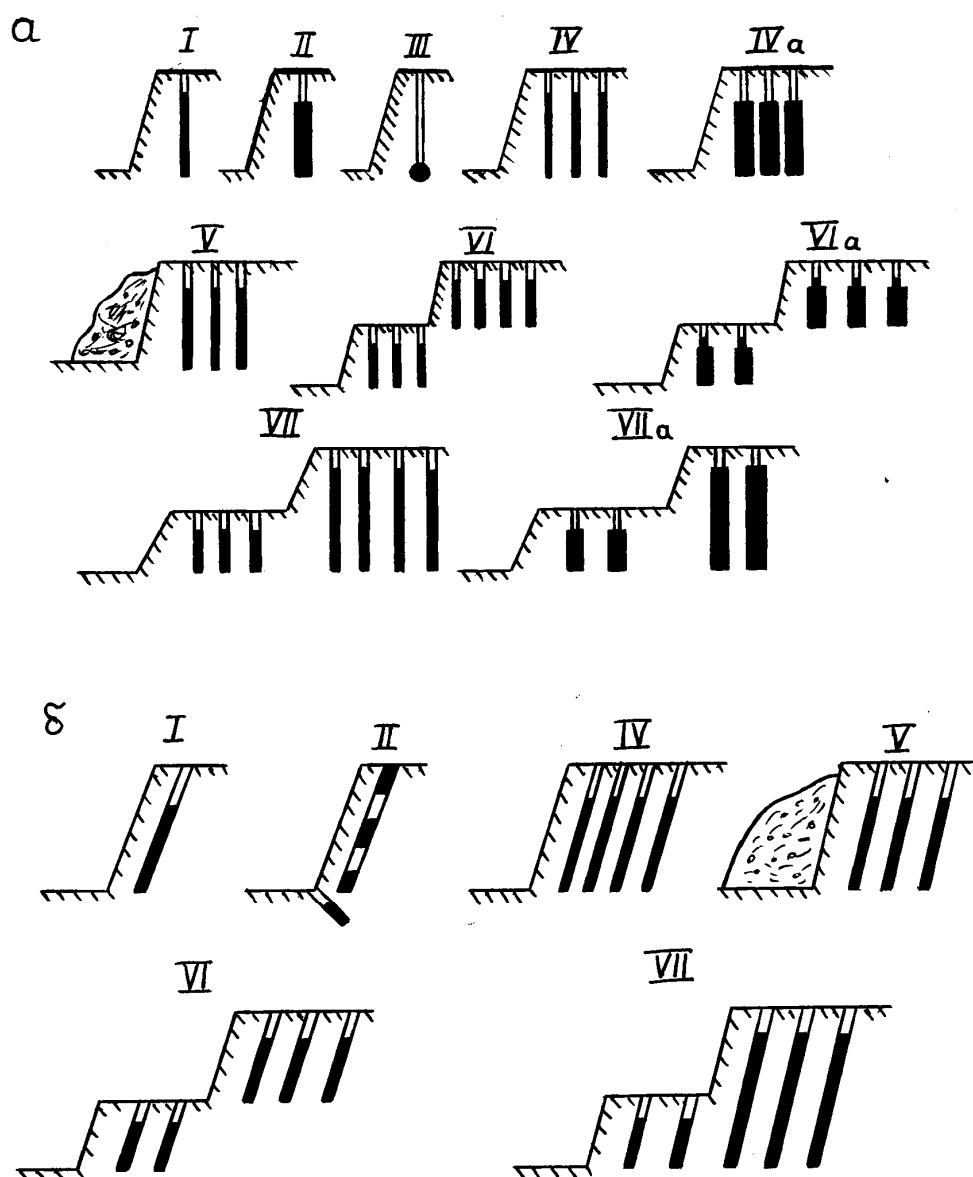


Рис.1. Схемы расположения скважин:
а - вертикальные; б - наклонные

2. Метод шпуровых зарядов используется при дроблении: пластов малой мощности; при высокой ценности руд, когда необходимы минимальные потери полезного ископаемого за счет разубоживания и если необходимая степень дробления не достигается скважинными зарядами; дроблении негабарита; рыхлении мерзлых грунтов.

3. Метод котловых зарядов - применяется в случае, если объем скважины не обеспечивает размещения расчетного заряда ВВ в условиях пологих откосов уступов, водной пригрузки и др.

4. Метод камерных зарядов - применяется в основном для взрывания на выброс и сброс породы при строительстве каналов, плотин, вскрытии месторождений полезных ископаемых.

5. Метод накладных зарядов используется в основном для дробления негабарита, удаления «kozyрьков» уступов в случае нецелесообразности или невозможности использования метода шпуровых зарядов.

Методом скважинных зарядов на карьерах дробится до 90% горной массы. На уступе скважины можно расположить в один ряд (однорядное взрывание) два и более рядов (многорядное взрывание), вертикально или под углом к горизонту (наклонные скважины). Некоторые возможные схемы расположения скважин приведены на рис.1.

3. ВЫБОР ВВ, СПОСОБА ВЗРЫВАНИЯ И СИ ЗАРЯДОВ ВВ

Для возбуждения детонации зарядов ВВ используется взрыв небольшого количества ВВ, размещенного в капсуле-детонаторе (КД), электродетонаторе (ЭД) или через мощный промежуточный детонатор (ПД) при использовании низкочувствительных гранулированных и водонаполненных (водосодержащих) промышленных ВВ. В зависимости от способа возбуждения взрыва инициирующего ВВ различают огневое, электроогневое, электрическое, бескапсюльное (с помощью ДШ) взрывание.

Одним из основных способов взрывания является электрический, достоинствами которого являются :

1. Относительная безопасность выполнения работ.
2. Возможность проверки ЭД перед выдачей взрывникам и смонтированной электрической цепи перед взрывом, а так же теоретический расчет электровзрывной цепи.
3. Возможность практически любой последовательности инициирования зарядов.

Однако существует ряд недостатков, которые имеют существенное значение при использовании данного способа:

1. Сложность расчета, монтажа и проверки электровзрывной цепи при соединении большого числа ЭД.
2. Большая зависимость и опасность преждевременного взрыва от блуждающих токов, зарядов статического электричества, а также в случае приближения грозы.

Большинства вышеперечисленных недостатков лишен способ взрывания зарядов с помощью ДШ, характеризуемый минимальной опасностью при монтаже сети, зарядании, изготовлении боевиков, ликвидации отказавших зарядов. Недостатком данного способа является невозможность контроля состояния взрывной сети (для увеличения надежности производится дублирование ДШ) и относительно высокая стоимость ДШ.

Огневой способ взрывания используется в случае невозможности использования других способов, при инициировании одиночных зарядов или зарядов не требующих соединения в одну цепь. Способ прост и доступен для выполнения. Недостатками способа являются:

1. Повышенная опасность (в момент поджигания огнепроводного шнура (ОШ) взрывник находится возле заряда) инициирования.
2. Невозможность получения расчетных интервалов инициирования зарядов.

3.1. Электрический способ взрывания

При электрическом способе взрывания выбирают электродетонаторы, электрические (магистральные, участковые, соединительные) провода, источник тока, производят расчет электровзрывной сети.

На карьерах используются водостойкие ЭД мгновенного действия ЭД-8-Э и ЭД-8-Ж, короткозамедленного ЭДКЗ и замедленного действия ЭДЗД, термостойкие ТЭД (при температуре среды выше 40°C), защищенные от зарядов статического электричества (до 10 кВ) и блуждающих токов (до 1 А), ЭД-1-8Т (мгновенного действия) и ЭД-1-3Т (с замедлением). Электрические параметры ЭД приведены в табл. 1, интервалы замедления в табл. 2.

Провода, используемые для взрывных работ могут быть одно- и двухжильными; многопроволочными и однопроволочными; медными; алюминиевыми или стальными; в резиновой или полихлорвиниловой изоляции (табл. 3).

Электрические параметры электродетонаторов

Показатели	Типы ЭД			
	ЭД-8Э ЭД-3Д	ЭД-8Ж ЭД-КЗ	ЭД-3Н	ЭД-1-8-Т ЭД-1-3-Т
Сопротивление, Ом	2,0-4,2	1,8-3,0	2,0-4,2	0,5-0,9
Импульс воспламенения, А ² ·мс	0,6-2,0	0,6-2,0	0,6-2,0	40-80
Безопасный ток, А	0,18	0,18	0,18	0,92

Характеристика ЭД короткозамедленного
и замедленного действия

ЭД (ТУ, ГОСТ)	Замедление	
	число серий	интервал, мс
Непредохранительные		
ЭД-1-3-Т ТУ-84-638-83	1-10	20-200 (через 20 мс)
	11-14	225-300 (через 25 мс)
	15-18	350-500 (через 50 мс)
	19-23	600-1000 (через 100 мс)
	24	1,5 с
	25-29	2,0-10 (через 2,0 с)
ЭД-КЗ, ТУ 84-317-83	1-6	25; 50; 75; 100; 150; 250
ЭД-3Д, ТУ 84-317-83	1-9	0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2,0; 4,0; 6,0; 8,0; 10 с
ЭД-3-Н, ТУ 84-884-80	1-10	20-200 (через 20 мс)
	11-14	225-300 (через 25 мс)
	15-18	350-500 (через 50 мс)
	19-23	600-1000 (через 100 мс)
Предохранительные		
ЭД-КЗ-П, ГОСТ 21806-76	1-5	25; 50; 75; 100; 125
ЭД-КЗ-ПМ, ГОСТ 21806-76	1-7	15; 30; 45; 60; 80; 100; 120

Характеристика проводов для электровзрывных цепей

Марка провода	Изоляция	Число жил	Число проволок в жиле	Сечение жилы, мм ²	Сопротивление 1 км провода при +20°С, Ом	Масса 1 км провода, кг
ЭР	Резинов.	1	1	0,2	100	6,6
ЭВ	Полихлорвинил.	1	1	0,2	100	6,5
ВМВ	"-	1	1	0,75	25	10,6
СП-1	Резиновая в х/б оплетке	1	7	0,75	25	30
СП-2	Резиновая	2	7	0,75	25	60

При выборе проводов для монтажа электровзрывной цепи необходимо учитывать их сопротивление и прочность. Для магистральных проводов сечение жилы должно быть не менее 0,75 мм².

Электровзрывная цепь должна быть двухпроводной. Запрещается использовать в качестве второго провода металлические трубы, арматуру и т.п.

В качестве источника тока при электрическом инициировании зарядов ВВ на карьерах в основном используются конденсаторные взрывные машинки ВМК-500, КПМ-1А и КПМ-3 (табл. 4) и конденсаторные взрывные приборы КВП-1/100М и ПИВ-100М (табл. 5).

