

Документ подписан простой электронной подписью
Информация о владельце:
ФИО: Емельянов Сергей Геннадьевич
Должность: ректор
Дата подписания: 02.06.2022 15:36:08
Уникальный программный ключ:
9ba7d3e34c012eba476ffd2d064cf2781953be730df2374d16f3c0ce536f0fc6

МИНОБРАЗОВАНИЯ РОССИИ
Федеральное государственное бюджетное
Образовательное учреждение высшего образования
«Юго-Западный государственный университет»
(ЮЗГУ)

Кафедра экспертизы и управления недвижимостью, горного дела

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебной работе
С. Г. Локтионов
(ЮЗГУ)
2022

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ
Методические указания по выполнению практических работ для
студентов специальностей
«Обогащение полезных ископаемых»
«Открытые горные работы»

Курск 2022

УДК 622(075.8)

Составитель: Л.А. Семенова

Рецензент

Кандидат географических наук, профессор Р.А. Попков

Технология и безопасность взрывных работ: Методические указания по выполнению практических работ для студентов специальностей «Обогащение полезных ископаемых», «Открытые горные работы»/ Юго-Зап. гос. ун-т; сост.: Л.А. Семенова.- Курск, 2022.- 80с.: рис. 6.- Библиогр.: с. 56.

Содержит основные сведения о правилах выполнения и оформления практических работ по дисциплине «Технология и безопасность взрывных работ». В методических указаниях приведены необходимые теоретические и справочные материалы для расчетов, рассмотрены основные методы расчета сосредоточенных зарядов ВВ, параметров скважинных, шпуровых, накладных и, применяемых при добыче полезных ископаемых, безопасных расстояний при производстве взрывных работ на земной поверхности.

Методические указания соответствуют требованиям программы, утвержденной на заседании кафедры Э и УН, ГД протокол № 1 от «30» 08 2021 года.

Предназначены для студентов направления подготовки (специальности) 21.05.04 Горное дело для специализации «Обогащение полезных ископаемых», «Открытые горные работы».

Текст печатается в авторской редакции

Подписано в печать

формат 60x84 1/16

Усл. Печ. Лист 4,65 Уч.-изд.л. 4,21 Тираж 100 экз. Заказ Бесплатно 1044

Юго-Западный государственный университет.

305040, г. Курск, ул. 50 лет Октября, 94

Содержание

1	Практическая работа № 1. Расчет параметров сосредоточенных зарядов выброс	4
		15
2	Практическая работа № 2. Расчет параметров скважинных зарядов при взрывании на карьерах	
3	Практическая работа № 3. Расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ на карьерах	39
		45
4	Практическая работа № 4. Расчет параметров накладных, шпуровых и кумулятивных зарядов для дробления негабарита	
5	Практическая работа № 5. Составление паспорта производства взрывных работ при дроблении негабарита	50
6	Практическая работа № 6. Решение задач на расчет тепловых эффектов реакций взрывчатых превращений	52
7	Практическая работа № 7. Решение задач на определение кислородного баланса взрывчатых веществ	55
		56
	Список литературы	

Практическое занятие 1. Расчет параметров сосредоточенных зарядов выброса

1.1 Общие положения

Заряды выброса (взрывы на выброс) используются при строительстве гидротехнических и гидромелиоративных объектов: каналов, траншей, котлованов; при строительстве выемок под земляное полотно автомобильных и железных дорог; въездных траншей на карьерах.

Взрывы на выброс в зависимости от конструкции заряда ВВ принято подразделять на следующие виды:

- взрывание сосредоточенных зарядов ВВ, размещенных в зарядных камерах, пройденных из шурфов, либо штолен;

- взрывание скважинных зарядов, в т.ч. котловых;
- взрывание удлиненных зарядов ВВ (линейно-протяженные штольневые или траншейные заряды), которые подразделяются на:

а) траншейные заряды, применяемые для строительства каналов и котлованов в грунтах I-IV категории по СНиП;

б) щелевые заряды, применяемые для строительства каналов и котлованов глубиной до 5 м в грунтах до IV категории СНиП, в мерзлых грунтах; в) штольневые заряды, применяемые для строительства каналов и

котлованов в полускальных и скальных грунтах.

При расчете сосредоточенных зарядов выброса принимается, что форма воронки выброса (выброса и разрушения) конусообразная. На практике такое допущение не приводит к грубым ошибкам в расчетах.

Объем такой воронки (объем конуса) определяется по формуле

$$V = \frac{1}{3} \pi r^2 W, \text{ м}^3, \quad (1.1)$$

где r - радиус воронки выброса, м;

W - ЛНС, глубина заложения заряда ВВ, м

При значении угла раствора при вершине $2\alpha = 90^\circ$ воронка выброса называется нормальной и в этом случае

$$r = W,$$

откуда, принимая, что $\alpha = 45^\circ$,

$$V = W^3. \quad (1.2)$$

r

Отношение $\frac{r}{W}$ называется показателем действия взрыва

$$n = \frac{r}{W} \cdot \tan \alpha \quad (1.3)$$

Здесь α - угол полураствора воронки выброса, град.

Значения $n > 1$, $r > W$, $2 \geq 90^\circ$ определяют параметры воронки усиленного выброса, при $n < 1$, $r < W$, $2 < 90^\circ$ – воронки уменьшенного выброса. При $n < 0,75$ показатель действия взрыва теряет физический смысл, так как в этом случае видимая воронка не образуется.

1.2 Расчет массы ВВ сосредоточенного заряда выброса

Масса заряда ВВ нормального выброса определяется формулой

$$Q = q_n \cdot W^3, \text{ кг}, \quad (1.4)$$

где q_n - расчетный удельный расход ВВ для нормальной воронки выброса, кг/м³.

Для количественной оценки действия взрыва зарядов может быть использован т.н. коэффициент относительной массы заряда N_q , который равен отношению массы данного заряда q_n к массе заряда нормального действия q_n при одной и той же величине ЛНС:

$$N_q = \frac{q_n}{q_n} \quad (1.5)$$

Здесь принято, что удельный расход ВВ на образование нормальной воронки выброса ($r=W$, $2 \leq 90^\circ$, $n=1$) для каждой породы является величиной постоянной.

Таблица 1.1 - Классификация зарядов ВВ по наружному действию взрыва в зависимости от величины коэффициента относительной массы

Коэффициент относительной массы заряда N_q	Вид заряда
$N_q \geq 1$ $N_q > 1$ $N_q = 1$	Заряд выброса Усиленного выброса Нормального выброса
$0,2 \leq N_q \leq 1$	Рыхление
$0,35 \leq N_q \leq 1$	Усиленного рыхления (уменьшенного выброса)
$N_q = 0,35$	Нормального рыхления
$0,2 \leq N_q \leq 0,35$	Уменьшенного рыхления

Установлено, что при уменьшении или увеличении заряда нормального выброса (принятого за эталон) соответственно уменьшается или увеличивается показатель действия взрыва. При сравнении расчетных данных и экспериментальных получено, что разрушение породы при $n < 1$ происходит с меньшими удельными расходами ВВ, а при $n > 1$ – с существенно большими по сравнению со стандартными удельными расходами.

Для учета влияния показателя действия взрыва в расчетную формулу массы заряда ВВ вводится функция показателя действия взрыва $f(n)$

$$Q = f(n) \cdot q_n \cdot W^3, \quad (1.6)$$

при $n > 1$ $f(n) > 1$;

при $n = 1$ $f(n) = 1$;

при $n < 1$ $f(n) < 1$.

В настоящее время из большого числа предложенных выражений для $f(n)$ наиболее часто используется формула М.М. Борескова:

$$f(n) = 0,4 + 0,6 \cdot n^3. \quad (1.7)$$

Откуда

$$Q = (0,4 + 0,6 \cdot n^3) \cdot q_n \cdot W^3. \quad (1.8)$$

На практике часто при взрывании на выброс значение показателя действия взрыва n принимают в пределах 1,5-3,0.

Таблица 1.2 - Значения функции показателя действия взрыва при $n = 1 \square 3$.

n	1	1,25	1,5	1,75	2,0	2,25	2,5	2,75	3,0
$0,4 + 0,6 \cdot n^3$	1,0	1,57	2,43	3,62	5,2	7,23	9,78	12,9	16,6

Величины расчетных удельных расходов ВВ (q_n) для взрывания на выброс приведены в таблице 1.3.

При значениях ЛНС более 25 м формула М.М. Борескова дает заниженные результаты величин зарядов ВВ. Поэтому для условий взрывания

при $W > 25$ м вводится, предложенная проф. Г.Н. Покровским, поправка $\frac{W}{25}$,

откуда

$$Q = (0,4 + 0,6 \cdot n^3) \cdot q_n \cdot W^3 \cdot \frac{W}{25}, \text{ кг.} \quad (1.9)$$

Введение такого поправочного коэффициента обусловлено необходимостью придать массе выбрасываемого грунта скорость, достаточную для его выброса за пределы контура воронки взрыва.

Таблица 1.3 -Величина расчетного удельного расхода взрывчатого вещества (для аммонита 6ЖВ)

Наименование породы	Группа (категория) грунтов и пород по СНиП	Коэффиц. крепости f по проф. М.М.Протодьяконову	Средний объемный вес породы, кг/м ³	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³	
				для зарядов рыхления, q	для зарядов выброса, q_n
Песок	I	-	1500	-	1,6-1,8
Песок плотный или влажный	I-II	-	1650	-	1,3- 1,3
Суглинок тяжелый	II	-	1750	0,35-0,4	1,2-1,5
Глина ломовая	III	-	1950	0,35-0,45	1,0-1,4
Лесс	III-IV	-	1700	0,3-0,4	0,9-1,2
Мел, выщелоченный мергель	IV-V	0,8- 1,0	1850	0,25-0,3	0,9- 1,2
Гипс	IV	1,0-1,5	2250	0,35-0,45	1,1-1,5
Известняк - ракушечник	V-VI	1,5-2,0	2100	0,35-0,6	1,4-1,8
Опока, мергель	IV-VI	1,0-1,5	1900	0,3-0,4	1,0-1,3
Туфы трещиноватые, плотные, тяжелая пемза	V	1,5- 2,0	1100	0,35-0,5	1,2- 1,5
Конгломерат, брекчии на известковом и глинистом цементе	IV- VI	2,3- 3,0	2200	0,35- 0,45	1,1- 1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдистый, серицитовый мергель	VI-VII	3- 6	2200	0,4- 0,5	1,2- 1,6
известняк Доломит,					

магнезит, песчаник на известковом цементе	VII- VIII	5- 6	2700	0,4- 0,5	1,2- 1,8
Известняк , песчаник, мрамор	VII-IX	6- 8	2800	0,45-0,7	1,2- 2,1
Гранит, гранодиорит	VII-X	6-12	2800	0,5-0,7	1,7-2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX- XI	6-18	3000	0,6-0,75	1,7- 2,2
Кварцит	X	12-14	3000	0,5-0,6	1,6-1,9
Порфирит	X	16-20	2800	0,7-0,75	2,0-2,2

Примечание. В случае применения других ВВ приведенные в таблице 1.3 значения q и q_n следует умножить на переводной коэффициент работоспособности применяемого ВВ.

Таблица 1.4-Значения поправки на глубину расположения зарядов

W	25	30	35	40	50
$\sqrt{\frac{W}{25}}$	1,0	1,09	1,18	1,27	1,41

1.3 Расчет основных параметров воронки выброса

Основные параметры воронки выброса приведены на рис.1.1.

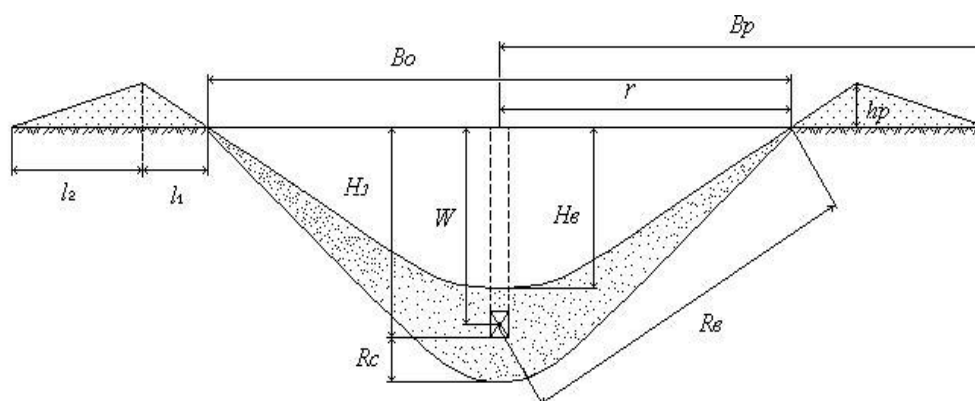


Рис.1.1 Параметры воронки выброса:

H_g - видимая глубина воронки выброса; R_c - величина сжатия грунта; R_g - радиус действия взрыва; B_0 - диаметр воронки выброса; W - ЛНС;
 r - радиус воронки выброса; B_p - ширина развала; h_p - высота развала; H_3 - глубина заложения заряда ВВ

Радиус воронки выброса

$$r = n \cdot W . \quad (1.10)$$

Ширина выемки поверху

$$B_o = 2nW . \quad (1.11)$$

Радиус действия взрыва

$$R = W \sqrt{1 + n^2} . \quad (1.12)$$

При взрыве на выброс рассчитывается видимая глубина воронки выброса (фактическая глубина без учета обратно упавшего грунта).

Для нескальных пород и грунтовых массивов

$$H_{\text{в}} = \cdot W \cdot (2n - 1), \text{ м}, \quad (1.13)$$

где - эмпирический коэффициент, учитывающий условия производства взрывов на выброс:

- для нескальных пород = 0,33;

- для водонасыщенных грунтов - глины, суглинки, = 0,45.

Для скальных пород:

$$\text{при } n < 2 \quad H_{\text{в}} \approx 0,33 \cdot W \cdot (2n - 1); \quad (1.14)$$

$$\text{при } n > 2 \quad H_{\text{в}} \approx W(0,135n - 0,8) . \quad (1.15)$$

Таблица 1.5-Ориентировочные значения показателя простреливаемости P_{np} (по данным ЦПЭССЛ ФГУП "Союзвзрывпром")

ГОРНАЯ ПОРОДА	Группа грунтов и пород по СНиП	Пределы показателя простреливаемости P_{np} , $\text{дм}^3/\text{кг}$
Глина пластичная моренная	II	900-1400
Глина черная	III	400-600
Глина моренная	III	220-530
Глина желто-бурая жирная	III	220-270
Глина темно-красная жирная	III	170-250
Мергель мягкий трещиноватый	IV	100-170
Мергель мягкий сильно трещиноватый	IV	180-280
Глина ломовая темно-синяя	IV	100-150
Суглинок тяжелый, глина песчанистая	IV	70-190
Мел мягкий, известняк-ракушечник	V	35-65
Мергель средней крепости, доломит мергелистый, известняк мягкий	V-VI	≤ 20 , (большой разброс)

сильно трещиноватый		значений)
Гипс плотный, мелкозернистый, сланцы глинистые крепкие, гранит сильно трещиноватый, фосфориты средней крепости, силициды, известняки средней трещиноватости	VI-VIII	3-15
Гранит средней трещиноватости, кварциты плотные железистые, кварциты плотные серые, апатито-нефелиновая руда, известняк плотный, змеевики с включением асбеста, песчаник, доломит	VII-IX	2-10
Роговики, скарны, мрамор, кремль пластовый, известняки крепкие, гранит крупнозернисты среднезернистый й и , фосфориты крепкие, доломит крепкий	VII-XI	0,2-5

Фактическая глубина воронки выброса, без учета обратно упавшего грунта, определяется выражением

$$H_{\phi} = W + R_c, \quad (1.16)$$

здесь R_c - радиус сферы сжатия (камуфлетной полости), определяемый выражением

$$R_c = 0,0623 \sqrt{\frac{P_{np}}{Q}}, \quad (1.17)$$

где P_{np} - показатель простреливаемости пород, принимаемых по данным табл. 1.5, дмз/кг;

Q - масса сосредоточенного заряда выброса, кг.

Максимальная ширина развала породы от оси воронки до конца развала

$$B_p = 5 \cdot n \cdot W, \text{ м.} \quad (1.18)$$

Средняя высота навала взорванной породы оценивается по формуле

$$h_{cp} = 0,5H_v, \text{ м.}$$

Крутизна навала по бортам выемки определяется для внутреннего откоса как 1:1,3, для обратного откоса навала приблизительно 1:4÷1:5 и определяется по величине B_p .

При строительстве протяженных выемок заряды выброса располагаются по оси строящейся выработки. Расстояние между зарядами выброса a в ряду определяется по формуле

$$a = 0,55W(n + 1), \text{ м,} \quad (1.19)$$

что соответствует значениям, приведенным в табл. 1.6.

Таблица 1.6

n	2,0	2,5	3,0
a	1,6W	2,0W	2,2W

Число зарядов выброса (шурфов) по длине однорядном расположении определяем по формуле

выемки $l_{выр}$ при их

$$N_{зар} = \frac{l_{выр}}{a}. \quad (1.20)$$

1.4 Расчет необходимого объема зарядной камеры для сосредоточенного заряда выброса

Обычно сосредоточенные заряды выброса располагаются в камерах, пройденных из шурфов или штолен.

Форма камер и размеры их поперечного сечения устанавливаются проектом. В зависимости от величины заряда ВВ и условий залегания горных пород она может быть кубической, в виде параллелограмма или фигурной.

Подводящие выработки к зарядным камерам должны иметь сечение в свету не менее: для шурфов - 1 м^2 ($1,0 \times 1,0$); для штолен - $1,2 \text{ м}^2$ ($1,5 \times 0,8$). Устье шурфа должно быть закреплено сплошной венцовой крепью на глубину не менее 3 м. Зарядные камеры должны сопрягаться с шурфами.

Заряды выброса массой до 5 т обычно располагают в камерах кубической формы. Размеры сторон кубической камеры определяют по формуле

$$h = \sqrt[3]{V_k}, \quad (1.21)$$

где V_k - требуемый объем зарядной камеры, м³.

Глубина шурфов определяется по формуле

$$l_{ш} = W + \frac{h_k}{2}, \text{ м.} \quad (1.22)$$

Требуемый объем зарядной камеры вчерне рассчитывается по формуле

$$V_k = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot \frac{Q}{\Delta}, \quad (1.23)$$

где k_1 - поправочный коэффициент на крепление камеры, равный отношению сечения камеры вчерне к сечению камеры в свету. Для камер, проходимых без крепления, $k_1 = 1$; с использованием сплошного крепления - $k_1 = 1,45$;

k_2 - поправочный коэффициент на тару ВВ, изменяющийся от 1,1-1,4. Для ВВ, заряжаемых россыпью, $k_2 = 1$; для ВВ в мешках $k_2 = 1,3$;

k_3 - коэффициент резерва, учитывающий наличие в камере участков, труднодоступных для заряжания, $k_3 = 1,1 \div 1,2$;

Q - расчетная масса сосредоточенного заряда выброса, т;

Δ - плотность заряжания. Для условий заряжания ВВ россыпью (граммониты, гранулиты, аммониты) принимается $\Delta = 0,8 \div 0,85 \text{ т/м}^3$.

На рис. 1.2 приведена схема расположения сосредоточенного заряда в камере, пройденной из шурфа.

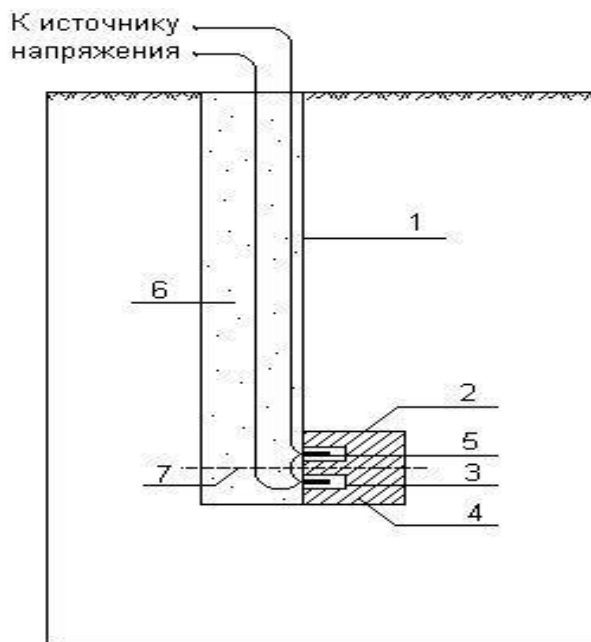


Рис.1.2 Схема расположения сосредоточенного заряда в камере, пройденной из шурфа:

1 – шурф; 2 – зарядная камера; 3 – боевик; 4 – заряд ВВ; 5 – ЭД;
6 – забойка; 7 – проектный контур выемки по дну

На рис.1.3 приведена схема построения профиля воронки выброса при взрывании в суглинках.

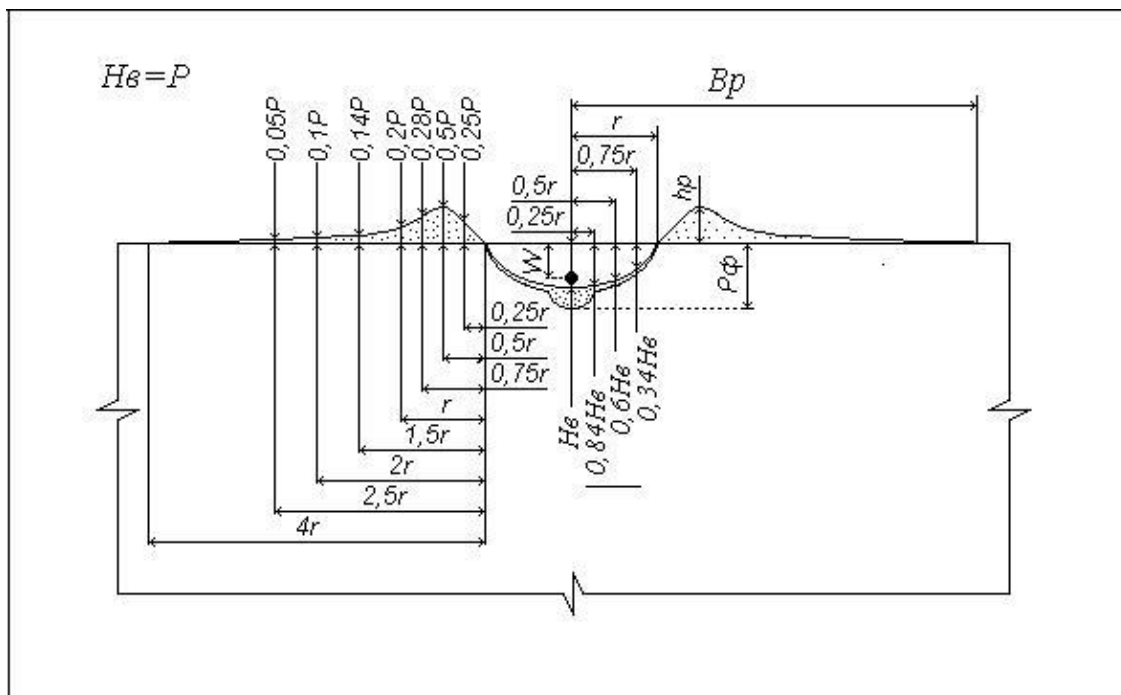


Рис.1.3 Параметры воронки выброса (построение профиля воронки выброса)

Пример 1. Взрывом сосредоточенных шурфовых зарядов на выброс требуется образовать выемку длиной 50 м и шириной поверху 16 м. Необходимо определить массу сосредоточенного заряда ВВ, параметры воронки выброса, расстояние между зарядами выброса и их общее количество, общий расход ВВ. Глубина заложения шурфового заряда $W = 4$ м в песчаниках VII категории по СНиП.

По таблице 2 определяем удельный расход нормального выброса для песчаника VII категории по СНиП:

$$q_n = 1,3 \div 1,7, \text{ кг/м}^3,$$

принимаем $q_n = 1,5 \text{ кг/м}^3$.

Определяем показатель действия взрыва

$$n = \frac{8}{4} = 2.$$

Масса заряда усиленного выброса для $n = 2$

$$Q = (0,4 + 0,6n^3) \cdot q_n \cdot W^3 = (0,4 + 0,6 \cdot 2^3) \cdot 1,5 \cdot 4^3 = 540 \text{ кг.}$$

Радиус воронки усиленного выброса

$$r_e = n \cdot W = 2 \cdot 4 = 8 \text{ м.}$$

Видимая глубина воронки при усиленном выбросе $n = 2$

$$H_e = W(0,135 \cdot 2 + 0,8) = 4,28 \text{ м.}$$

Рассчитываем радиус сферы сжатия грунта

$$R_c = 0,062 \sqrt[3]{P_{np} \cdot Q}.$$

Для песчаника (см. табл.5.5) $P_{np} = 7 \div 10 \text{ дм}^3/\text{кг}$, в расчете принимаем

$P_{np} = 8 \text{ дм}^3/\text{кг}$.

Откуда

$$R_c = 0,062 \cdot \sqrt[3]{8 \cdot 540} = 1,01 \text{ м.}$$

Фактическая глубина воронки выброса

$$H_{\phi} = 4 + 1,01 \approx 5,0 \text{ м.}$$

Ширина развала взорванной породы

$$B_p = 5 \cdot 2 \cdot 4 = 40 \text{ м.}$$

Расчетная средняя высота навала взорванной породы

$$h_p = 0,5 \cdot 4,3 = 2,15 \text{ м.}$$

Определяем расстояние между зарядами выброса:

$$a = 0,55 \cdot 4(2 + 1) = 6,6 \text{ м.}$$

Определяем число шурфов (зарядов выброса) по длине выемки:

50

$$N_{зар} = \frac{50}{7} = 7,6.$$

Принимаем 8 шурфовых зарядов выброса.

Общий расход ВВ составит

$$Q_{ВВ} = 540 \cdot 8 = 4320 \text{ кг.}$$

Определяем необходимый объем зарядной камеры без крепления ($k_1 = 1$) для размещения заряда граммонита 79/21, россыпью $k_2 = 1,1$:

$$V_K = 1 \cdot 1,1 \cdot 1,2 \cdot \frac{4320}{540} = 0,89 \text{ м}^3,$$

Определяем размер стороны зарядной камеры кубической формы:

$$h_k = \sqrt[3]{0,89} = 0,96 \approx 1 \text{ м.}$$

Определяем глубину заложения шурфа:

$$l_{ш} = 4 + \frac{h_k}{2} = 4,5 \text{ м.}$$

Практическое занятие 2. Расчет параметров скважинных зарядов при взрывании на карьерах

2.1 Общие положения

В соответствии с «Техническими правилами ведения взрывных работ на дневной поверхности» под расчетом зарядов ВВ понимается определение всех параметров (вес, форма, глубина заложения заряда, взаимное расположение зарядов, перебур, длина забойки, расчетный удельный расход ВВ и т.п.), обеспечивающих техническое решение задачи, поставленной перед взрывом.