Характеристики конденсаторных взрывных машинок

Характеристики	КПМ-1А	КПМ-3	ВМК-500
Число взрываемых ЭД нормальной чувствительности при последовательном соединении, штук.	100	200	800
Общее допустимое сопротивление взрывной сети, Ом.	300	600	2100
Емкость конденсатора взрывной машинки, мкФ.	2	4	33
Напряжение на конденсаторе, В.	1500	1600	3000
Масса прибора, кг.	1,7	1,6	6,5

Характеристики конденсаторных взрывных приборов

Характеристики	КВП-1/100М	ПИВ-100М
Число взрываемых ЭД нормальной чувствительности при последовательном соединении, штук.	100	100
Общее допустимое сопротивление взрывной сети, Ом.	320	320
Емкость конденсатора взрывного прибора, мкФ.	10	10
Напряжение на конденсаторе, В.	650-660	610-670
Масса прибора, кг.	2,5	2,7

3.2. Взрывание с помощью детонирующего шнура

При использовании данного способа взрывания необходимо выбрать марку ДШ, промежуточный детонатор, пиротехническое реле (при короткозамедленном взрывании) и средства инициирования ДШ.

Выпускается несколько типов ДШ, предназначенных для использования в различных условиях (влажность, температура, давление). Характеристики ДШ приведены в табл. 6.

При короткозамедленном взрывании скважинных зарядов для создания необходимого интервала замедления между зарядами, группами зарядов или рядами скважин применяют пиротехнические реле КЗДШ-69 с интервалами замедления 10,20,35,50,75,100 мс, РП-8 с интервалами замедления 25,35,50 мс, РП-92-О с интервалами замедления 10,20,35,50 мс.

Характеристики детонирующих шнуров

N п/п	Характеристика	Марка шнура				
		ДША	ДШВ	ДШЭ-6	ДШЭ-9	ДШЭ-12
1.	Материал оболочки	пряжа	ПВХ	ПЭ	ПЭ	ПЭ
2.	Масса ВВ, г/м	12-13	13,5-14,5	5-6,5	8,5-9,5	11,5-13
3.	ВВ сердцевины	ТЭН	ТЭН	ТЭН	ТЭН	ТЭН
4.	Скорость детонации, км/с	6,5	6,5	6,2	6,2	6,2
5.	Водостойкость, суток	12	24	30	30	30
6.	Длина бухты ДШ, м	50	50	50	50	50

При выборе следует учитывать, что пиротехническое реле КЗДШ-69 передает детонацию только в одном направлении (указано на корпусе стрелкой), что требует повышенного внимания при монтаже.

В связи с тем, что на карьерах в настоящее время используются ВВ, не чувствительные к взрыву ДШ, то для их надежного инициирования необходимо применять промежуточные детонаторы в виде патронов-боевиков из связки патронированных ВВ (аммонит N6 ЖВ, скальный аммонит и др.) или прессованных (литых) шашек различной формы из мощных ВВ. Рекомендуемые промежуточные детонаторы приведены в табл. 7.

Рекомендуемые промежуточные детонаторы для гранулированных и водосодержащих ВВ

ВВ	Промежуточный детонатор	Число шашек, или масса	Число нитей ДШ для инициирования боевика, шт, min
Граммониты 82/18, 30/70, 50/50, 79/21	Шашка-детонатор Т-400Г, ТГ-500	2	4
	Патроны аммонита, детонита	600-800 г	2

Гранулиты М, АС-4, АС-4В, АС-8, АС-8В, игданит	Шашка-детонатор Т-400Г, ТГ-500	2	4
	Патроны детонита, аммонита скального N1	800	2
Гранулотол, алюмотол. Водонаполненные: ак- ватолы, ифзаниты, карбатолы	Шашка-детонатор Т-400Г, ТГ-500	2-3	4
	Патроны детонита, аммони- та скального N1	1000 г	2

3.3. Огневой способ взрывания

При применении данного способа используют капсули-детонаторы КД-8С, КД-8А, огнепроводный шнур ОША, ОШДА, ОШП (табл. 8).

Таблица 8

Характеристика огнепроводных шнуров

Марка	Материал на- ружного по- крытия	Пределы измене- ния температу- ры, °С	Водоустой- чивость, ч	Условия применения	Длина бухты, м
ОША	Водоизоли- рующая опуд- ренная мастика	-25 ÷ +45	1 - 1,5	влажные и сухие породы	10
ОШДА	Водоизоли- рующая опуд- ренная мастика	-25 ÷ +45	4-5	обводненные породы	10
ОШП	Пластикатная масса	-35 ÷ +45	4-5	обводненные породы	10

При огневом способе взрывания КД с отрезком ОШ может помещаться в патронированные порошкообразные ВВ или прессованные тротиловые шашки с гнездом под КД (ТП-200, ТП-400).

3.4. Выбор взрывчатых веществ

Для выбора ВВ необходимо руководствоваться следующими показателями: крепость и трещиноватость пород, их обводненность, кислородный баланс ВВ, условия размещения зарядов (диаметр заряда), экономическая эффективность взрывных работ (с учетом затрат на доставку ВВ, бурение скважин (шпуров), дробление на заводах), стоимость ВВ.

В табл. 9 представлены предпочтительные области применения различных ВВ в зависимости от двух основных факторов: условий размещения зарядов и крепости пород.

Таблица 9

Рекомендуемая область применения ВВ на открытых горных работах

Условия размещения заряда ВВ	Коэффициент крепости взрывааемых пород по шкале М.М.Протождьяконова	
	f < 12	f > 12
1	2	3
Сухие скважины, шурфы, траншеи	Гранулиты: М, С-6М АС-4, АС-4В Граммонит 79/21 Игданит	Аммонит 6ЖВ Граммониты 50/50, 30/70 Акватол Т-20 (ифзанит Т-60, ГЛТ-20) Карбатол 15Т, ГЛ-10В Акванал А-10
Сухие скважины, шурфы, траншеи		
Сухие шпуры	Гранулиты: М, АС-4, АС-4В Игданит	Аммонал М-10 Аммонит 6ЖВ Детонит М Гранулит АС-8В Скальный аммонит N3

Обводненные скважины, шурфы траншеи	Гранулотол Аммонит 6ЖВ в полиэтиленовых патронах Гранипор ПЗФ Акватол Т-20 (ифзанит Т-020)	Гранулотол Граммониты 50/50, 30/70 Гранипор ПЗФ Алюмотол Аммонал скальный N3 в полиэтиленовых патронах Карбатолы ГЛ-15Т, ГЛ-10В Акватол Т-20 (ГЛТ-20) Акватолы:ГЛА-20, А-10
Обводненные шпуры	Аммонит 6ЖВ в полиэтиленовых патронах	Детонит М Аммонал-200 Аммонал скальный N3 в полиэтиленовых патронах

4. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

4.1. Скважинные заряды рыхления.

4.1.1. Определение требуемой крупности дробления породы.

Определяется допустимый максимальный размер кусков раздробленной породы (d_{\max} , м) исходя из:

1. Вместимости ковша экскаватора:

$$d_{\max} \leq 0,75 \sqrt[3]{V_{\text{э}}},$$

где $V_{\text{э}}$ - емкость ковша экскаватора, м³.

Максимальный размер (d_{\max}) можно принимать по следующим данным:

$V_{\text{э}}, \text{ м}^3$	3	4	6	8
d_{\max}	1,0	1,1	1,3	1,5

2. Вместимости транспортных средств (емкость транспортного средства должна в 3-4 раза превышать $V_{\text{э}}$):

$$d_{\max} \leq 0,5\sqrt[3]{V_T},$$

где V_T - емкость кузова, м³

3. Размеров приемных устройств, грохотов, дробилок:

$$d_{\max} \leq (0,75 \div 0,85)b,$$

где b - ширина приемного отверстия грохота, дробилки, м.

Для дробилок величина d_{\max} следующая:

Дробилки конусные	ККД-500	ККД-900	ККД-1200	ККД-1500
d_{\max} , м	0,4	0,75	1,0	1,2
Дробилки щековые	1200x900	1500x1200	2100x1500	
d_{\max} , м	0,7	1,0	1,2	

В качестве допустимого максимального размера куска d_{\max} принимаем наименьший из рассчитанных по различным факторам.

4.1.2. Выбор диаметра скважины

Этот параметр используют для выбора метода взрывных работ и типа бурового оборудования.

Диаметр скважины выбирают с учетом категории породы по трещиноватости (Приложение 1) и допустимого размера куска (d_{\max}) взорванной породы (табл.10).

Рекомендуемые параметры взрывания для различных пород

Блочность массива (категория трещиноватости)	Соотношение размеров максимальной отдельности и кондиционного куска	Требуемое воздействие на массив	Диаметр скважины, мм	Схемы КЗВ
Мелкоблочный (I-II категории)	1	Разделение отдельных частей практически без дробления	≥ 250	Порядная
Среднеблочный (III категории)	1-2	Дробление отдельных частей максимум на 2 части	200÷250	Диагональная с увеличенным W
Крупноблочный (IV-V категории)	2	Интенсивное дробление отдельных частей	≤ 200	-"-

При выборе диаметра скважины необходимо также учитывать крепость горных пород и рациональную область применения различных способов бурения и типов буровых станков.

Шнековое бурение целесообразно применять в горных породах с коэффициентом крепости $f \leq 6$. Станки СБР-125 с диаметром скважин 115 и 125 мм обладают высокой производительностью в породах с коэффициентом крепости не более 4. Станки шнекового бурения, способные бурить скважины 160 и 200 мм, представлены несколькими моделями: СБР-160А-24 (160 мм); СБР-160Б-32 (160; 200 мм); 2СБР-160-24 (160 мм). Их эффективно можно применять в породах с коэффициентом крепости $f \leq 6$.

Шарошечное бурение применяют в породах с коэффициентом крепости $f \geq 6$. Станки легкого типа 2СБШ-200-32 с диаметром долота 215,9; 244,5 мм; 5СБШ-200-36 с диаметром долота 215,9 мм; 3СБШ-200-60 с диаметром долота 215,9 мм; 244,5 мм эффективно применять в породах с коэффициентом крепости $f=6...14$. Станки среднего типа СБШ-250 МНА-32, СБШ-250-55 с диаметром долот 244,5; 269,9 мм эффективны в породах с $f=8...16$ и выше. Станки тяжелого типа СБШ-320-36 с диаметром долота 320 мм рационально использовать в породах с коэффициентом крепости $f=14...16$ и выше.