При производстве взрывных работ используются различные методы ведения взрывных работ: шпуровыми, котловыми, камерными и малокамерными, скважинными и другими зарядами. Наиболее широко на горных предприятиях на открытых горных работах и в строительстве применяется метод скважинных зарядов.

Метод скважинных зарядов при взрывании на карьерах является основным и наиболее распространенным. Для разрушения массива породы заряды ВВ размещаются в вертикальных или наклонных скважинах диаметром $100 \div 360$ мм и глубиной $5 \div 20$ и более м. На уступе скважины располагают в один (однорядное взрывание), два и более рядов (многорядное взрывание).

Расположение скважин на уступах карьеров характеризуется следующими параметрами: диаметр скважины (заряда) $d_{скв}$; высота уступа H , м; сопротивление по подошве (СПП) W , м; расстояние между скважинами в ряду a , м; расстояние между рядами b , м; безопасное расстояние до верхней бровки уступа C , м; длина (глубина) скважины $l_{скв}$ м; длина забойки $l_{заб}$, м; длина перебура $l_{пер}$, м; угол откоса уступа; угол наклона скважин (рис.6.1).

Массовые взрывы зарядов ВВ на земной поверхности проводятся в соответствии с требованиями и нормами проектирования: «Единых правил безопасности при взрывных работах», «Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом», «Типовой инструкции по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности», «Правил перевозки опасных грузов автомобильным транспортом», «Инструкции по предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших зарядов взрывчатых веществ на земной поверхности и в подземных выработках» и другими нормативными документами.

На карьерах составляется и утверждается в установленном порядке **Типовой проект производства взрывных работ**, который периодически пересматривается с учетом меняющихся горно-геологических условий разработки и совершенствования технологии ВР.

В типовом проекте приводятся: краткая геологическая характеристика пород месторождения, классификация пород (руд) по взрываемости, типы буровых станков, виды ВВ, способы взрывания, конструкция зарядов, параметры расположения скважин на уступах в зависимости от категории пород, высоты уступа и т.д., расчетные показатели взрыва (удельный расход ВВ, выход горной массы с 1 м скважины, вместимость 1 пог. м скважины, величина забойки, перебура и др.), схемы взрывной сети, интервалы замедления, расчеты зарядов ВВ, расчет сейсмически безопасных расстояний, безопасных расстояний по разлету кусков взорванной горной массы, по действию УВВ, организация ведения взрывных работ и мероприятия по вопросам безопасности.

Массовый взрыв на карьерах выполняется по **проекту массового взрыва**, разрабатываемого для конкретных условий на каждый взрыв на основе Типового проекта.

Для составления технических расчетов и схем расположения скважин на уступе маркшейдерской службой предприятия составляются планы разрабатываемых горизонтов и выкопировки взрываемых блоков в масштабе 1:500 (1:1000), а также профили характерных разрезов блока с указанием свойств пород и руд (трещиноватости, крепости, рудоносности и т.п.). По данным профилей выполняется первичное определение значений СПП, глубины скважины, величины перебура, расстояний между скважинами и их рядами, удаление скважин от верхней бровки уступа, а также производится предварительный расчет зарядов. После бурения скважин на основе маркшейдерской съемки их расположения определяется фактическое значение СПП, глубины скважин и другие параметры и на основании этих данных рассчитывают заряды ВВ по тем же формулам, а после этого составляют (корректируют) проект взрыва.

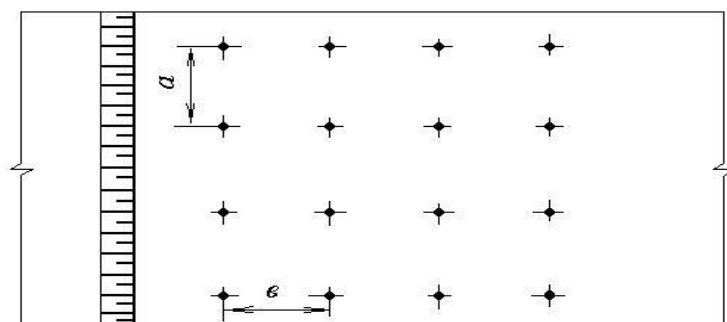
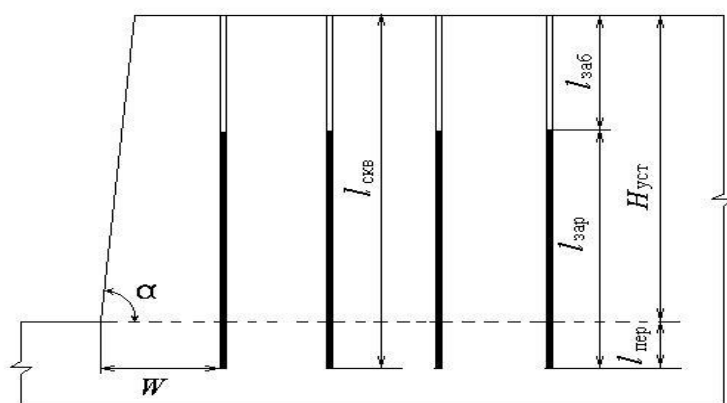


Рис. 2.1. Параметры расположения скважинных зарядов на взрываемом уступе

2. 2 Расчет параметров скважинных зарядов

Выбор диаметра скважинных зарядов ВВ

Диаметр вертикальных скважин, при котором обеспечивается нормальная проработка подошвы уступа при заданных высоте и угле откоса уступа, определяется из равенства безопасно допустимого сопротивления по подошве СПП (W_{δ}) и предельно преодолеваемого значения СПП (W_{np})

$$W_{\delta} = W_{np} . \quad (2.1)$$

Величина безопасного расстояния по условиям установки бурового станка на уступе определяется выражением

$$W_{\delta} = H \operatorname{ctg} \alpha + 2,5 , \text{ м}, \quad (2.2)$$

где α - угол откоса уступа, град.

Предельно преодолеваемое значение СПП для одиночного скважинного заряда определяется по формуле С.А.Давыдова

$$W_{np} = 53 \cdot K_T \cdot d_{скв} \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{K_{ВВ}}} , \text{ м}. \quad (2.3)$$

С учетом взаимодействия зарядов значение СПП

$$W_{np} = 53 \cdot K_T \cdot d_{скв} \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{K_{ВВ} \cdot (1,6 - 0,5 \cdot m)}} , \quad (2.4)$$

где K_T - коэффициент, учитывающий трещиноватость взрываемого массива:

- для пород I-II категории трещиноватости по МКВД $K_T = 1,2$;
- для пород категории III $K_T = 1,1$;
- для пород IV-V категории $K_T = 1,0$;

$d_{скв}$ – диаметр скважинного заряда ВВ, м;

$K_{ВВ}$ – коэффициент, учитывающий относительную работоспособность ВВ (табл. 6.2);

– плотность породы, кг/м^3 ;

Δ – плотность заряжения ВВ, кг/м^3 ; m

– коэффициент сближения, $m \leq 1,2$.

Откуда, принимая $m = 1$, получаем

$$d_{скв} = \frac{H \cdot \operatorname{ctg} \alpha + c}{53 K_T} \cdot \sqrt{\frac{K_{ВВ}}{\Delta}} , \text{ м}. \quad (2.5)$$

Известны эмпирические формулы для определения диаметра скважинных зарядов в зависимости от масштаба взрывных работ:

$$d_{скв} \approx 125 \sqrt[4]{P_{год}} , \quad (2.6)$$

или высоты взрываемого уступа

$$d_{скв} \approx (0,01 \div 0,02)H, \quad (2.7)$$

где $P_{год}$ – годовая производительность карьера, млн. м³.

Опыт ведения буровзрывных работ показывает, что на карьерах с производственной мощностью по горной массе 2-3 млн. м³ в год и более применяются станки СБШ-250МН, СБШ-270И с диаметром применяемых шарошечных долот 244,5 и 269,9 мм. На карьерах средней мощности с $P_{год}$ от 0,5 до 2,0 млн. м³ применяются станки типа 2СБШ-200Н (диаметр долот: 190, 215,9 мм) или станки БТС-150 с шарошечными долотами диаметром 160 мм. На карьерах небольшой производительности в относительно слабых породах используются станки вращательного бурения: СБВ-2, СБР-125, СБР-160, БТС-150, СБР-160Т; в крепких породах - станки ударно-вращательного бурения: СБУ-100, СБУ-125, СБУ-160.

В зависимости от трещиноватости (блочности) массива взрываемых пород при выборе бурового оборудования необходимо руководствоваться следующим.

В породах I-II категории трещиноватости диаметр заряда может выбираться возможно большим - 270÷360 мм. При этом необходимо руководствоваться технологическими соображениями: производительностью станка, мощностью карьера, устойчивостью пород уступа.

В породах III÷IV категории трещиноватости целесообразно использовать многорядное взрывание скважин диаметром от 200 до 250 мм.

В исключительно крупноблочных породах V категории, а также в породах IV категории при взрывании сложноструктурных, неоднородных массивов, при взрывании на узких рабочих площадках следует применять скважинные заряды уменьшенного диаметра 150÷200 мм.

Зарубежный опыт свидетельствует о высокой эффективности применения в крупноблочных массивах скважин диаметром от 90 до 125 мм. Для бурения таких скважин применяются станки с выносными гидроударниками и с погружными пневмоударниками, которые выпускаются фирмами «Атлас-Копко», «Тамрок», «Гарднер-Денвер» и др.

Выбор типа ВВ

Выбор и обоснование рационального ассортимента промышленных ВВ, как заводского изготовления, так и изготавливаемых на местах, является сложной технико-экономической задачей, исходные данные в которой изменяются по мере развития горных работ на предприятии, совершенствования ассортимента ВВ, а также изменения стоимости ВМ, условий их транспортировки, складирования и т.п.

Основными свойствами массивов, определяющими выбор ВВ, являются прочностные характеристики горных пород - коэффициент крепости по шкале проф. М.М.Протодяконова или группа пород по СНиП, трещиноватость (блочность) массивов и степень их обводненности.

При использовании неводоустойчивых ВВ для заряжания обводненных скважин возможно применение гидроизолирующих оболочек - полиэтиленовых рукавов. Заряжание в рукава производится на месте взрывных работ вручную или с использованием пневматических зарядчиков, допущенных для механизированного заряжания скважин.

При заряжании скважин, в т. ч. частично обводненных, возможно применение комбинированных зарядов – в обводненной части скважины с перекрытием на 1-1,5 м применяется водоустойчивое ВВ, а в верхней – неводоустойчивое. При отбойке комбинированными зарядами боевик устанавливается в каждом из ВВ.

Таблица 2.1 - ВВ, рекомендуемые для применения на открытых горных разработках

Условие размещения ВВ	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М.Протоdje-яконова, <i>f</i>	Рекомендуемые ВВ	
		заводского изготовления	изготавливаемые на местах ведения взрывных работ
Сухие скважины	До 12	Гранулит М Гранулит АС-4 Гранулит АС-4В Граммонит 82/18 Граммонит 79/21 Гранулит С-6М	Гранулит игданит Гранулит Игданит П Гранулит УП-1 Гранулит УП-2 Гранулит ПС-1, ПС-2 Гранулит Д-5
	Более 12	Аммонит 6ЖВ Гранулит АС-8 Гранулит АС-8В Граммонит 50/50	Акватол Т-20 Ифзанит Т-20 Карботол ГЛ-10 Порэммит 1, 1А
Обводненные скважины	До 12	Гранипор ФМ; БП-1 Граммотол 10; 15; 20 Граммонит РЗ-30ПР Граммонит 79/21 ПР Граммонит 82/18 ПР	Сибирит 1200 Акватол Т-10МС; Т-10ВИ Акванал (Ипконит) Гранэммит И-70
	Более 12	Гранулотол Алюмотол Граммонит 30/70 Граммонит 50/50 Гранулит АС-8ПР	Акватол Т-20ГК; Т-20М Ифзанит Т-20; Т-60; Т-80 Порэммит 1, 1А Сибирит 1000; 1200 Гранэммиты И-30; И-50

Допускается применение других ВВ, допущенных Ростехнадзором к постоянному применению на открытых горных работах.

Таблица 2.2 - Расчетные коэффициенты эквивалентных зарядов ВВ по идеальной работе взрыва (эталонное ВВ - аммонит 6ЖВ)

ВВ	$K_{ВВ} \cdot \frac{Q_{э\text{т}}}{Q_{ВВ}}$	ВВ	$K \cdot \frac{Q_{э\text{т}}}{Q_{ВВ}}$	ВВ	$K \cdot \frac{Q_{э\text{т}}}{Q_{ВВ}}$
Акватол М-15	0,76	Акватол АМВ	0,95	Игданит	1,13
Граммонал А-45	0,79	Гранулит АС-4	0,98	Акватол АВ	1,20
Карбатол ГЛ-10В	0,79	Аммонит 6ЖВ	1,0	Гранулотол	1,2 ²⁾
Граммонал А-8	0,80	Граммонит 79/21	1,0	Ифзанит Т-20	1,20
Аммонит скальный №1	1)0,8	Граммонит 50/50	1,01	Граммонит 30/70	1,26 ³⁾
Аммонал скальный №3	1)0,8	Динафталит ¹⁾	1,08	Карбатол 15Т	1,42
Детонит М ¹⁾	0,82	Ифзанит Т-80	1,08	Акватол Т-20	1,06
Алюмотол	0,83	Граммонал А-50	1,08	Акватол Т-10	1,17
Гранулит АС-8	0,89	Акватол 65/35	1,10	Порэммит	1,19
Аммонал водоустойчивый ¹⁾	0,9	Ифзанит Т-60	1,10	Гранипор ФМ	1,15
Акватол МГ	0,93	Гранулит М	1,13		

Примечания:

1) - патронированные ВВ.