Ударно-вращательное бурение с погружными пневмоударниками эффективно в породах с $f \geq 6$. Станки СБУ-100Г-35, СБУ-100П-35 бурят скважины диаметром 105; 125 мм; СБУ-100Н-35 диаметром 105 мм, СБУ-125А-32 диаметром 100 и 125 мм. Их целесообразно применять в породах с коэффициентом крепости $f=6...16$ и выше. Станок СБУ-125А-52 с диаметром скважин 125; 160 мм рекомендуется к применению в породах коэффициентом крепости $f=12...16$ и выше.

При выборе в качестве бурового оборудования станка шарошечного бурения диаметр скважины определяют в зависимости от диаметра долота с учетом коэффициента распираания скважины при бурении. При применении долота 215,9 мм диаметр скважины составляет 220 мм. Соответственно для долот 244,5 мм диаметр скважины – 250 мм; 269,9 мм – диаметр скважины 275 мм и при применении долота 320 мм диаметр скважины достигает 325 мм.

4.1.3. Расчетный удельный расход ВВ

Одной из важнейших характеристик взрывных работ является расчетный удельный расход ВВ, который зависит от свойств горной породы.

Для любой породы по категории трещиноватости и коэффициенту крепости f расчетный удельный расход (q_p , кг/м³) ВВ для зарядов рыхления при диаметре заряда $d_z = 200-250$ мм определяется по формуле:

$$q_p = q_э \cdot e \cdot k_d \cdot \rho / 2600,$$

где $q_э$ - эталонный расход граммонита 79/21 при кондиционном размере кусков 500 мм, кг/м³ (табл. 11);

e - коэффициент работоспособности ВВ (табл. 12). Для упругих типов ВВ $e = 4316/Q$, где Q – удельная энергия применяемого ВВ, Дж/кг;

k_d - поправочный коэффициент на допустимый размер куска (табл. 13);

ρ - плотность породы, кг/м³.

Таблица 11

Эталонный расход граммонита 79/21 для кондиционного куска 0,5 м

Категория трещиноватости породы	Эталонный расход ВВ при крепости породы f , кг/м ³		
	2 ÷ 5	6 ÷ 10	11 ÷ 20
I	< 0,3	< 0,35	< 0,45
II	0,4	0,5	0,6
III	0,65	0,75	0,9
IV	0,85	1	1,2
V	1	1,2	1,4

Таблица 12

Значение поправочного коэффициента e для различных ВВ

ВВ	e	ВВ	e
Акватор М-15	0,76	Акватор МГ	0,93
Граммонал А-45	0,79	Акватор АВМ	0,95
Карбатор ГЛ-10В	0,79	Гранулит АС-4 (АС-4В)	0,98
Граммонал А-8	0,80	Аммонит № 6ЖВ	1,0
Аммонит скальный N1	0,80	Граммонит 79/21	1,0
Аммонит скальный N3	0,80	Ифзанит Т-80	1,08
Детонит М	0,82	Граммонал А-50	1,10
Алюмотол	0,83	Ифзанит Т-60	1,10
Гранулит АС-8 (АС-8В)	0,89	Гранулит М	1,13
Аммонит водостойчивый	0,90	Игданит	1,13
		Гранулотол	1,20

Таблица 13

Поправочный коэффициент на допустимый размер куска (d_{max})

Допустимый размер куска d_{max}, м	0,250	0,500	0,750	1,0	1,25	1,5
k_d	1,3	1,0	0,85	0,75	0,7	0,65

Для расчета q_p при диаметре скважин 100-400 мм и размере кондиционного куска 0,25÷2 м для любого ВВ можно пользоваться формулой:

$$q_p = 0,13 \sqrt[4]{f(0,6 + 3,3d_0 d_3)} (0,5/d_{max})^{2/5} e,$$

где d_3 - диаметр заряда ВВ (принимается равным диаметру скважины), м;

d_0 - средний размер отдельностей в массиве, м.

На основе обобщения многолетнего опыта ведения взрывных работ в различных породах и условиях трестом "Союзвзрывпром" определены расчетные расходы эталонного ВВ (аммонит №6ЖВ для зарядов рыхления и выброса) (табл. 14). В случае, если применяются другие ВВ, расчетный удельный расход q_p выбранный по таблице 14 необходимо умножить на поправочный коэффициент e (табл.12).

Расчетный удельный расход аммонита № 6ЖВ

Порода	Категория грунта (поро- ды) по СНИП	Кoeffи- циент крепости, f	Расчетный удельный расход ВВ (кг/м ³) для зарядов	
			рыхления q _р	выброса q _в
Песок	I	-	-	1,6-1,8
Песок плотный или влажный	I-II	-	-	1,2-1,3
Суглинок тяжелый	II	-	0,35-0,4	1,2-1,5
Глина ломовая	III	-	0,35-0,45	1,0-1,4
Лесс	III-IV	-	0,3-0,4	0,9-1,2
Мел, выщелоченный мергель	IV-V	0,8-1	0,25-0,3	0,9-1,2
Гипс	IV	1-1,5	0,35-0,45	1,1-1,5
Известняк-ракушечник	V-VI	1,5-2	0,35-0,6	1,4-1,8
Опока, мергель	IV-VI	1-1,5	0,3-0,4	1,0-1,3
Туфы трещиноватые плотные, тяжелая пемза	V	1,5-2	0,35-0,5	1,2-1,5
Конгломерат, брекции на из- вестковом и глинистом цемен- те	IV-VI	2,3-3	0,35-0,45	1,1-1,4
Песчаник на глинистом цемен- те, сланец глинистый, слюди- стый серицитовый мергель	VI-VII	3-6	0,4-0,5	1,2-1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом це- менте	VII-VIII	5-6	0,4-0,5	1,2-1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII-IX	6-8	0,45-0,7	1,2-2,1
Гранит, гранодиорит	VII-X	6-12	0,5-0,7	1,7-2,1
Базальт, диабаз, андезит, габ- бро	IX-XI	6-18	0,6-0,75	1,7-2,2
Кварцит	X	12-14	0,5-0,6	1,6-1,8
Порфирит	X	16-20	0,7-0,75	2,0-2,2

4.1.4. Параметры буровзрывных работ

По выбранным значениям диаметра заряда (d_3), расчетного удельного расхода ВВ вычисляются параметры скважинных зарядов (рис. 2).

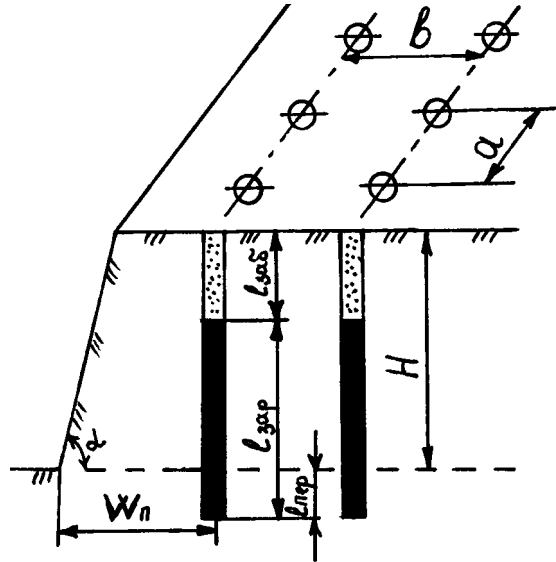


Рис. 2. Параметры скважинного заряда

1. Вместимость 1 м скважины рассчитывается по формуле:

$$P = \frac{\pi d_3^2}{4} \cdot \Delta,$$

где Δ - плотность ВВ в скважине, кг/м^3 .

2. Предельная линия сопротивления по подошве уступа W_n определяется по формулам:

$$W_n = 0,9 \sqrt{\frac{P}{q_p}}, \quad W_n = 24d_3 \sqrt{\frac{\Delta}{q_p}},$$

Данными формулами можно пользоваться только в тех случаях, когда:

$$W_n \leq 0.8H,$$

где H – высота уступа, м.

Если полученная величина $W_n > 0.8H$, то принимается величина W_n , равная $(0,6 \div 0,8) H$.

В тех случаях, когда заряд в скважине по форме близок к сосредоточенному, допускается увеличение W_n до $(0,9 \div 1) H$.

3. Полученную величину линии сопротивления необходимо проверить по условию безопасного ведения буровых работ

$$W = H \cdot \operatorname{ctg} \alpha + C,$$

где H - высота взрываемого уступа, м;

α - угол откоса уступа, град;

C - минимально допустимое расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, принимаемое $C=3$ м.

При этом должно выполняться условие:

$$W \leq W_n.$$

Если условие не выполняется, то необходимо применять наклонные или парносближенные скважины, котловые заряды. В этом случае линия сопротивления будет определяться:

для наклонных скважин

$$W_n = \frac{1}{\sin \beta} \sqrt{\frac{P}{q_p}},$$

где β - угол наклона скважины к горизонту (по характеристике бурового станка), град;

для парносближенных скважин

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

4. В зависимости от величины W_n определяется расстояние между скважинами в ряду между парами парносближенных скважин первого ряда a (м) и между рядами скважин b (м):

$$a = mW_n, \quad b = (0,8 \div 1)W_n,$$

где $m = 0,8 \div 1,1$ для вертикальных скважин;

$m = 0,9 \div 1,3$ для наклонных скважин.

При применении в первом ряду парносближенных скважин расстояние между скважинами во втором и последующих рядах и между рядами скважин определяют в зависимости от W_n вычисленной для условий одиночной скважины.

5. Максимальная величина перебура скважины принимается $(10 \div 15)d_3$ (большие значения выбираются для более крепких пород) или рассчитывается по формуле:

$$\ell_{\text{пер}} \leq 0,5q_p W_n.$$

6. Глубина скважины (м):

$$\begin{aligned} - \text{вертикальной:} & \quad L = H + \ell_{\text{пер}}; \\ - \text{наклонной:} & \quad L = \frac{H}{\sin \beta} + \ell_{\text{пер}}. \end{aligned}$$

7. Величина забойки принимается в пределах $(20 \div 30)d_3$ (большие значения принимаются для трещиноватых, меньшие - для монолитных пород) или из выражений:

$$0,5W_n \leq \ell_{\text{заб}} < W_n; \quad \ell_{\text{заб}} \cong 0,75W_n.$$

8. Масса заряда в скважине:

$$\text{для первого ряда } Q_3 = q_p W_n a H$$

$$\text{для последующих рядов } Q_3 = q_p a b H.$$

9. Предельно возможная масса ВВ в скважине

$$Q_{\text{пр}} = P(L - \ell_{\text{заб}}).$$

Если предельно возможная масса ВВ в скважине окажется меньше расчетной (Q_3), то необходимо уменьшить коэффициент сближения скважин или длину забойки, увеличить глубину перебура, применить другое ВВ, выбрать другой диаметр заряда, применить парносближенные или наклонные скважины.