2) - $K_{ВВ} \cdot \frac{Q_{э\text{т}}}{Q_{ВВ}} \approx 1,0$ при взрывании в обводненных условиях.

3) - $K_{ВВ} \cdot \frac{Q_{э\text{т}}}{Q_{ВВ}} \approx 1,04$ при взрывании в обводненных условиях.

Определение удельного расхода ВВ

Расчетный удельный расход ВВ является одной из важнейших характеристик взрывных работ. Для определения его величины могут быть использованы расчетные выражения, приведенные в рекомендованных учебных пособиях.

В более общем виде с учетом диаметра скважинных зарядов, коэффициента крепости порода и поправки на кондиционный кусок величина расчетного удельного расхода определяется по формуле

$$q = 0,13 \cdot \sqrt[3]{f(0,6 + 3,3 \cdot d_o \cdot d_3)} \cdot \left(\frac{0,5}{d_H} \right)^{2/5} \cdot K_{ВВ} \cdot \rho, \quad (2.8)$$

где ρ - плотность взрывааемой породы, т/м³;

f - коэффициент крепости породы по проф. М.М. Протодьяконову;

d_3 - диаметр скважины (заряда), м;

d_o - средний размер отдельности во взрываемом массиве, м;

d_H - предельный размер кондиционного куска во взорванной горной массе, м;

$K_{ВВ}$ - коэффициент относительной работоспособности ВВ (табл. 2.2).

Принимаемый размер негабаритного куска (максимальный размер кондиционного куска) определяется из вместимости ковша экскаватора (или погрузчика) E , м³,

$$d_H \leq 0,75 \cdot \sqrt[3]{E}, \quad (2.9)$$

или транспортного средства (кузов автосамосвала) V_T , м³,

$$d_H \leq 0,5 \cdot \sqrt[3]{V_T}. \quad (2.10)$$

Допустимый размер кусков при погрузке в перегрузочные бункеры, приемные воронки дробилок, грохотов и т.п. принимают по формуле

$$d_H \leq (0,75 \div 0,85) \cdot B, \quad (2.11)$$

где B - ширина приемного отверстия, м.

При взрывании пород I-II категории по МКВД для расчетов может быть принято $d_H = 0,5$ м; для III категории - $d_H = 1,0$ м; для IV ÷ V - $d_H = 1,25$ м.

Вышеприведенная формула для расчета удельного расхода ВВ справедлива в диапазоне диаметров скважин 100÷400 мм и размера кондиционного куска 0,25÷2 м. Расчет по ней обеспечивает (при равномерном размещении ВВ в массиве) выход негабарита до 3 % от его содержания в массиве до взрыва.

В табл. 2.3 приведены величины расчетных удельных расходов ВВ (для аммонита бЖВ или граммонита 79/21) для зарядов рыхления (q) и выброса

(q_v), на которые необходимо ориентироваться при расчете удельного расхода ВВ, при этом необходимо учитывать коэффициент относительной работоспособности ВВ - $K_{ВВ}$ (табл. 2.2).

При многорядном взрывании удельный расход во втором и последующих рядах скважин в породах I-III категории трещиноватости по МКВД увеличивается на 5÷10 %, а в породах IV-V категорий – на 10÷15 %.

Таблица 2.3 - Расчетный удельный расход ВВ для зарядов рыхления и выброса

Наименование породы	Группа (категория) грунтов и пород по классификации СНиП	Коэффиц. крепости f по проф. М.М. Протодяк понову	Средний объемный вес породы, кг/м ³	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³	
				для зарядов рыхления, q	для зарядов выброса, q_v
Песок	I	-	1500	-	1,6-1,8
Песок плотный или влажный	I-II	-	1650	-	1,3-1,3
Суглинок тяжелый	II	-	1750	0,35-0,4	1,2-1,5
Глина ломовая	III	-	1950	0,35-0,45	1,0-1,4
Лесс	III-IV	-	1700	0,3-0,4	0,9-1,2
Мел, выщелоченный мергель	IV-V	0,8-1,0	1850	0,25-0,3	0,9-1,2
Гипс	IV	1,0-1,5	2250	0,35-0,45	1,1-1,5
Известняк-ракушечник	V-VI	1,5-2,0	2100	0,35-0,6	1,4-1,8
Опока, мергель	IV-VI	1,0-1,5	1900	0,3-0,4	1,0-1,3
Туфы трещиноватые, плотные, тяжелая пемза	V	1,5-2,0	1100	0,35-0,5	1,2-1,5
Конгломерат, брекчии на известковом и глинистом цементе	IV-VI	2,3-3,0	2200	0,35-0,45	1,1-1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдистый, серицитовый	VI-VII	3-6	2200	0,4-0,5	1,2-1,6

мергель					
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII-VIII	5-6	2700	0,4-0,5	1,2-1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII-IX	6-8	2800	0,45-0,7	1,2-2,1
Гранит, гранодиорит	VII-X	6-12	2800	0,5-0,7	1,7-2,1
Базальт, диамаз, андезит, габбро	IX-XI	6-18	3000	0,6-0,75	1,7-2,2
Кварцит	X	12-14	3000	0,5-0,6	1,6-1,9
Порфирит	X	16-20	2800	0,7-0,75	2,0-2,2

Определение вместимости 1 пог. м скважины

Вместимость 1 пог. м. скважины определяется выражением

$$p = \frac{d_{скв}^2}{4} \Delta, \text{ кг/м}, \quad (2.12)$$

где $d_{скв}$ – диаметр скважины (заряда), м;
 Δ – плотность заряжения ВВ, кг/м³.

При известном диаметре бурового инструмента диаметр скважины определяется с учетом коэффициента разбуривания пород K_p

$$d_{скв} = K_p d_{инс}, \quad (2.13)$$

где $K_p = 1,02 \div 1,07$;

$d_{инс}$ – диаметр бурового инструмента, м.

С учетом разбуривания диаметры скважинных зарядов при заряжении гранулированными, водосодержащими и эмульсионными ВВ принимают равными диаметрам скважин ($d_z = d_{скв}$): 110, 125, 150, 160, 190, 200, 220, 250, 270 мм.

При использовании порошкообразных ВВ типа аммонит 6ЖВ, гранулированных граммонитов, гранулитов, игданита плотность заряжения принимается равной насыпной плотности ВВ = 850-900 кг/м³, откуда, например, для скважин диаметром 160 мм

$$p = \frac{0,160^2}{4} \cdot 850 = 17,58, \text{ кг/м}.$$

Принимаем $p \approx 18$ кг/м.

Вместимость 1 пог. м скважины (шпура) может быть определена по табличным данным, приводимых в справочниках по буровзрывным работам [5,6,7].

Расчет сопротивления по подошве (СПП)

Линия сопротивления по подошве для скважин первого ряда определяется по фактически полученной конфигурации забоя (линии скважин последнего ряда предыдущего взрыва), при этом величина максимально преодолеваемого сопротивления по подошве уступа (СПП) рассчитывается по формуле

$$W_p = \frac{\sqrt{0,56 p^2 + 4qpHl_{скв}} - 0,75}{2qH}, \text{ м} \quad (2.14)$$

или по упрощенной формуле, рекомендуемой «Техническими правилами ведения взрывных работ на дневной поверхности» [5]

$$W_p = 0,9 \cdot \sqrt{\frac{p}{q \cdot t}}, \text{ м}, \quad (2.15)$$

где q – расчетный расход ВВ, кг/м³;

p – вместимость 1 пог. м скважины, кг;

H – высота взрываемого уступа,

m ; $l_{скв}$ – глубина скважины, м;

t коэффициент сближения скважин. Для расчета коэффициент сближения принимается равным $t = 1$.

Для обеспечения безопасной установки буровых станков у верхней бровки уступа определяется т.н. безопасное значение СПП:

$$W_б = Hctg \alpha + 2,5 \text{ м}, \quad (2.16)$$

где α – угол откоса уступа, град.

Величина расчетной или фактической СПП не должна быть меньше $W_б$

$$W_p \geq W_б. \quad (2.17)$$

Предельно преодолеваемое значение СПП определяется по ранее приведенной формуле С.А. Давыдова с учетом взаимодействия скважинных зарядов.

Когда невозможно соблюдение данного условия или когда фактическое значение СПП больше W_p , рекомендуется:

- увеличить диаметр скважин первого ряда;

- применить наклонное бурение:

$$W_p' = \frac{1}{\sin \alpha} \cdot W_p, \text{ м},$$

где α – угол наклона скважин к горизонту, град.

В случае, если нет возможности увеличить диаметр скважин или применить наклонное бурение, в первом ряду бурят парносближенные скважины на расстоянии одна от другой $a_1 = (4 \div 6) d_{скв}$. В этом случае максимально преодолеваемая СПП и расстояние между парами скважин в ряды возрастают в 1,4 раза:

$$W_{nc} = 0,9 \sqrt{\frac{2p}{q}} = \sqrt{2} W = 1,4 \cdot W, \quad (2.18)$$

$$a_{nc} = \sqrt{2} a = 1,4 a. \quad (2.19)$$

Здесь a_{nc} - расстояние между парносближенными скважинами, м.

Расчет по формулам (2.14 и 2.15) справедлив для условий, когда $W \leq 0,8H$.

Для условий, когда $W > 0,8H$ – взрывание невысоких уступов, согласно [7], принимается следующая методика расчета W .

Величина СПП принимается равной:

$$W = (0,6 \div 0,8) \cdot H. \quad (2.20)$$

В тех случаях, когда заряд в скважине близок к сосредоточенному, величина СПП может быть увеличена:

$$W = (0,9 \div 1,0) \cdot H, \text{ м.} \quad (2.21)$$

Расчет параметров сетки скважин

Расположение скважин на уступе принимается квадратное, прямоугольное или шахматное.

Расстояние между скважинами в ряду a и расстояние между рядами скважин b принимаются равными СПП:

$$a = b = W, \quad (2.22)$$

или рассчитываются с учетом коэффициента сближения m .

Расстояние между скважинами в ряду

$$a = m \cdot W = (0,8 \div 1,4) \cdot W, \text{ м.} \quad (2.23)$$

a

Здесь m – коэффициент сближения скважин ($m = \frac{a}{W}$). Меньшие значения m принимаются для крепких горных пород.

Расстояние между рядами скважин (b) определяется по формуле

$$b = m \cdot W = (0,85 \div 1,0) \cdot W, \text{ м.} \quad (2.24)$$

При многорядном расположении зарядов расстояние между рядами принимается равным $(0,85 \div 1,0)W$ при короткозамедленном взрывании (КЗВ) и $0,85W$ - при мгновенном взрывании.

Для условий, когда $W > 0,8H$, значения параметров сетки скважин выбирают с учетом вышеуказанных коэффициентов сближения.

Расчет длины перебура

Для условий $W < 0,8H$ глубина перебура принимается в пределах

$$l_{пер} = (8 \div 15) d_{зар}, \text{ м.} \quad (2.25)$$

При наличии в подошве уступа развитой системы горизонтальных трещин или прослоев мягких легковзрываемых пород глубина перебура уменьшается:

$$l_{пер} = (2 \div 3) d_{зар}, \text{ м.} \quad (2.26)$$

Перебур не следует делать при взрывании, если уступ подстилается нескальной породой.

В соответствии с [7] длина перебура может определяться по формуле

$$l_{пер} = 0,5qW. \quad (2.27)$$

Для условий взрывания невысоких уступов ($W > 0,8H$) величина перебура определяется выражением

$$l_{пер} = 0,2H, \text{ м.} \quad (2.28)$$

Величина перебура не должна превышать 3-4 м, так как дальнейшее увеличение перебура не приводит к увеличению преодолеваемого СПП.

Глубина скважины с учетом перебура

$$l_{скв} = H + l_{пер}. \quad (2.29)$$

Расчет длины забойки

Как правило, рациональная длина забойки заключается в пределах

$$l_{заб} = (15 \div 30) d_{скв}, \text{ м.} \quad (2.30)$$

Расчет может выполняться по формуле

$$l_{заб} = (0,6 \div 0,8)W, \text{ м.} \quad (2.31)$$

Величина забойки должна быть не менее 1/3 глубины скважины [7]. Для обеспечения минимальной ширины развала длину забойки увеличивают до $(0,8 \div 1,0) W$.

Ограничения, учитываемые при выборе длины заряда и его конструкции, следующие:

- для качественной проработки подошвы уступа

$$l_{заб} \geq W;$$

- для качественного дробления массива

$$l_{заб} \leq W;$$

- для исключения прорыва газов взрыва в зоне устья скважин

$$l_{заб} \geq 20 \cdot d_{зар}.$$

В случае если длина забойки больше величины W , следует применять рассредоточенные заряды. Длина нижней части заряда должна составлять не менее $1,2W$. При хорошо выраженном напластовании рассредоточенные части заряда располагаются напротив наиболее трудно дробимых пластов.

Суммарная длина промежутка между нижней и верхней частями заряда должна составлять 0,17-0,35 длины всего заряда в скважине [7, п. 3.5д] (меньшие значения относятся к более крепким породам). Промежуток подлежит заполнению забоечным материалом. Минимальная длина забойки в устье скважины в случае отбойки рассредоточенными зарядами может быть уменьшена до $0,8W$.

Инициирование всех частей заряда производится отдельными боевиками, введенными в каждую часть заряда.

Расчет массы скважинного заряда ВВ

Необходимая величина заряда в скважине для условий $W < 0,8H$ определяется выражением

$$Q = q \cdot V_{скв} = q \cdot a \cdot W \cdot H, \text{ кг.} \quad (2.32)$$

Здесь $V_{скв} = a \cdot W \cdot H$ – объем горной породы, взрывааемый одной скважиной, м^3 .

Для условий $W > 0,8H$ согласно [7]

$$Q = q \cdot W^3, \quad \text{кг} \quad (2.33)$$

Длина заряда ВВ в скважине

С учетом вместимости 1 пог.м скважины длина заряда ВВ

$$l_{зар} = \frac{Q}{\rho}, \text{ м.} \quad (2.34)$$

Тогда фактическая длина забойки

$$l_{заб}^{\phi} = l_{скв} - l_{зар} = (H + l_{пер}) - l_{зар}, \text{ м.} \quad (2.35)$$

Величина забойки должна соответствовать величине, указанной выше ($\approx 1/3$ глубины скважины). Если данное условие не выполняется – слишком

велика длина заряда ВВ ($l_{зар}$), необходимо уменьшить длину колонки заряда, т.е. уменьшить массу ВВ в скважине, определенной по формулам (2.32, 2.33).

Для этого можно уменьшить расстояние между скважинами в ряду a за счет изменения коэффициента сближения зарядов m

$$a = \frac{Q}{q \cdot W \cdot H}. \quad (2.36)$$

Откуда

$$m = \frac{a}{W}. \quad (2.37)$$

При это должно выполняться условие (см. табл. 2.4)

$$m_{\min} < m < m_{\max}. \quad (2.38)$$

В соответствии с [7] минимальное расстояние между зарядами, взрывающимися неодновременно (с интервалом замедления), определяется по формуле

$$a_{\min} \geq 25 \cdot d_{\text{зар}}, \text{ м.} \quad (2.39)$$

Выбор коэффициента сближения зарядов

Вследствие взаимодействия соседних зарядов величина преодолеваемого СПП возрастает до 20 % при мгновенном взрывании зарядов в ряду с $m = 0,6$.

Здесь $m = W^a$, где a - расстояние между скважинами в ряду. Обычно на практике расстояние между скважинами в ряду для вертикальных скважин принимают $m = 0,8 \div 1,1$, для наклонных - $m = 0,9 \div 1,3$.

При многорядном расположении зарядов расстояние между рядами принимается равным $(0,85 \div 1,0) W$ при КЗВ и $0,85W$ - при мгновенном взрывании.

При диагональных схемах взрывания фактические значения m_{ϕ} увеличиваются в 2-3 раза. При этом скважины располагаются, как правило, в шахматном порядке.

Таблица 2.4

Взрываемость пород	Тип скважин	
	Вертикальные	Наклонные
Легковзрываемые породы	1,1÷1,2	1,2÷1,3
Средневзрываемые породы	1,0÷1,1	1,1÷1,2
Трудно- и весьма трудновзрываемые породы	0,85÷1,0	0,9÷1,0

Параметры взрываемого блока

При расчете ширины взрываемого блока используется два подхода.

Число рядов скважин (n_p) и ширина блока ($B_{\text{бл}}$) определяются исходя из заданной (желаемой) ширины развала. Ширина развала лимитирована при взрывании в стесненных условиях или она определяется рациональным количеством экскаваторных заходов шириной A . Например, при применении автомобильного транспорта:

$$A = (1,2 \div 1,5) \cdot R_{\text{ч.у.}}, \text{ м;} \quad (2.40)$$

$$B_{\text{бл}} = (2 \div 3) \cdot A, \text{ м.} \quad (2.41)$$

Здесь $R_{\text{ч.у.}}$ - радиус черпания экскаватора на горизонте установки, м.

Когда ширина рабочей площадки не ограничивается, ширина и длина взрываемого блока определяются из объема горной массы - $V_{\text{бл}}$:

- ширина взрываемого блока

$$B_{\text{бл}} = W + (n_p - 1)v, \text{ м}; \quad (2.42)$$

- длина взрываемого блока

$$L = \frac{V_{\text{бл}}}{B_{\text{бл}} \cdot H}, \text{ м}, \quad (2.43)$$

где n_p - число рядов скважин на блоке.

Число рядов скважин для расчета принимается $n_p = 3, 4, 5$ и более.

Число скважин на взрываемом блоке Число

скважин в ряду ($N_{\text{скв } p}$) определяется

$$N_{\text{скв } p} = \frac{L_{\text{бл}}}{a}. \quad (2.44)$$

Общее число скважин на взрываемом блоке

$$N_{\text{скв}} = \frac{V_{\text{бл}}}{V_{\text{скв}}} = n_p \cdot N_{\text{скв } p}. \quad (2.45)$$

Параметры развала взорванной горной массы

Ширина развала взорванной горной массы определяется выражением:

- для однорядного взрывания, считая от линии скважин

$$B_0 = 5 q \sqrt{WH}, \text{ м}; \quad (2.46)$$

- для многорядного взрывания

$$B_M = B_0 + (np - 1)v, \text{ м}, \quad (2.47)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м³;

W – сопротивление по подошве, м;

H – высота взрываемого уступа, м;

Высота развала $H_{раз}$ может ориентировочно приниматься равной

$$H_{раз} = (0,6 \div 0,8)H. \quad (2.48)$$

Конструкция заряда

Для максимального использования выбуренного объема скважин и увеличения выхода горной массы с 1 м скважин, как правило, применяют сплошные заряды ВВ.

Патрон-боевик при сплошной колонке заряда обычно устанавливается при верхнем инициировании, ниже уровня забойки на 1÷1,5 м; при нижнем – на 1÷1,5 м выше уровня подошвы уступа (рис. 2.2).

В тех случаях, когда объем скважин используется не полностью, а также при взрывании неоднородных по взрываемости пород (например, при наличии трудновзрываемых прослоек пород в верхней части массива), целесообразно применение рассредоточенных зарядов с воздушным или инертным промежутком.

Длина воздушного промежутка между частями заряда в большинстве случаев устанавливается опытным путем. Суммарную длину воздушных промежутков обычно принимают в пределах:

- для некрепких пород - 0,3-0,4 длины заряда;
- для пород средней крепости - 0,2-0,3 длины заряда;
- для пород крепких - 0,15-0,2 длины заряда.

Обычно заряд ВВ рассредоточивают на две части – в нижней части размещается 60-70% расчетной величины заряда, в верхней - 30-40%. При общей длине воздушного промежутка 3,5-4,0 и более метров следует рассредоточить заряд на несколько частей. Каждая часть рассредоточенного заряда инициируется отдельным боевиком.

Для заряжания обводненных скважин с устойчивым уровнем воды применяются комбинированные заряды, в которых нижняя обводненная

часть заряжается водоустойчивым ВВ с перекрытием уровня воды на 1 м, а остальная часть дозаряжается неводоустойчивым ВВ (рис. 2.3).

Применение современных смесевых эмульсионных ВВ, например гранэммитов И-30, И-50 и И-70, позволяет создавать в скважинах комбинированные заряды, когда нижняя обводненная часть скважины заряжается водоустойчивым гранэммитом И-30, а верхняя часть гранэммитом И-50 или И-70, обладающим меньшей водоустойчивостью, чем И-30.

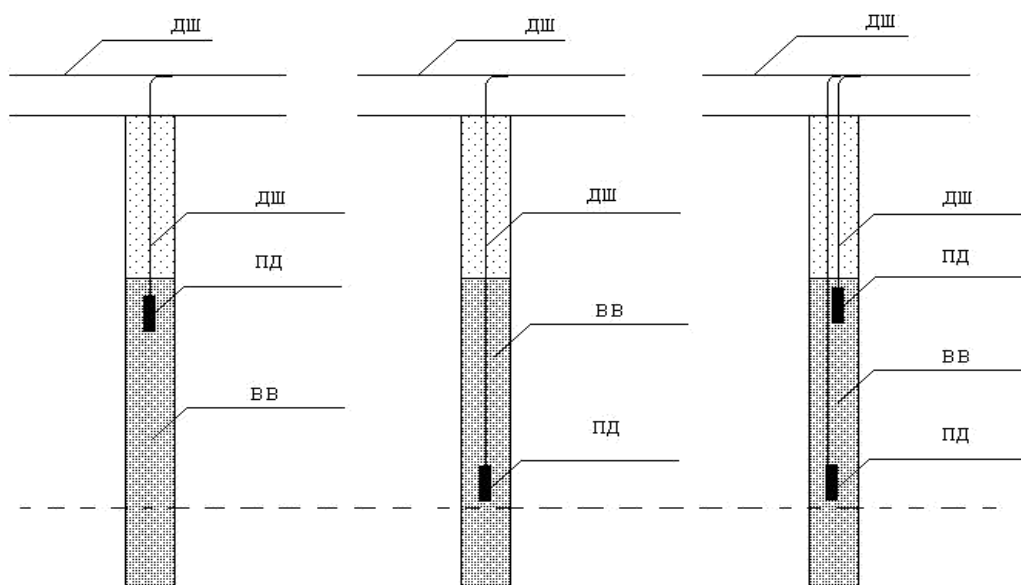


Рис. 2.2. Конструкции скважинных зарядов: а) – верхнее инициирование; б) – нижнее инициирование; в) – двустороннее инициирование

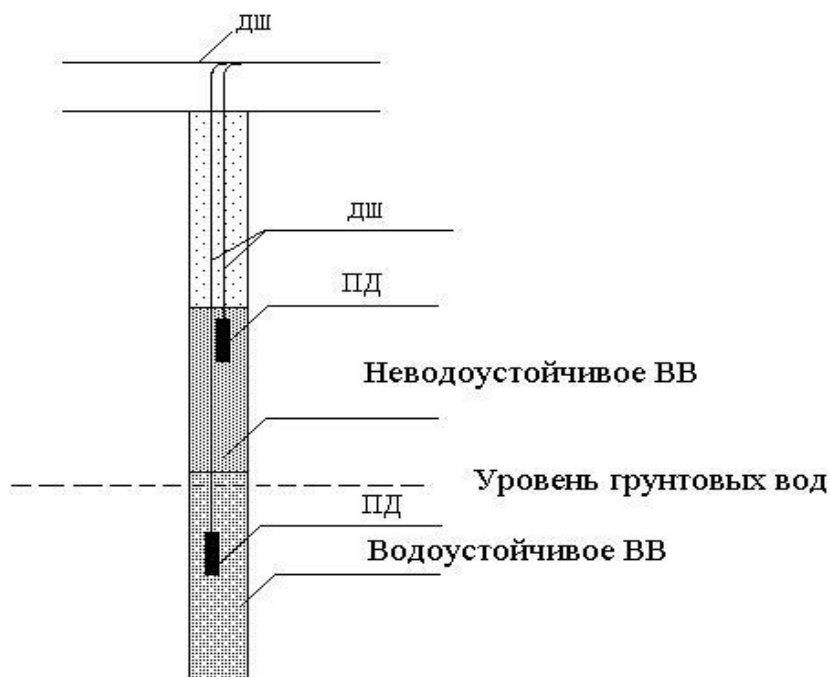


Рис. 2.3. Конструкция комбинированного заряда ВВ
при зарядании обводненных скважин

Выбор схем взрывания

При взрывных работах на карьерах и добыче полезных ископаемых в подземных условиях широко применяется многорядное короткозамедленное взрывание (КЗВ). Наиболее широко применяются порядные, порядно-врубовые, диагональные схемы взрывания. На предприятиях применяется большое число разнообразных схем КЗВ: трапециевидные, клиновые, волновые, радиальные, комбинированные, которые по существу являются той или иной разновидностью вышеперечисленных схем.

Выбор той или иной схемы КЗВ для заданных в проекте конкретных условий должен быть обоснован анализом имеющихся в литературе данных и производственного опыта ведения взрывных работ в аналогичных горно-геологических условиях.

Основными критериями при выборе схем взрывания являются:

- высокая надежность, исключая появление отказов зарядов ВВ;
- обеспечение заданной степени дробления горных пород;
- отсутствие выброса в тыльную часть уступа и минимальный развал породы;
- минимальный сейсмический эффект и обеспечение сохранности объектов вблизи взрываемого блока.

Повышение надежности взрывания с помощью ДШ осуществляется дублированием главной и секционной магистралей, применением закольцованных схем (при этом расход ДШ увеличивается).

Сейсмобезопасность применяемых схем взрывания обеспечивается одновременным взрыванием в одной ступени замедления не более $2,5 \div 10$ т ВВ. Учитывая, что количество зарядов в одной ступени $4 \div 8$ при массе ВВ в скважине не более $500 \div 800$ кг, одновременно взрываемая масса зарядов не превышает $3 \div 5$ т. Исходя из этого наиболее употребимы диагональные схемы взрывания.

При электрическом способе взрывания рассчитывается сопротивление электровзрывной сети, определяемое схемой соединения (последовательная, параллельно-последовательная, последовательно-параллельная, пучковая и др.), сопротивлениями ЭД, концевых, участковых, соединительных и магистральных проводов. Исходными данными для расчета являются: количество ЭД, длина и сечения проводов, напряжение питающей сети (источника тока), гарантийный ток, сопротивления ЭД (Порядок расчета ЭВС приведен в Приложение 3)¹⁾.