Если расчетная масса заряда (Q_3) окажется меньше предельной, то с учетом ее величины определяется длина заряда и уточняется длина забойки.

Если длина забойки превышает W_n ($\ell_{\text{заб}} > W_n$) для одиночного заряда или длина заряда меньше половины длины скважины, заряд рассредотачивают воздушным или породным промежутком.

Длину воздушного промежутка вычисляют по формулам

$$\ell_{\text{вп}} = L - \ell_{\text{зар}} - \ell_{\text{заб}};$$

$$\ell_{\text{вп}} = (0,17 \div 0,35) \ell_{\text{зар}} \text{ при } H \leq 15 \text{ м.}$$

Нижнюю часть заряда принимают равной $Q_n = (0,6 \div 0,7) Q_3$.

10. Выход взорванного грунта (V) с 1 м скважины:

для первого ряда скважин

$$V = \frac{W_n a H}{L}.$$

для последующих рядов

$$V = \frac{a b H}{L}.$$

4.1.5. Определение типовой серии и интервалов замедления при короткозамедленном взрывании (КЗВ)

Под типовой серией массового взрыва на карьере понимается общая масса одновременно взрываемого взрывчатого вещества за один массовый взрыв и количество скважин, входящих в типовую серию зарядов. Исходными данными для расчета типовой серии служат: годовой объем разрушаемой горной породы ($A_{\text{год}}$), количество массовых взрывов в течение месяца (n), средняя масса заряда в одной скважине (Q_p), удельный расход ВВ.

Типовая серия устанавливается расчетным путем.

Объем горной породы, разрушаемой за один массовый взрыв

$$V_{\text{МВ}} = \frac{A_{\text{год}}}{12n}.$$

Общая масса одновременно взрываемого взрывчатого вещества

$$Q_{\text{общ}} = V_{\text{МВ}} q.$$

Количество скважин, входящих в типовую серию

$$N = \frac{Q_{\text{общ}}}{Q_s}.$$

Расположение скважин на блоке (однорядное или многорядное), а также количество рядов студент определяет в работе самостоятельно.

При массовых взрывах на карьерах используется одновременно большое количество ВВ, что значительно увеличивает безопасные расстояния и границу опасной зоны, снижает устойчивость бортов карьеров. Поэтому, для каждого предприятия устанавливается (в курсовой работе задается) масса заряда в одной серии и предельный вес заряда массового взрыва или количество рядов скважин и скважин в ряду.

Для одной серии должно быть пробурено количество скважин

$$N_c = \frac{Q_n}{q_p VL} \quad \text{или} \quad N_c = \frac{Q_n}{Q_{np}},$$

где Q_n - масса заряда одной серии, кг.

Количество рядов скважин:

$$N_p = \frac{Q_m}{Q_n},$$

где Q_m - предельный вес заряда массового взрыва, кг.

Интервал замедления при КЗВ зарядов либо серий рассчитывается по формуле

$$\tau = A \cdot W_n,$$

где τ - интервал замедления, мс;

A - коэффициент, зависящий от крепости взрываемого грунта, мс/м.

Значения коэффициента A в зависимости от взрываемых пород:

$A = 3$ - для особо крепких пород (граниты, порфириты, перидотиты и др.)

$A = 4$ - для крепких пород (песчаники, кварциты, крепкие сланцы)

$A = 5$ - для пород средней крепости (известняк, мрамор, доломит)

$A = 6$ - для мягких пород (мел, мергель, аргиллит, уголь).

Рассчитанный по формуле интервал замедления округляется в большую сторону до ближайших стандартных значений в зависимости от выбранных пиротехнического реле или ЭД (ЭД-КЗ, КЗДШ, РП-8, ЭД-ЗД).

4.1.6. Выбор схемы монтажа взрывной сети при использовании ДШ

В зависимости от места производства взрыва, количества и схемы расположения взрываемых зарядов используются схемы, представленные в Приложении.

4.1.7.Схемы электровзрывных цепей и их расчет

В практике взрывных работ применяют схемы соединения электродетонаторов, представленные на рис. 3.

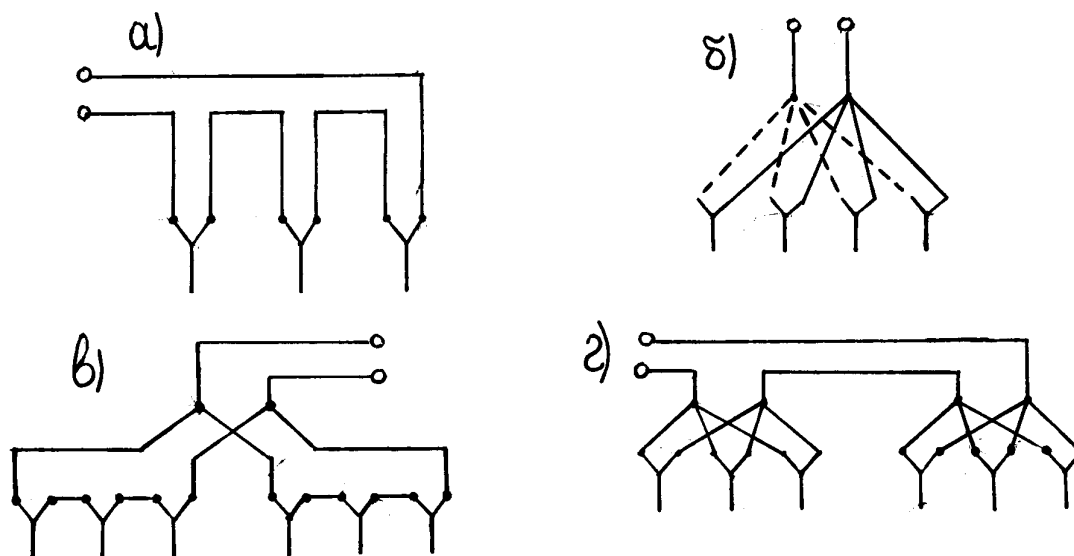


Рис. 3. Схемы соединения электродетонаторов

а - последовательная, б - параллельно- пучковая,

в - последовательно-параллельная, г - параллельно-последовательная

При применении электрического способа взрывания необходимо рассчитать общее сопротивление взрывной сети и сравнить с:

предельно допустимым сопротивлением (R_n), указанным в паспорте взрывной машинки для последовательных сетей

$$R_c \leq R_n,$$

для последовательных сетей с парно-параллельным соединением (R_n)

$$R_c = \frac{1}{4} R_n,$$

для параллельно-пучковых сетей

$$R_{c.пучка} = \frac{1}{n^2} R_n,$$

где n - число параллельных ветвей

для смешанных простых пучковых сетей и с парно-последовательным включением ЭД

$$R_{\text{с.пучка}} = \frac{1}{n^2} R_n,$$

для смешанных пучковых сетей с парно-параллельным соединением ЭД

$$R_{\text{с.пучка}} = \frac{1}{4n^2} R_n.$$

Сопротивление сети при последовательном соединении ЭД рассчитывается по формуле:

$$R_c = m r_d + 1,1(L_k r_k + L_y r_y + L_m r_m),$$

где m - количество электродетонаторов,

r_k, r_y, r_m - сопротивление 1м соответственно концевых участков и магистральных проводов, Ом,

L_k, L_y, L_m - длина соответственно концевых, участковых, магистральных проводов, м;

r_d - сопротивление одного ЭД, Ом..

При параллельно-пучковом соединении сопротивление отдельной ветви равно

$$R_i \text{ пучка} = r_d + 1,1(L_{ki} \cdot r_{ki} + L_{yi} \cdot r_{yi}),$$

где L_{ki}, L_{yi} - длина соответственно концевых и участковых проводов данной ветви, м,

r_{ki}, r_{yi} - сопротивление 1 м соответственно концевых и участковых проводов данной ветви, Ом.

Сопротивление всей сети

$$R = 1,1 (L_M \cdot r_M + L_C \cdot r_C) + \frac{1}{\frac{1}{R_{1\text{пучка}}} + \frac{1}{R_{2\text{пучка}}} + \dots + \frac{1}{R_{n\text{пучка}}}}$$

При одинаковых сопротивлениях ветвей

$$R = 1,1 (L_M \cdot r_M + L_C \cdot r_C) + \frac{R_{\text{пучка}}}{n}$$

4.2. Котловые заряды рыхления

Данный метод применяется преимущественно в породах IV-VIII групп по СНиПу, когда требуется преодолеть завышенное $W_{\text{п}}$.

Котлы создаются, как правило, взрывом небольших зарядов ВВ в нижней части скважины. Величина прострелочного заряда принимается исходя из необходимой массы котлового заряда и простреливаемости породы, которая характеризуется объемом, получаемым при взрыве 1 кг ВВ (табл. 15).

Таблица 15

Показатель простреливаемости пород

Порода	Группа крепости породы по СНиП	Показатель простреливаемости, $\text{дм}^3/\text{кг}$
Глина пластичная	I	500-1000
Глина плотная	II	200-400
Суглинок тяжелый	II	120
Крепкие глины	III	110
Лесс	III-IV	100
Мел	IV	45
Гипс	IV-V	30
Известняк-ракушечник	V-V1	20
Опока, мергель	IV-V	20
Туфы трещиноватые, плотная тяжелая пемза	V	15
Конгломерат и брекчия на известняковом цементе	V-V1	10
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, известняк, мергель	V1-VII	7-10
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известняковом цементе	VII-VIII	4-7

Известняк, песчаник	VI	4-7
Гранит, гранодиорит	VI-X	4-7
Базальт, андезит	IX-XI	2-4
Кварцит	X	2
Порфирит	X	2

Величина заряда простреливания (кг):

$$Q_{\text{пр}} = \frac{Q_3}{(\Pi_{\text{пр}} \cdot \Delta)^n},$$

где Q_3 - расчетная величина заряда в котле, кг;

$\Pi_{\text{пр}}$ - показатель простреливаемости породы, $\text{дм}^3/\text{кг}$;

Δ - плотность заряда в котле, $\text{кг}/\text{дм}^3$;

n - показатель степени, равный порядковому номеру простреливания; для последнего простреливания $n=1$.