Некоторые схемы взрывания скважинных зарядов с использованием ДШ приведены на рис. 2.4 и 2.5. Инициирование ДШ осуществляется двумя ЭД мгновенного действия.

¹⁾ При использовании ДШ или НСИ для их инициирования (в последнем случае инициирования магистральной УВТ) производится двумя последовательно соединенными ЭД мгновенного действия.

На рис. 2.6 приведены схемы взрывания при использовании неэлектрических систем инициирования (НСИ). Параметры НСИ типа СИНВ, «Эдилин» и «Нонель» приведены в Приложении 2.

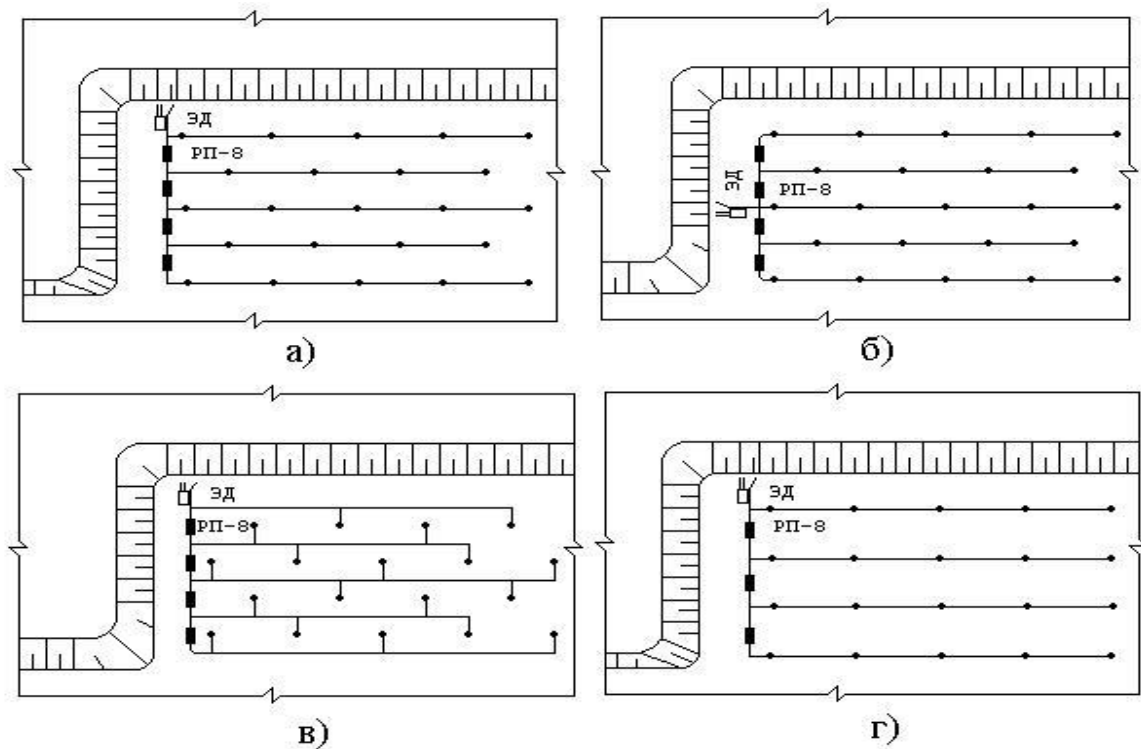


Рис. 2.4. Порядные схемы взрывания с ДШ: а, в, г – порядные; б – порядно-врубовая

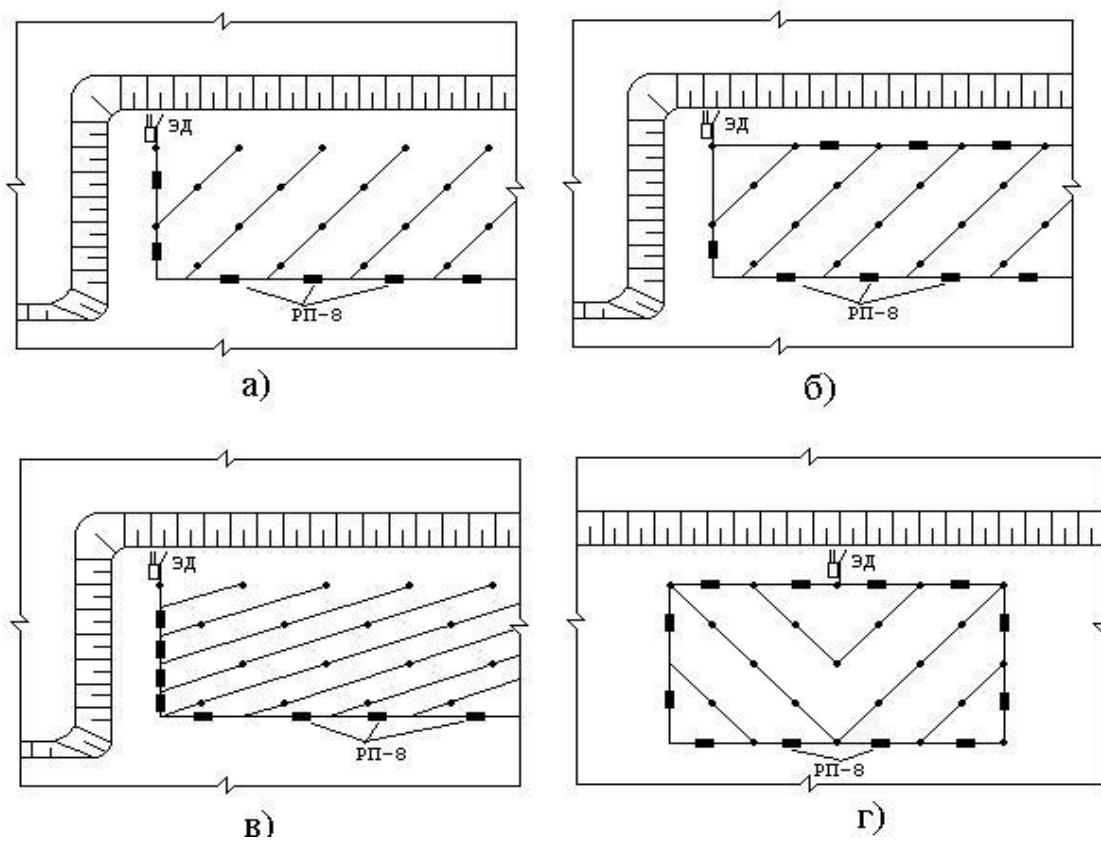


Рис. 2.5. Диагональные схемы взрывания с ДШ: а, б, в, г - V-образная схема

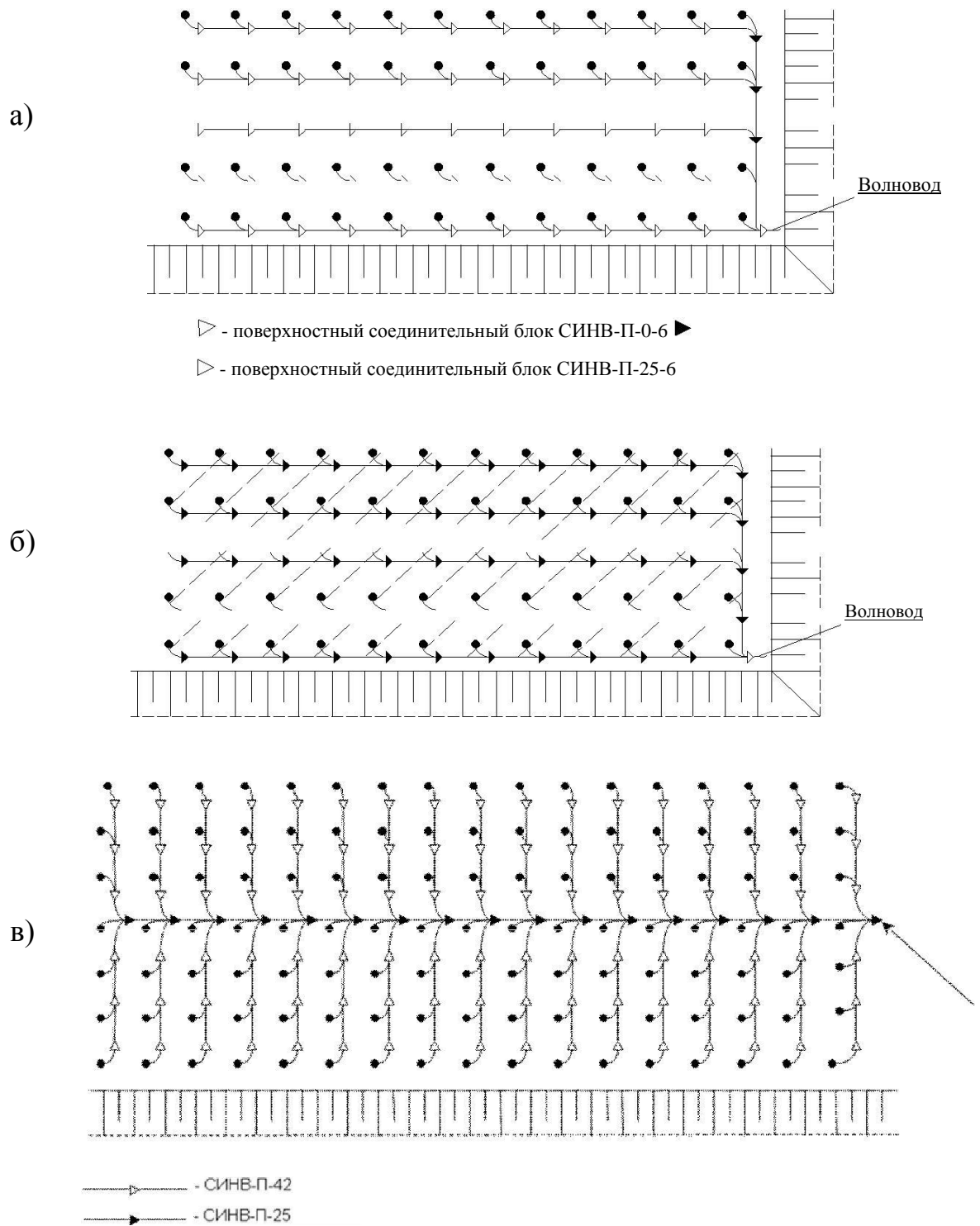


Рис. 2.6. Схемы взрывания с применением неэлектрических систем иницирования (СИИВ)
 а) порядная; б) диагональная; в) порядная с продольным врубом (проходка траншей)

Определение интервала замедления при КЗВ

Оптимальный по дроблению интервал замедления определяется по формуле

$$t = A \cdot W_p, \quad (2.49)$$

где W_p - расчетное или фактическое СПП, м;

A - эмпирический коэффициент, зависящий от крепости и взрываемости пород, мс/м;

$A = 3$ мс/м - для весьма крепких пород (граниты, крепкие руды, диабазы и т.п., $f > 14$);

$A = 4$ мс/м - для крепких горных пород (песчаники, крепкие сланцы, железистые кварциты; $8 \leq f \leq 14$);

$A = 5$ мс/м - для пород средней крепости (известняки, серпентиниты, магнетиты; $5 \leq f \leq 8$);

$A = 6$ мс/м - для мягких пород (мергель, мел, глинистые сланцы, $f \leq 4$).

Полученный интервал замедления округляют до 5 мс, в соответствии с ним или кратно ему выбирают стандартные интервалы замедления при взрывании с ДШ для РП-8 (10-20-35-50-75 мс), электродетонаторов типа ЭДКЗ, системы «Нонель» или ее отечественных аналогов СИНВ, «Эдилин» и др. (Приложение 2, 3)

Выход горной массы с 1 м скважины

$$B_{скв} = \frac{V_{скв}}{l}, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (2.50)$$

или

$$B_{скв} = \frac{V_{бл}}{L_{бур}}, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (2.51)$$

где $V_{скв}$ – объем породы взрывааемый одной скважиной, м^3 ; $V_{бл}$ – объем взрываемого блока, м^3 .

Средний выход горной массы с 1 пог. м скважины

$$B_{ср} = aH \frac{(np - 1)b + W}{l \cdot n}, \text{ м}^3/\text{м}. \quad (2.52)$$

Общий объем буровых работ на блоке

$$L_{бур} = K_n \cdot l \cdot N, \text{ м}. \quad (2.53)$$

где K_n - коэффициент потерь скважин, $K_n = 1,1$.

Расход ВВ на массовый взрыв

Расход ВВ на массовый взрыв определяется по каждому типу ВВ исходя из количества взрывааемых скважин и массы ВВ в них

$$Q_{\text{мас}} = N_{\text{скв}} \cdot Q_1 \cdot 10^{-3}, \text{ т.} \quad (2.54)$$

Расчет расхода средств инициирования на массовый взрыв

С учетом принятых параметров расположения скважин на уступе ($a \times b$), числа рядов, конструкции заряда ВВ и схемы взрывания рассчитывается расход ДШ (м), ЭД (шт.), РП-8 (шт.), патронов-боевиков из патронированных ВВ или промежуточных шашек-детонаторов (в шт. и кг).