Величина основного заряда ВВ определяется по формуле:

$$Q_3 = q_p \cdot W^3.$$

Максимальная величина первого прострелочного заряда определяется из условия, что его длина в скважине должна быть не более двух диаметров котла. Ориентировочно требуемый диаметр котла (м):

$$D_k = 1,24 \sqrt[3]{\frac{Q_3}{\Delta}},$$

где V – объем котловой полости, м^3 .

Требуемый объем котловой полости (м^3) рассчитывают по формуле:

$$V = \frac{Q_3}{\Delta}.$$

Линия наименьшего сопротивления для котлового заряда принимается равной $(0,6 \div 0,9)H$. Расстояние между котловыми зарядами в ряду принимается:

$$a = (1 \div 1,5) W,$$

а расстояние между рядами $b = (1,0 - 1,1) W$.

Котловые заряды применяют при однорядном расположении скважин или для первого ряда при многорядном. Расчет зарядов для последующих рядов проводится по формуле

$$Q_{\text{пр}} = k_{\text{зс}} \cdot q_{\text{р}} \cdot a \cdot b \cdot H,$$

где $k_{\text{зс}}$ - коэффициент, учитывающий действие заряда в данной среде,

$$k_{\text{зс}} = 1,1 \div 1,3.$$

Для улучшения дробления породы в верхней части уступа, в устьевую часть скважины допускается введение дополнительного заряда ВВ.

Т.к. котловой заряд дробит породу в зоне диаметром $(0,6 \div 0,9)W$, то за пределами этой зоны и следует размещать дополнительный заряд, величина которого равна:

$$Q_{\text{доп}} = [L - ((0,6 \div 0,9) W + \ell_{\text{заб}})] P.$$

Необходимая величина верхней части забойки принимается равной $(15 \div 25)d_3$.

Конструкция котлового заряда приведена на рис. 4.

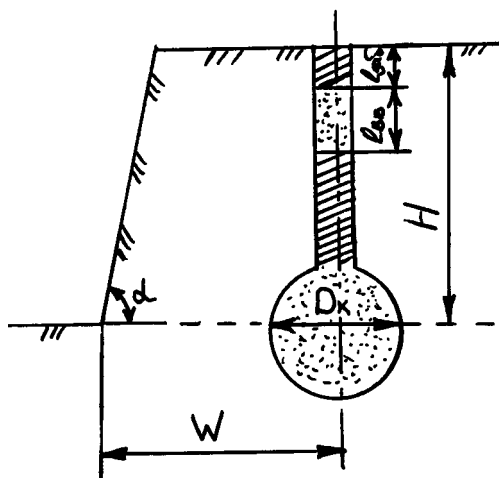


Рис. 4. Параметры котлового заряда

4.3. Шпуровые заряды рыхления

Для шпуровых зарядов выбирают предельную величину сопротивления по подошве из условия:

$$W_n = (0,7 \div 1,0) \text{ Н.}$$

Необходимый диаметр шпура для выбранного значения W_n :

$$d \geq \frac{W_n}{47k_r} \sqrt{\frac{\rho}{\Delta e}},$$

где k_r - коэффициент структуры массива (табл. 16).

На небольших уступах (до 3 м) фактическую величину W_n принимают равной высоте уступа. При высоте уступа от 3 до 5 м величина W_n может быть меньше $(0,7 \div 1,0)$ Н и рассчитывается по формуле:

$$W_n = 0,96 \sqrt{\frac{p}{q}}.$$

Значение коэффициента структуры массива

Грунты (породы)	Категория трещиноватости по шкале Межведомственной комиссии по взрывному делу	k_r
Монолитные и крупноблочные вязкие с размерами отдельностей, превышающими расстояние между зарядами, а также многолетнемерзлые скальные Разбитые на отдельности сомкнутыми или зацементированными трещинами Трещиноватые, трещины могут быть заполнены мягкими образованиями Сильно трещиноватые; массив разбит на мелкие блоки зияющими или заполненными рыхлыми образованиями трещинами любого направления То же, при горизонтальном направлении трещин и наличии слабых прослоек на подошве, а также мелкоблочные полускальные	V	0,9
	IV	0,95
	III	1,0
	II	1,05
	I	1,1

Данное значение W_{Π} впоследствии уточняется по результатам опытных взрывов. Вместимость шпуров принимают по расчету или по уточненным значениям практики. Если расчетное значение W_{Π} превышает $(0,7 \div 1,0)H$, то необходимо уменьшить диаметр шпуров.

При инициировании зарядов электрическим способом или с помощью ДШ расстояние между шпурами в ряду принимается из выражения $a=(0,8 \div 1,3)W_{\Pi}$, при инициировании огневом способом $a=(1,2 \div 1,5)W_{\Pi}$.

4.4. Дробление негабаритных кусков породы

Дробление осуществляется методами шпуровых или накладных зарядов. Масса шпурового или накладного зарядов определяется по формуле:

$$Q_3 = q_y \cdot V,$$

где q_y - удельный расход ВВ, кг/м³ (по аммониту N6ЖВ)[для шпурового и накладного зарядов они разные];

V - объем негабаритного куска, м³.

При дроблении кусков шпуровыми зарядами параметры можно выбирать из табл. 17. Нижний предел глубины бурения и массы заряда принимается для пород V категории, верхний – для пород XI категории по СнИП.

Таблица 17

Параметры шпуровых зарядов при дроблении негабарита

Диаметр заряда 32 мм		
Длина ребра куска негабарита, м	Глубина бурения, см	Масса заряда, г
0,5	15	20-40
0,6	20	30-60
0,7	25	40-80
0,8	25-30	50-100
0,9	35-40	70-140
1	45-50	90-180
1,1	50-55	100-200
1,2	55-60	120-250
1,3	60-65	140-280
1,4	65-70	170-340
1,5	70-80	190-380

При дроблении негабарита накладными зарядами можно использовать специальные (кумулятивные) заряды ЗКН (без облицовки кумулятивной выемки) и

ЗКП (со стальной облицовкой). Типоразмер кумулятивного заряда выбирается в зависимости от линейного размера и объема куска (табл. 18).

Таблица 18

Параметры кумулятивных зарядов

Кумулятивный заряд	Размеры заряда , мм		Предельные размеры разрушаемых кусков	
	диаметр	высота	максимальная толщина, м	объем, м
ЗКП-200	100	41	0,8	0,8
ЗКП-400	125	57	1	1,6
ЗКП-1000	175	72	1,4	2,5
ЗКП-2000	200	82	2,2	4,4
ЗКП-4000	250	105	2,8	6,9
ЗКН-180	90	35	0,55	0,75
ЗКН-260	100	40	0,75	0,9
ЗКН-500	130	50	1	1,6
ЗКН-1000	150	75	1,2	2
ЗКН-2000	190	90	1,6	3,1
ЗКН-4000	230	115	2	5

Удельный расход ВВ для дробления негабарита выбираем по табл. 19.

Таблица 19

Базовый расход ВВ на дробление 1000 м³ негабаритных кусков

Заряды	Группа грунтов по СНиПу							
	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
Шпуровые	140	180	230	280	330	380	440	480
Накладные	720	950	1200	1425	1700	1920	2150	2400
Кумулятивные	400	500	600	700	800	900	1000	1100

При одновременном дроблении нескольких негабаритных кусков общая масса ВВ накладных или кумулятивных зарядов не должна превышать 20 кг. Заряды

по возможности укладываются в выемки (углубления) и закрываются забойкой (для кумулятивных не нужно).

4.5. Рыхление мерзлых грунтов

Рыхление мерзлых грунтов взрывным способом целесообразно выполнять при слое мерзлоты более 0,5 м. При глубине промерзания до 1,5 м применяют шпуровые, а более 1,5 м - скважинные заряды.

Рациональный диаметр заряда (заполнение шпура, скважины на 2/3 глубины):

$$d_3 = 50H_m \cdot \sqrt{\frac{q_{pm}}{\Delta}},$$

где H_m - толщина слоя мерзлоты, м;

q_{pm} - расчетный удельный расход ВВ (кг/м^3) при дроблении мерзлоты. Для мерзлой глины и строительного мусора $0,7 \div 0,9$; для моренного суглинка с галькой $0,6 \div 0,7$; для песчаных и растительных грунтов $0,4 \div 0,5$.

Диаметр шпура принимают 45 - 65 мм при глубине промерзания 1 - 1,5 м, диаметр скважины 75 - 110 при глубине промерзания 1,5 - 2,5 м.

Масса шпурового (скважинного) заряда:

$$Q_3 = k P H_m,$$

где k - коэффициент (для шпурового заряда - 0,7; для скважинного - 0,5);

P - вместимость шпура (скважины), кг/м^3 .

Общее число зарядов на заданную площадь рыхления:

$$N = \frac{H_m S q_p}{Q_3},$$

где S - площадь участка, подлежащего рыхлению, м^2 .

Расстояние между зарядами в ряду равно $a = (0,85 \div 1,3)H_m$, расстояние между рядами $b = (0,85 \div 1)H_m$. Большие значения принимают для слабых, менее обводненных грунтов. Глубина шпуров $\ell_{ш} = (0,85 \div 0,9)H_m$.

Взрывные работы при рыхлении мерзлых грунтов наиболее целесообразно проводить электрическим способом или с применением детонирующего шнура. Для наиболее эффективного дробления необходимо применять короткозамедленное взрывание.

При дроблении мерзлых грунтов узкими полосами (траншеи, узкие котлованы и т.д.), а так же в случае необходимости получения четкого профиля выемки (и устойчивости боковых стенок) глубина шпуров (скважин) не должна превышать ширины траншеи по верху. В противном случае необходимо проектировать взрывные работы послойно (отдельными уступами) с экскавацией раздробленного грунта.

В процессе взрывных работ по дроблению мерзлых грунтов периодически (в целях корректировки параметров зарядов и их взаимного расположения) необходимо проводить замеры фактической мощности мерзлого слоя (осень-зима, зима-весна).

4.6. Скважинные заряды выброса

Применяются при строительстве траншей, каналов. В соответствии с проектными параметрами выемки рассчитывается вес эквивалентного сосредоточенного заряда выброса:

$$Q_{зс} = (0,4 + 0,6n^3)q_v W,$$

где W - глубина заложения заряда, равная глубине выемки, м;

n - показатель действия взрыва;

q_v - расчетный удельный расход ВВ для зарядов выброса, кг/м³ (табл. 4.5)

Расстояние между сосредоточенными зарядами в ряду (однорядное)

$$a = 0,5W(n+1).$$

Глубина скважинных зарядов принимается равной:

$$L = (1,1 \div 1,25)W.$$

Вес скважинного заряда определяется при условии заполнения скважины на 2/3 глубины:

$$Q_з = \frac{2 \cdot L \cdot P}{3} \approx 0,7PL$$

Расстояние между скважинами в ряду:

$$a_{\text{ск}} = a \frac{Q_3}{Q_{3с}}$$

Расстояние между рядами скважин при многорядном взрывании:

$$b_{\text{ск}} = a_{\text{ск}}$$

Если в результате расчета расстояние между скважинами в ряду $a_{\text{ск}} < 2 d_3$, то необходимо применить скважины большего диаметра, или кусты из двух-трех скважин (парносближенные).

5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ РАЗВАЛА ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ ПОРОДЫ

Ширина развала взорванной породы (B_0 , м) приближенно может быть рассчитана по формулам:

для однорядного мгновенного взрывания (рис. 5 а, б, в, г)

$$B_0 \approx k_B k_\beta H \sqrt{q_p}$$

где k_B - коэффициент, характеризующий взрываемость породы ($k_B = 3 \div 3,5$; $2,5 \div 3$; $2 \div 2,5$ соответственно для легко-, средне- и трудновзрываемых пород);

k_β - коэффициент, учитывающий угол наклона скважины β к горизонту

$$k_\beta = 1 + 0,5 \sin (\pi - 2\beta);$$

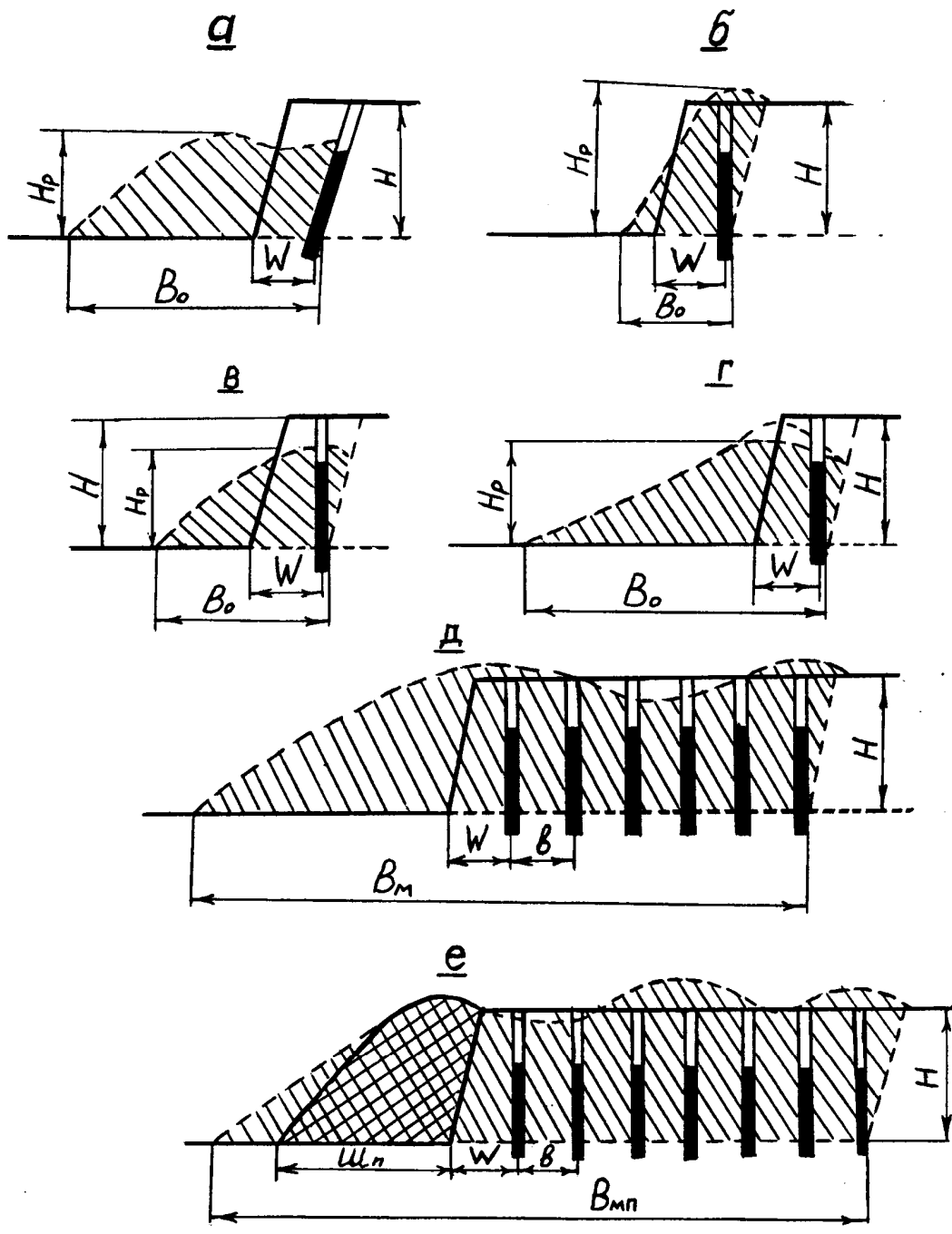


Рис. 5. Параметры развала взорванной горной породы
 а, б, в, г – однорядное взрывание соответственно наклонных;
 вертикальных уменьшенных, нормальных и усиленных зарядов;
 д, е – многорядное взрывание без и с подпорной стенкой.

для многорядного КВЗ без подпорной стенки (рис. 5 д)

$$B_M = k_3 B_0 + (N_p - 1) b,$$

где k_3 - коэффициент дальности отброса взорванной породы, зависящий от величины интервала замедления (табл. 20);

N_p - число рядов скважин;

b - расстояние между рядами скважин, м.

Таблица 20

Коэффициент дальности отброса породы

Интервал замедления между рядами скважин τ , мс	k_3
0	0
10	0,95
25	0,9
50	0,85
≥ 75	0,8

При многорядном взрывании с подпорной стенкой (рис. 5 е) ширина развала ($B_{МП}$) взорванной породы рассчитывается по формуле:

$$B_{МП} = \left(1 - \frac{Ш_{П}}{k_p W + Ш_{П}} \right) B_0 + (N_p - 1) b,$$

где $Ш_{П}$ - ширина подпорной стенки, м;

k_p - коэффициент разрыхления породы в подпорной стенке ($k_p \approx 1,05 \div 1,1$).

При дроблении пород вертикальными скважинными зарядами развал имеет форму, близкую к треугольной. При дроблении пород наклонными скважинными зарядами – трапециевидную.

Высота развала при однорядном взрывании скважинных зарядов равна $H_p \approx (0,5 \div 0,8)H$.

Для развала трапециевидного профиля длина верхнего основания равна

$$Ш_b \approx 0,3 (B_0 - W) + 3,5$$

6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ БЕЗОПАСНЫХ РАССТОЯНИЙ ПРИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТАХ

Опасной зоной принято считать пространство, в пределах которого возможно проявление вредного действия взрыва на людей, инженерные сооружения, технику, окружающую среду. Единые правила безопасности при взрывных работах предписывают определение расстояний по воздействию на людей ударной воздушной волны (УВВ), по разлету отдельных кусков породы, воздействию УВВ и сейсмической волны на инженерные сооружения.

6.1. Зона, опасная по разлету отдельных кусков породы (грунта)

6.1.1. Скважинные заряды рыхления

Расстояние $r_{\text{раз}}$ (м), опасное для людей при взрывании скважинных зарядов рыхления определяется по формуле:

$$r_{\text{раз}} = 1250\eta_3 \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{\text{заб}}} \cdot \frac{d_c}{a}},$$

где η_3 - коэффициент заполнения скважины взрывчатыми веществами;

$\eta_{\text{заб}}$ - коэффициент заполнения скважины забойкой;

a - расстояние между скважинами в ряду или рядами скважин, м.

Коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом η_3 определяется по формуле:

$$\eta_3 = \frac{\ell_{\text{зар}}}{L}.$$

Коэффициент заполнения скважины забойкой $\eta_{\text{заб}}$ определяется по формуле:

$$\eta_{\text{заб}} = \frac{\ell_{\text{заб}}}{\ell_{\text{н}}},$$

где $\ell_{\text{н}}$ - длина свободной от заряда верхней части скважины, м.

При полном заполнении забойкой свободной от заряда части скважины $\eta_{\text{заб}}=1$, при взрывании скважинных зарядов без забойки $\eta_{\text{заб}}=0$.

В случае, если классификация пород осуществляется по СНиП, то коэффициент крепости породы f определяется по формуле

$$f = \left(\frac{F}{2,5} \right)^2,$$

где F - номер группы взрываемых грунтов по СНиП.

При взрывании серии скважинных зарядов с различными a , $\eta_{\text{з}}$, $\eta_{\text{заб}}$ расчет безопасного расстояния должен проводиться по наименьшим значениям a , $\eta_{\text{заб}}$ и наибольшему $\eta_{\text{з}}$ из имеющихся в данной серии. Если массив представлен породами с различной крепостью, в расчете $r_{\text{раз}}$ следует принимать наибольшее значение коэффициента крепости f .

При применении параллельно-сближенных зарядов диаметром d_c принимается их эквивалентный диаметр $d_3 = d_c \sqrt{N}$, где N – число параллельно-сближенных скважин в кусте.

При взрывах на косогорах или превышении верхней отметки взрываемого участка над границей опасной зоны более чем на 30 м, размеры опасной зоны $r_{\text{раз}}$ в направлении вниз по склону должны быть рассчитаны по формуле:

$$R_{\text{раз}} = r_{\text{раз}} \cdot K_{\text{раз}},$$

где $K_{\text{раз}}$ - коэффициент, учитывающий рельеф местности.

При взрывании на косогоре:

$$K_{\text{раз}} = 1 + \text{tg}\beta_{\text{к}},$$

где $\beta_{\text{к}}$ - угол наклона косогора к горизонту, градус.

В том случае, если известно превышение места взрыва $H_{\text{в}}$ над границей опасной зоны $r_{\text{раз}}$, $K_{\text{р}}$ определяется по формуле:

$$K_{\text{раз}} = 0,5 \left(1 + \sqrt{1 + \frac{4H_{\text{в}}}{r_{\text{раз}}}} \right).$$

Расчетное значение опасного расстояния $r_{\text{раз}}$ или $R_{\text{раз}}$ округляется в большую сторону до значения, кратного 50 м.

Безопасные расстояния до инженерных сооружений и механизмов определяются с учетом конкретных условий.

6.1.2. Взрывы на выброс, сброс и сосредоточенных зарядов рыхления

Безопасные расстояния по разлету кусков породы при взрывании на выброс и сброс определяются по табл. 21 в зависимости от значения показателя действия взрыва заряда n и линии наименьшего сопротивления W .