2.3 Общее количество промежуточных детонаторов (боевиков) определяется по формуле

$$n_{\text{пд}} = n_{\text{б}} \cdot n_{\text{ш}} \cdot N_{\text{скв}}, \text{ шт.}, \quad (2.55)$$

где $n_{\text{б}}$ - количество боевиков в скважине: при одностороннем нижнем или верхнем инициировании $n_{\text{б}} = 1$; при двухстороннем $n_{\text{б}} = 2$;

$n_{\text{ш}}$ - количество шашек в боевике: $n_{\text{ш}} = 2$ при использовании шашек Т-400Г, ТГ-500; $n_{\text{ш}} = 1$ – при использовании шашек Т-900Г, ТГФ-850;

$N_{\text{скв}}$ - количество скважин на взрываемом блоке.

Масса ВВ в промежуточных детонаторах

$$Q_{\text{пд}} = n_{\text{пд}} \cdot m_{\text{ш}}, \text{ кг}, \quad (2.56)$$

где $m_{\text{ш}}$ - масса шашки-детонатора, кг.

Общая длина ДШ, необходимая для коммутации и инициирования зарядов в скважинах, определяется:

$$L_{\text{дш}} = L_{\text{дш скв}} + L_{\text{дш сек}} + L_{\text{дш маг}}, \text{ м}, \quad (2.57)$$

где $L_{\text{дш маг}}$ - длина магистральных ДШ, м;

$L_{\text{дш сек}}$ - длина секционных ДШ, м.

$L_{\text{дш скв}}$ - длина ДШ в скважинах, м;

$L_{\text{дш скв}}^{\text{в}} = (l_{\text{заб}} + 2)N_{\text{скв}}$ - при одностороннем верхнем инициировании;
 $L_{\text{дш скв}}^{\text{н}} = (H_{\text{уст}} + 1)N_{\text{скв}}$ - одностороннем нижнем инициировании. При

двухстороннем инициировании - $L_{\text{дш скв}}^{\text{д}} = (H_{\text{уст}} + l_{\text{заб}} + 3)N_{\text{скв}}$, м. Здесь учтено, что при нижнем инициировании боевик устанавливается на 1,0 – 1,5 м выше уровня подошвы уступа.

При дублировании ДШ в скважинах полученное значение $L_{\text{дш скв}}$ удваивается.

При определении необходимой длины магистрального и секционных ДШ исходят из схемы коммутации скважинных зарядов:

- при порядной схеме взрывания

$$L_{\text{дш маг}} + L_{\text{дш сек}} = 2 \cdot L_{\text{бл}} \cdot n_{\text{р}}, \text{ м}; \quad (2.58)$$

- при диагональной схеме взрывания

$$L_{\text{дш маг}} = 2 \cdot L_{\text{бл}}, \text{ м.} \quad (2.59)$$

Количество диагональных секций, взрывааемых на блоке, определяется выражением

$$N_{\text{сек}} = \frac{L_{\text{бл}}}{a}, \text{ шт.} \quad (2.60)$$

Общая длина дублированных секционных ДШ определяется по формуле

$$L_{\text{сек}} = 2 \cdot \left(\frac{n}{p} - 1 \right) \cdot \sqrt{(k \cdot a)^2 + \epsilon^2} \cdot \frac{L_{\text{бл}}}{a}, \text{ м.} \quad (2.61)$$

Длина секционных ДШ зависит от схемы взрывания – пологими или крутыми диагоналями, когда фактическое значение коэффициента сближения

a_{ϕ}

составляет $m_{\phi} = 4 \div 8$. В этом случае коммутация

— W_{ϕ}

скважинных зарядов

осуществляется через 1, 2 или 3 скважины (соответственно: k

$= 1, 2$ или 3).

сложных условиях суммарная длина секционных и магистральных ДШ может быть рассчитана непосредственно по схеме коммутации зарядов ВВ на уступе, вычерченной в масштабе.

Расход НСИ типа СИНВ, «Эдилин» и «Нонель» и др. рассчитывается по числу комплектов скважинных детонаторов (в штуках) с учетом их длины при одностороннем или двухстороннем инициировании и поверхностных соединительных элементов (в штуках). Длина УВТ в поверхностных соединительных блоках принимается не менее расстояния между скважинами.

Практическое занятие 3. Расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ на карьерах

3.1 Расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ на карьерах

Расстояние, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее (дробящее) действие, определяется по формуле [3]

$$R_{\text{разл}} = 1250 \sqrt[3]{\frac{f}{1 + \frac{d}{a}}}, \quad (3.1)$$

где z – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом;

$z_{\text{заб}}$ – коэффициент заполнения скважины забойкой;

d – диаметр взрывааемых скважин, м;

a – расстояние между скважинами, м.

f – коэффициент крепости породы по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова.

Для известной категории породы по СНиП коэффициент крепости может быть рассчитан по формуле

$$f = (F/2,5)^2. \quad (3.2)$$

где F – категория породы по СНиП.

Коэффициент заполнения скважин ВВ определяется по формуле

$$z = \frac{l_{\text{зар}}}{l_{\text{скв}}}, \quad (3.3)$$

где $l_{\text{зар}}$ – длина заряда ВВ в скважине, м;

$l_{\text{скв}}$ – глубина скважины, м.

Коэффициент заполнения скважины забойкой

$$z_{\text{заб}} = l_{\text{заб}} / l_n, \quad (3.4)$$

где $l_{\text{заб}}$ – длина забойки, м;

l_n – длина незаряженной верхней части скважины, м.

При взрывании без забойки $z_{\text{заб}} = 0$, а при полном заполнении свободной от заряда верхней части скважины $z_{\text{заб}} = 1$.

При взрывании серии скважинных зарядов одинакового диаметра с переменными параметрами a , $z_{\text{заб}}$, z расчет безопасного расстояния должен проводиться по наименьшим значениям a , $z_{\text{заб}}$ и наибольшему z из всех имеющих в данной серии.

Если взрываемый участок массива представлен породами с различной крепостью, следует в расчете принимать максимальное значение коэффициента крепости грунта f . При взрывании параллельно сближенных (кустов, пучков) скважинных зарядов диаметром d принимается их эквивалентный диаметр

$$d_{\text{э}} = d \sqrt{N_{n-c}}, \quad (3.5)$$

где N_{n-c} – число параллельно сближенных скважин в кусте.

При определении опасных расстояний необходимо учитывать возможные

в процессе производства буровзрывных работ отклонения отдельных параметров взрывания скважинных зарядов a , $z_{аб}$, z от принятых проектных значений. Поэтому расчет следует проводить с определенным запасом, принимая для этого минимально возможные в процессе производства взрывных работ значения параметров a , $z_{аб}$ и максимально возможное значение z .

При производстве взрывов на косогорах, а также в условиях превышения верхней отметки взрываемого участка над участками границы опасной зоны более чем на 30 м размеры опасной зоны $R_{разл}$ в направлении вниз по склону должны быть увеличены

$$R_{разл} = r_{разл} \cdot K_p, \quad (3.6)$$

где $R_{разл}$ - опасное расстояние по разлету отдельных кусков породы в сторону уклона косогора или местности, расположенной ниже 30 м, считая от верхней отметки взрываемого участка; K_p коэффициент, учитывающий особенности рельефа местности. При взрывании на косогоре

$$K_p = 1 + \operatorname{tg} \beta, \quad (3.7)$$

где β - угол наклона косогора к горизонту, градус.

В тех случаях, когда вместо угла известно превышение места взрыва над границей опасной зоны,

$$K_p = 0,5 \left(1 + \sqrt{1 + \frac{4H}{R_{разл}}} \right), \quad (3.8)$$

где H – превышение верхней отметки взрываемого участка над участком границы опасной зоны, м.

Расчетное значение опасного расстояния округляется в большую сторону до значения, кратного 50 м.

Окончательно принимаемое безопасное расстояние не должно быть меньше минимальных расстояний, указанных в ЕПБ и приведенных в табл. 1.1.

№ пп	Метод взрывных работ	Максимально допустимые радиусы опасных зон, м
1	Наружных зарядов, в том числе кумулятивных	300 по проекту
2	Шпуровых зарядов	200*
3	Котловых шпуров	200*
4	Малокамерных зарядов (рукавов)	200*
5	Скважинных зарядов	Не менее 200**
6	Котловых скважин	Не менее 300
7	Камерных зарядов	Не менее 300

* При взрывании на косогорах в направлении вниз по склону величина радиуса опасной зоны должна приниматься не менее 300 м.

** Радиус опасной зоны указан для взрывания зарядов с забойкой.

Для уменьшения дальности разлета кусков породы в сторону охраняемых объектов необходимо ориентировать направление отбойки при использовании различных схем КЗВ в противоположную сторону от объектов. Необходимо также учитывать силу ветра в направлении охраняемых объектов.

Пример 3.1. Определить безопасное расстояние при взрывании породы на карьере. Крепость пород по М.М. Протодьяконову $f = 12$, высота уступа $H = 8$ м, диаметр скважин $d = 0,15$ м, число рядов скважин – 3. Параметры сетки скважин в ряду – 4,5 м, расстояние между рядами – 5 м, длина заряда $l_{зар} = 6$ м, глубина скважины $l_{скв} = 9,5$ м.

Верхняя часть скважины заполняется до устья забойкой $l_{заб} = l_H = 3,5$ м и, следовательно, $заб = 1$. Коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом

$$\frac{l_{зар}}{l_{скв}} = \frac{6}{9,5} = 0,63$$

Расстояние между скважинами a принимается равным 4,5 м.

Расчетное значение составляет

$$R_{разл} = 1250 \cdot 0,63 \sqrt{\frac{12 \cdot 0,15}{1+1} \cdot 4,5} = 325,5 \text{ м}$$

Найденное расчетное значение безопасного расстояния округляется до $R_{разл} = 350$ м.

Пример 3.2. Определить безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы при взрывании на косягоре с углом наклона к горизонту $\beta = 30^\circ$. Расчетный радиус опасной зоны $r_{разл} = 350$ м.

Коэффициент, учитывающий рельеф местности, определяется по формуле

$$K_p = 1 + \text{tg}30 = 1,58$$

Тогда безопасное расстояние составит

$$R_{разл} = 350 \cdot 1,58 = 553 \text{ м.}$$

Найденное расчетное значение $R_{разл} = 550$ м.

Пример 3.3. Определить безопасное расстояние для нижележащих горизонтов карьера по разлету кусков породы при взрыве серии скважинных зарядов рыхления в условиях превышения верхней отметки взрываемого участка над участками границы опасной зоны на $H = 50$ м. Расчетное значение радиуса опасной зоны $r_{разл} = 200$ м.

Определяем коэффициент, учитывающий рельеф местности

$$\hat{E}_{\dots 0,51 \dots 1} \left(\frac{4 \cdot 50}{200} \right) = 1,21.$$

Расчетное безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы для нижележащих горизонтов составляет $R_{разл} = 200 \cdot 1,21 = 248$ м. Окончательное безопасное расстояние принимается равным:

- в сторону дневной поверхности карьера $R_{разл} = 200$ м;
- в сторону выработанного пространства $R_{разл} = 250$ м.

3.2 Расчет безопасных расстояний по действию ударной воздушной волны (УВВ)

Ударные воздушные волны, возникающие при взрывах наружных зарядов и скважинных (шпуровых) зарядов рыхления, представляют опасность для зданий и сооружений и в первую очередь застекления. В проекте взрывных работ определяется безопасное расстояние по действию УВВ, на котором исключается разрушение стекол.

При одновременном взрывании группы скважинных зарядов рыхления безопасные расстояния по действию УВВ при дроблении пород VI-VIII групп по СНиП определяются формулами [3]:

$$R_{УВВ} = 200 \sqrt[3]{Q_э}, \text{ м} \quad \text{— при } 5000 > Q_э \geq 1000 \text{ кг}; \quad (3.9)$$

$$R_{УВВ} = 65 \sqrt{Q_э}, \text{ м} \quad \text{— при } 1000 > Q_э \geq 2 \text{ кг}; \quad (3.10)$$

$$R_{УВВ} = 63 \sqrt[3]{Q_э^2}, \text{ м} \quad \text{— при } Q_э < 2 \text{ кг}, \quad (3.11)$$

где $Q_э$ – эквивалентная масса заряда ВВ, кг.

Эквивалентная масса заряда определяется следующим образом:

- для условий взрывания при длине заряда более 12 своих диаметров

$$Q_э = 12 p d_{скв} K_з N, \text{ кг}; \quad (3.12)$$

- для условий взрывания при $l_{зар} < 12 d_{зар}$:

$$Q_э = p l_{зар} K_з N, \text{ кг}, \quad (3.13)$$

где p – вместимость 1 пог. м скважины, кг;

$d_{скв}$ – диаметр скважины (заряда - $d_{зар}$), м;

N – число одновременно взрывааемых скважин (в группе);

$K_з$ – коэффициент забойки, определяемый в зависимости от отношения длины забойки к диаметру скважины (шпура) $l_{заб} / d_{скв}$. При отсутствии забойки

– зависит от отношения свободной от заряда части скважины l_n к диаметру $d_{скв}$ (табл. 3.2).

Таблица 3.2

$l_{заб} / d_{скв}$	0	5	10	15	20
$K_з$	1	0,15	0,02	0,003	0,002
$l_n / d_{скв}$	0	5	10	15	20
$K_з$	1	0,3	0,07	0,02	0,004

Для случая инициирования скважинных зарядов с помощью ДШ необходимо добавить суммарную массу ВВ в поверхностной сети ДШ к

значению Q_{Σ} (при короткозамедленном взрывании определяется суммарная масса ВВ в ДШ) в одной серии замедления.

$$Q_{\Sigma} = Q_{\Sigma \text{ скв}} + Q_{\text{ДШ}}, \quad \text{кг.}$$

(3.14)

Здесь $Q_{\text{ДШ}}$ - суммарная масса ВВ в ДШ в одной серии замедления

$$Q_{\text{ДШ}} = \sum l_{\text{ДШ}} \cdot p_{\text{ДШ}} K_{\text{ВВ}}, \quad \text{кг,} \quad (3.15)$$

где $\sum l_{\text{ДШ}}$ - суммарная длина ДШ в серии замедления, м;

$p_{\text{ДШ}}$ - навеска ВВ на 1 пог.м ДШ. Обычно $p_{\text{ДШ}} = 0,012$ или $0,006$ г/пог. м);

$K_{\text{ВВ}}$ - коэффициент, учитывающий мощность ВВ, используемого в ДШ.