При взрывании на косогорах безопасное расстояние должно быть увеличено на величину $K_{\text{раз}}$. Для серии зарядов с различными значениями W и n радиус опасной зоны определяется для наибольшего W при одинаковых n или для наибольшего n при одинаковых W . Если оба значения (W и n) являются переменными, то определяется наибольшая из $r_{\text{раз}}$, которую и принимают в качестве опасной зоны.

Радиусы опасной зоны

ЛНС W, м	Радиусы опасной зоны (м) для людей при значении показателя действия взрыва заряда			
	1,0	1,5	2,0	2,5-3,0
1,5	200	300	350	400
2	200	400	500	600
4	300	500	700	800
6	300	600	800	1000
8	400	600	800	1000
10	500	700	900	1000
12	500	700	900	1200
15	600	800	1000	1200
20	700	800	1200	1500
25	800	1000	1500	1800
30	800	1000	1700	2000

Для сосредоточенных зарядов рыхления ($n < 1$) выбирается заряд с наибольшей W_n и пересчитывается на заряд нормального выброса ($n = 1$) по формуле:

$$W_{нв} = \frac{5W_n}{7}.$$

Затем по табл. 6.1 определяем $r_{раз}$ для заряда с рассчитанным W_n и $n=1$.

6.2. Определение сейсмически безопасных расстояний

Расстояния (м), на которых колебания грунта при взрыве сосредоточенного заряда становятся безопасными, определяется по формуле:

$$r_c = K_r K_c \alpha \sqrt[3]{Q},$$

где K_r - коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании сооружения (скальные породы ненарушенные - 5; нарушенные, трещиноватые - 8; необводненные песчаные, глинистые грунты - 12; обводненные, с высоким уровнем грунтовых вод - 15; водонасыщенные - 20);

K_c - коэффициент, зависящий от типа сооружения и характера застройки (одиночные железобетонные производственные здания - 1, 2-3-х этажные кирпичные - 1,5, небольшие жилые поселки - 2);

α - коэффициент, зависящий от условий взрывания (заряды рыхления и камуфлета - 1, заряды выброса - 0,8);

Q - масса заряда, кг.

При одновременном взрывании N зарядов общей массой Q со временем замедления между зарядами не менее 20 мс безопасное расстояние рассчитывается по формуле:

$$r_c = \frac{K_r K_c \alpha}{N^{0,25}} \cdot Q^{\frac{1}{3}},$$

где N – число групп зарядов или отдельных зарядов, взрываемых через замедление.

6.3. Определение расстояний, безопасных по действию УВВ

6.3.1. Расстояния, безопасные по действию УВВ на застекление

При взрывах наружных и скважинных (шпуровых) зарядов рыхления при взрывании пород V1-VIII групп по СНиП безопасные расстояния r_b определяются по формулам:

$$r_b = 200\sqrt[3]{Q_3}, \quad \text{при } 1000 \text{ кг} \leq Q_3 < 5000 \text{ кг};$$

$$r_b = 65\sqrt{Q_3}, \quad \text{при } 2 \text{ кг} \leq Q_3 < 1000 \text{ кг};$$

$$r_b = 63\sqrt[3]{Q_3^2}, \quad \text{при } Q_3 < 2 \text{ кг},$$

где Q_3 - эквивалентная масса заряда, кг.

Для наружных зарядов

$$Q_3 = K_H \cdot Q,$$

где K_H - коэффициент, значение которого определяется соотношением $l_{заб}/l_{зар}$ (табл. 22).

Таблица 22

Значение коэффициента K_H

$l_{заб}/l_{зар}$	0	1	2	3	4
K_H	1	0,5	0,3	0,1	0,03

Для группы N скважинных (шпуровых) зарядов (длиной более 12 диаметров заряда), взрывааемых одновременно:

$$Q_3 = 12 P d_c K_3 N,$$

где K_3 - коэффициент, зависящий от соотношения длины забойки к диаметру скважины (шпура) (табл. 23);

N - число зарядов, приходящихся на ступень замедления.

Таблица 23

Значение коэффициента K_3

$l_{заб}/d_c$	0	5	10	15	20
K_3	1	0,15	0,02	0,003	0,002

В случае инициирования зарядов ДШ суммарная масса ВВ в сети ДШ добавляется к значению Q_3 . При использовании короткозамедленного взрывания необходимо принимать к расчету группу с максимальной Q_3 . При интервале замедления от 10 до 20 мс γ_v должно быть увеличено в 2 раза, при интервале замедления от 20 до 30 мс - в 1,5 раза, при интервале замедления от 30 до 50 мс в 1,2 раза.

6.3.2. Определение безопасного расстояния по действию УВВ на человека

Для наружного заряда безопасное расстояние рассчитывается по формуле

$$r_{\min} = 15\sqrt[3]{Q},$$

где Q - масса наружного заряда ВВ, кг.

Формула используется в случае необходимости максимального приближения взрывников к месту взрыва. В остальных случаях рассчитанное по формуле расстояние должно быть увеличено в 2 - 3 раза.

6.4. Определение границы опасной зоны

За безопасное расстояние необходимо принимать наибольшее из рассчитанных по различным поражающим факторам. Для людей при взрывных работах на открытой местности безопасное расстояние следует принимать не менее (согласно ЕПБ при ВР):

наружные заряды	300 м
шпуровые заряды	200 м (на косогорах 300 м)
скважинные заряды	≥ 200 м
котловые заряды	≥ 300 м
камерные заряды	≥ 300 м
простреливание скважин для образования котлов	100 м

7. ПРОИЗВОДСТВО МАССОВОГО ВЗРЫВА. ПРАВИЛА БЕЗОПАСНОСТИ

Взрывные работы на предприятиях ведутся по проектам, которые разрабатываются на каждый взрыв на основе Типового проекта, в котором приводится распорядок проведения массового взрыва. В распорядке отражаются вопросы организации подготовки и проведения взрыва. В курсовой работе должны быть разработаны следующие вопросы:

1. Подготовка блока к заряданию.
2. Перевозка ВМ к месту взрыва.
3. Изготовление боевиков и зарядание скважин (шпуров).
4. Монтаж взрывной сети.
5. Охрана взрываемого блока и взрывоопасной зоны.
6. Порядок и назначение сигналов для взрывных работ.

7. Допуск людей к блоку после взрыва.

Разработка вопросов данного раздела курсовой работы производится в соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах.

8. СХЕМА ПАРАМЕТРОВ МАССОВОГО ВЗРЫВА

В данном разделе курсовой работы приводится план расположения скважин (шпуров) на взрываемом объекте со схемой монтажа взрывной сети с нанесением размещения пиротехнических замедлителей (с указанием интервалов замедления), средств инициирования и их количества. По одному из сечений вычерчивается разрез скважинных (шпуровых) зарядов с нанесением численных значений рассчитанных параметров (величина забойки, перебура, длина заряда ВВ, величина линии сопротивления по подошве, расстояние между рядами скважин), наименования применяемых ВВ, боевиков. Примерная схема расположения скважин, разрезы, конструкция заряда приведены на рис. 6.

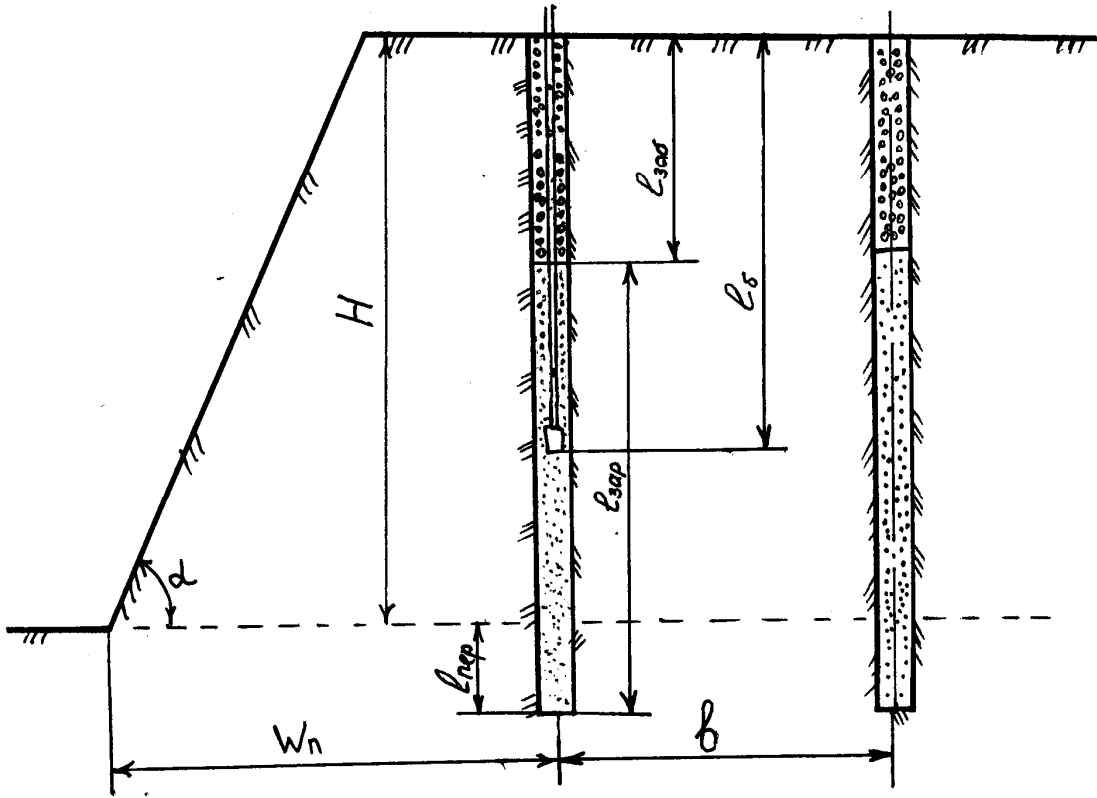
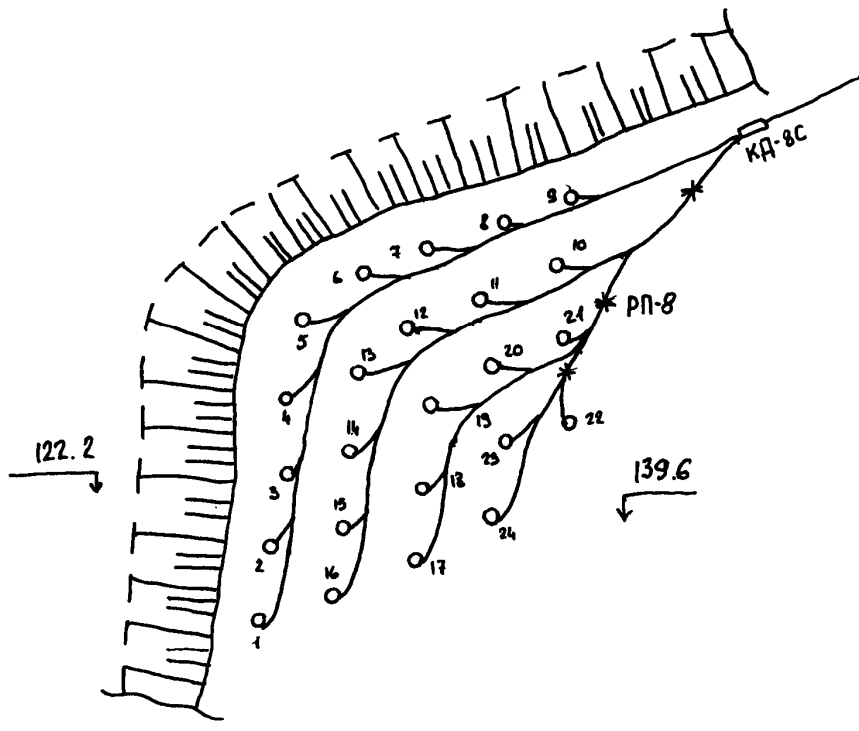


Рис. 6. Примерная схема расположения скважин, разрезы, конструкция заряда.

9. СВОДНАЯ ВЕДОМОСТЬ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРОЕКТА

По результатам расчетов составляется в виде таблицы сводная ведомость показателей проекта массового взрыва. В ней должны отражаться основные параметры скважинных (шпуровых) зарядов, объем взрываемой породы, удельный расход ВВ и средств взрывания на дробление 1 м³ породы. Примерный перечень показателей приведен в табл. 24. Фактический перечень показателей определяется студентом (по согласованию с преподавателем) с учетом метода взрывных работ и способа взрывания.

Таблица 24

Сводная ведомость показателей проекта

Наименование показателей	Расчетное значение
Объем взрываемого массива, м ³	
Категория взрываемости	
Число скважин	
Высота уступа, м	
Глубина скважины, м	
Величина перебура, м	
Расстояние между рядами скважин, м	
Сопротивление по подошве, м	
Длина заряда, м	
Длина забойки, м	
Величина заряда в скважине, кг:	
основного	
дополнительного	
Вместимость 1 м скважины, кг	
Вид ВВ	
Конструкция заряда	
Общий объем бурения, м	
Удельный расчетный расход ВВ, кг/м ³	
Расход ДШ, м	
КЗДШ-69, РП-8, штук	
Выход горной массы, м ³ :	
с 1 м скважины	
с одной скважины	

ЛИТЕРАТУРА

1. Единые правила безопасности при взрывных работах.-М.:НПО ОБТ, 1992.-238 с.
2. Проектирование взрывных работ в промышленности / Э.Б. Башкуев, А.М. Бейсебаев, В.Ф. Богацкий и др. // М.:Недра, 1983.-359 с.
3. Поздняков З.Г., Росси Б.Л. Справочник по промышленным взрывчатым веществам и средствам взрывания. - М.: Недра, 1977.
4. Дубнов Л.В., Бахаревич Н.С., Романов А.И. Промышленные взрывчатые вещества. - М.: Недра, 1988.
5. Справочник взрывника /Под ред. Кутузова. М., Недра 1988 г.
6. Нормативный справочник по буровзрывным работам /Ф.А.Авдеев, В.Л. Барон, Н.В. Гуров и др. М., Недра, 1986.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Значения коэффициента $K_{тр}$

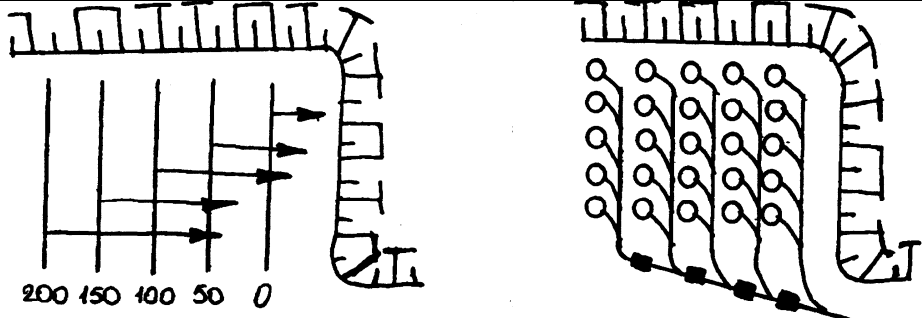
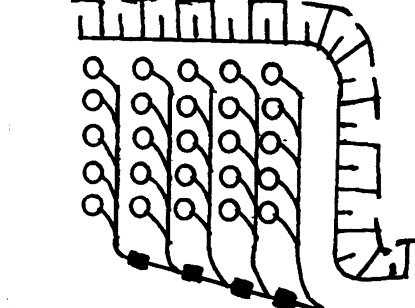
Категория пород по трещиноватости	d_0 , см	Породы и типичные горно-геологические условия	$K_{тр}$
1. Чрезвычайно трещиноватые	<10	Сильно выветренные осадочные и метаморфические полускальные породы ($\sum \sigma < 70$ МПа) в зонах интенсивных тектонических нарушений; полускальные и скальные нарушенные породы (после выветривания) в верхней части нижележащего слоя высотой 2-6 м	0,1-0,2
II. Сильнотрещиноватые	10-20	Слоистые и сланцевые осадочные и метаморфические полускальные ($\sum \sigma < 70$ МПа) и наименее прочные скальные ($\sum \sigma < 100$ МПа) породы в геосинклинальных областях	0,3-0,4
	20-50	Массивные осадочные полускальные породы ($\sum \sigma < 70$ МПа), магматические и метаморфические скальные породы средней прочности ($\sum \sigma = 100-150$ МПа) в зонах сильных тектонических нарушений	0,5-0,6
III. Среднетрещиноватые	50-70	Слоистые и сланцеватые осадочные и метаморфические полускальные и скальные породы ($\sum \sigma < 100$ МПа) в платформенных областях; массивные осадочные полускальные породы ($\sum \sigma < 70$ МПа) в зонах умеренной тектонической деятельности	0,65-0,75
	70-100	Массивные осадочные полускальные породы ($\sum \sigma < 70$ МПа) в платформенных областях; магматические и метаморфизованные скальные породы ($\sum \sigma = 100-150$ МПа) в зонах умеренной тектоники	0,75-0,85
IV. Мало-	100-120	Скальные осадочные, метаморфические и магма-	0,85-0,9

трещиноватые	120-150	тические породы ($\sum \sigma = 100-150$ МПа) в платформенных областях Магматические, метаморфические и осадочные скальные породы ($\sum \sigma = 150-200$ МПа) в платформенных областях; периферийные части эффузивов	0,9-0,95
V. Практически монолитные	> 150	Магматические и метаморфизованные скальные породы ($\sum \sigma \geq 200-250$ МПа) в платформенных областях; центральные части молодых эффузивов; исключительно крупноблочные песчаники и известняки	0,95-1,0

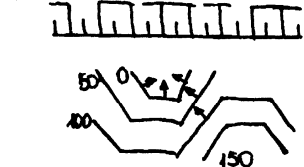
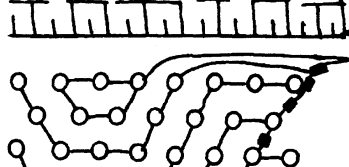
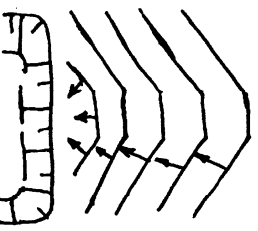
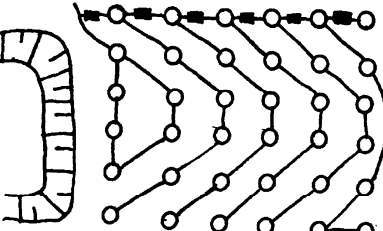
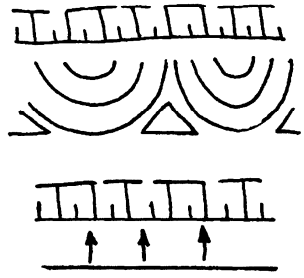
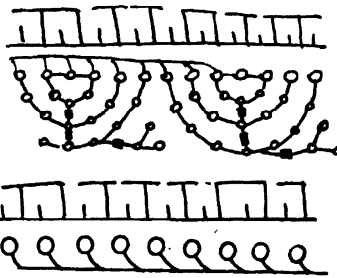
ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Схемы взрывных сетей (ДШ)

Группы схем	Варианты схем	Схемы с прямолинейным расположением зарядов		Условия применения
		Схема взаимодействия рядов зарядов	Монтажная схема	
1	2	3	4	5
Продольные	Порядные последовательные			Фронтальный забой, подобранный откос уступа, легко взрываемые породы
	Порядные врубные			Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откосы уступа, не менее трех рядов скважин, породы средней и ниже средней взрываемости, необходимость уменьшения развала
				Траншейный забой, легко взрываемые породы
1	2	3	4	5

<p>Поперечные</p>	<p>Порядные последовательные</p>		<p>Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откосы уступа, не менее четырех рядов скважин, породы средней и ниже средней взрываемости, откос уступа обнажен во фланге</p>
	<p>Порядные врубные</p>		<p>Траншейный забой, подобранный откос уступа, небольшая протяженность взрываемого блока, породы средней и ниже средней взрываемости</p> <p>Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откосы уступа, породы средней и ниже средней взрываемости, не менее четырех рядов скважин, необходимость уменьшения развала</p>

1	2	3	4	5
<p>Диагональные</p>	<p>Порядные последовательные</p>			<p>Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, сложное строение массива, не менее четырех рядов скважин, имеется ограничение по сейсмическому эффекту</p>
	<p>Порядные врубные</p>			<p>То же</p>
<p>Треугольные</p>				<p>Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, трудновзрывааемые породы сложной структуры. Те же, породы, но траншейный забой и подобранный откос уступа</p>

1	2	3	4	5
Трапецевидные				<p>Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откосы уступа, трудновзрываемые породы сложной структуры</p>
Радиальные				<p>То же, но траншейный забой. Фронтальный забой, неподбранный откос уступа, значительное число скважинных зарядов. Трудновзрываемые горные породы.</p>
Последовательные				<p>Фронтальный забой, подобранный откос уступа, легковзрываемые породы.</p>