Для расчетов можно принять $K_{\text{ВВ}} = 1,5 \div 1,6$ (для гексогена или тэна).

При наличии нескольких групп зарядов, взрываемых с замедлениями, к расчету принимается группа с максимальной Q_{Σ} . Приведенные формулы для расчета безопасных расстояний используются при интервале замедления между группами не менее 50 мс.

В зависимости от интервала замедления безопасное расстояние должно быть увеличено:

- в 2 раза при интервалах замедления от 10 до 20 мс;
- в 1,5 раза при интервалах замедления 20 –30 мс; - в 1,2 раза при интервалах замедления 30-50 мс.

При взрывании пород IX группы и выше по СНиП радиус опасной зоны должен быть увеличен в 1,5 раза, а при взрывании пород V группы и ниже радиус опасной зоны может быть уменьшен в 2 раза.

Если взрывные работы проводятся при отрицательных температурах воздуха, расчетное расстояние должно быть увеличено в 1,5 раза.

Суммарная масса зарядов и число групп замедления не ограничиваются.

В табл. 3.3 приведены предельно допустимые эквивалентные массы скважинных зарядов и поверхностной сети ДШ в зависимости от расстояний от места взрыва до охраняемых объектов.

При проектировании параметров конкретного массового взрыва в соответствии ЕПБ определяется допустимое число одновременно взрываваемых скважин, с учетом расстояния до охраняемых от воздействия УВВ объектов (табл. 3.3).

Таблица 3.3

Расстояние от места взрыва до охраняемых объектов, м	Эквивалентная масса заряда, кг
100 - 150	2,3 4 - 5,33
150 - 200	5,3 3 - 9,47
200 - 250	9,4 7 - 14,79
250 - 300	14,79 - 21,3
300 - 350	21, - 28,99

	3
350 - 400	28,99 - 37,87

Безопасное расстояние по действию УВВ на человека при взрывании наружных зарядов определяется по формуле

$$R_{мин} = 15\sqrt[3]{Q},$$

где Q – масса взрываемого наружного заряда, кг.

Эта формула используется в условиях необходимости максимального приближения персонала к месту взрыва. В остальных случаях полученное расстояние следует увеличить в 2-3 раза.

Пример 3.4. Определить радиус опасной зоны по действию УВВ при взрыве наружного заряда массой 84 кг без забойки. Взрываемые породы - известняки IV группы по СНиП.

Поскольку масса заряда $Q_э = 84$ кг (менее 1000 кг), для определения радиуса опасной зоны воспользуемся формулой

$$R_{УВВ} = 65 \sqrt{Q_э}.$$

При положительной температуре воздуха

$$R_{УВВ} = 65 \sqrt{84} = 596 \text{ м.}$$

При отрицательной температуре воздуха радиус опасной зоны должен быть увеличен в 1,5 раза и $R_{УВВ}$ составит 894 м.

Пример 3.5. Определить радиус опасной зоны по действию УВВ при взрыве серии скважинных зарядов общей массой 25228 кг. Заряды (одной и той же массы в каждой скважине) взрывают тремя группами с интервалом замедления между ними 25 мс. В первой группе взрывают 20, во второй 40, в третьей 10 скважин. Диаметр скважин - 0,22 м, глубина скважин - 15 м, длина забойки -4,4 м.

Взрываемые породы представлены гранитами X группы по СНиП. Взрывные работы проводятся при отрицательной температуре воздуха. Поскольку взрывание проводится с интервалом замедления между группами 25 мс, к расчету принимается группа с максимальным числом скважин $N = 40$.

Значения расчетных параметров будут следующие:

$$p = 34 \text{ кг/м}, l_{заб} / d_{скв} = 20 \text{ и } K_з = 0,002.$$

Длина заряда 10,6 м т.е. больше 12 диаметров скважин, поэтому эквивалентный заряд определяется по формуле (7.12)

$$Q_э = 12 P d_{скв} K_з N, \text{ кг.}$$

Откуда эквивалентный заряд без учета поверхностной сети ДШ

$$Q_э = 12 \cdot 34 \cdot 0,22 \cdot 0,002 \cdot 40 = 7,2 \text{ кг}$$

С учетом крепости пород (граниты X группы), интервала замедления между группами и отрицательной температуры воздуха радиус опасной зоны по действию УВВ определяется следующим образом

$$R_{УВВ} = 65 \cdot 1,5 \cdot 1,5 \cdot 1,5 \cdot \sqrt{7,2} = 589 \text{ м.}$$

Практическое занятие 4. Расчет параметров накладных, шпуровых и кумулятивных зарядов для

4.1 Общие сведения

При производстве взрывных работ с применением скважинных зарядов рыхления выход негабаритных кусков, особенно в трудновзрываемых породах, достигает 10% и более. Повышенный выход негабарита ухудшает технико-экономические показатели работы предприятия вследствие снижения производительности процессов погрузки, транспортирования, дробления. Кроме того, дополнительные затраты на вторичное дробление повышают себестоимость добычи полученного ископаемого.

На горных предприятиях для дробления негабарита применяются в основном взрывные и механические способы. Ограниченное применение имеют термические, электрофизические и комбинированные способы.

При взрывном способе дробления негабаритных кусков широко используются методы шпуровых и наружных (накладных) зарядов ВВ.

4.2 Дробление негабарита шпуровыми зарядами

Для взрывания негабарита используются шпуры диаметром 36-42 мм, пробуренные на глубину

$$l_{шп} = (0,3 \div 0,5)d_n, \quad (4.1)$$

где d_n – средний диаметр (толщина) негабарита;

$l_{шп}$ – глубина шпура, м.

Общая масса заряда ВВ определяется по формуле

$$Q = q V_n, \text{ кг}, \quad (4.2)$$

где V_n – объем негабаритного куска, м³;

q – удельный расход ВВ для шпуровых зарядов дробления негабарита, кг/м³.

Удельный расход ВВ для взрывания негабарита шпуровыми зарядами принимают от 0,2 до 0,5 кг/м³, в зависимости от крепости пород (табл.8.1).

Масса заряда ВВ в шпуре (кг) определяется выражением

$$Q = \frac{d_{шп}^2}{4} \cdot \Delta \cdot l \cdot K_3, \quad (4.3)$$

где $d_{шп}$ – диаметр шпура, м;

Δ – плотность заряжания ВВ, кг/м³;

$K_3 = 2/3$ – коэффициент заполнения шпура.

При значительном объеме или вытянутой форме негабарита в нем бурятся несколько шпуров, равномерно распределяемых по куску.

Положение шпуров определяется:

для одного шпура - $\frac{l_n}{2}$;

для двух шпуров - $\frac{l_n}{3}$;

для трех шпуров - $\frac{l_n}{4}$;

где l_n – линейный размер негабаритного куска, м.

Число буримых шпуров для негабаритного куска большого объема

$$N_{\text{шп}} = \frac{Q}{Q_{\text{шп}}} \text{ шт.} \quad (4.4)$$

Расход бурения на негабаритный кусок

$$l_{\text{бур}} = l_{\text{шп}} \cdot N_{\text{шп}}, \text{ м.} \quad (4.5)$$

Удельный расход бурения на 1 м^3 негабарита

$$l_{\text{уд}} = \frac{l_{\text{бур}}}{V_n}, \text{ м/м}^3. \quad (4.6)$$

Базовый расход ВВ (q_b) на дробление 1000 м^3 негабаритных кусков (валунов) [13].

Таблица 4.1

Типы зарядов ВВ	Группа пород по СНиП							
	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

Примечание. Для определения q для 1 м^3 (кг/м^3) значение, указанное в табл.8.1, делится на 1000.

Для нахождения удельного расхода ВВ при взрывном дроблении негабарита используют выражение

$$q = q_b \cdot K_{\text{ВВ}} \cdot K_{\text{д}} \cdot (1 \pm K_{\text{вар}}), \text{ кг/м}^3, \quad (4.7)$$

где $K_{\text{ВВ}}$ – коэффициент относительной работоспособности ВВ;

$K_{\text{д}} = 0,5 \frac{l_n}{l_k}$ – коэффициент, учитывающий интенсивность дробления

негабаритного куска;

$\frac{l_n}{l_k}$

l_k – соотношение длины ребра негабаритного куска и требуемого размера куска (l_k);

$K_{вар}$ – коэффициент вариации нормального расхода ВВ в зависимости от группы грунтов по СНиП (табл.4.2).

Таблица 4.2

Категория по СНиПу	IV-V	VI-VII	VIII-IX	X-XI
$K_{вар}$	$\frac{0,1}{0,2}$	$\frac{0,08}{0,16}$	$\frac{0,06}{0,13}$	$\frac{0,04}{0,1}$

Примечание. В числителе приведены значения $K_{вар}$ для шпуровых зарядов, в знаменателе – для наружных.

4.3 Дробление негабарита накладными и кумулятивными зарядами

При взрывании наружными (накладными) и кумулятивными зарядами масса ВВ определяется по формуле

$$Q = q_n V_n, \text{ кг}, \quad (4.8)$$

где q – удельный расход ВВ для наружного или кумулятивного заряда (табл. 4.1 и 4.2), кг/м³.

Параметры кумулятивных зарядов и предельные размеры негабаритных кусков приведены в табл. 4.3

Таблица 4.3

Тип кумулятивного заряда	Общая масса, г	Предельные размеры разрушаемых кусков	
		Максимальная толщина, м	Объем куска, м ³
ЗКП-200	245	0,8	0,8
ЗКП-400	475	1,0	1,6
ЗКП-1000	1229	1,4	2,5
ЗКП-2000	2179	2,2	4,4
ЗКП-4000	4000	2,8	6,9
ЗКН-180	180	0,55	0,75
ЗКН-260	260	0,75	0,9
ЗКН-500	500	1,0	1,6
ЗКН-1000	1000	1,2	2,0
ЗКН-2000	2000	1,6	3,1
ЗКН-4000	4000	2,0	5,0

Размер негабаритного куска (максимальный размер кондиционного куска) определяется из вместимости ковша экскаватора (или погрузчика) E , м³:

$$d_n \leq 0,75 \cdot \sqrt[3]{E}, \quad (4.9)$$

или по вместимости транспортного средства (кузов автосамосвала) V_T , м³:

$$d_n \leq 0,5 \cdot \sqrt[3]{V_T}. \quad (4.10)$$

Допустимый размер кусков при погрузке в перегрузочные бункеры, приемные воронки дробилок, грохотов и т.п. принимают по формуле

$$d_H \leq (0,75 \div 0,85) \cdot B, \text{ м}, \quad (4.11)$$

где B - ширина приемного отверстия, м.

Средний диаметр взорванной горной массы определяется по результатам взрыва с использованием, например, планиметрического или фотопланиметрического методов [8]

$$d_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n i \cdot d_i}{100}, \quad (4.12)$$

где i – процентное содержание i -й фракции, %; d_i

– середина интервала, м.

При отсутствии данных среднее значение может быть рассчитано по формуле¹

$$d_{cp} \approx \frac{1}{4} \cdot d_H, \text{ м}.$$

Используя известную зависимость для условий если $d_{\tilde{n}\delta} > 27$ см.

$$\frac{d_{cp}}{d_H} = \frac{0,27 \pm 10\%}{\left(\frac{V_e^{+d_H} - V_n^{+d_H}}{V_e^{+d_H}} \right)^3}, \%$$

выход негабарита в % определяется по формуле

$$V_n^{+d_H} = V_e^{+d_H} \left[1 - \left(\frac{0,27 d_H}{d_{cp}} \right)^{1/3} \right], \%, \quad (4.15)$$

где $V_e^{+d_H}$ - содержание негабаритной фракции в массиве до взрыва, %, которое определяется по фактическим замерам или ориентировочно находится по табличным данным.

Примечание. При $d_{cp} \leq \frac{1}{4} d_H$ выход негабарита принимается равным нулю -

$$V_n^{+d_H} = 0.$$

В табл. 4.4 приведены ориентировочные величины содержания отдельностей различных размеров в породах I-V категории трещиноватости по классификации Межведомственной комиссии по взрывному делу (МКВД).

Категория пород МКВД по	Среднее содержание (%) в массиве отдельностей размером					
	+300 мм	+500 мм	+700 мм	+1000 мм	+1500 мм	+2000 мм
I	до 10	До 5	≈ 0	Нет	Нет	Нет
II	10-70	5-40	До 30	До 5	≈ 0	Нет
III	70-100	40-100	30-80	5-40	До 100	≈ 0
IV	100	100	80-100	40-100	10-50	До 10
V	100	100	100	100	> 50	> 10

Суммарный выход негабарита (в м³) при взрывании блока объемом $V_{\text{бл}}$ определяется выражением

$$V_{\text{нег}} = 0,01 \cdot V_{\text{бл}} \cdot V_n^{+d_n}, \text{ м}^3, \quad (4.16)$$

где $V_n^{+d_n}$ - выход негабарита, %.

Объем одного негабаритного куска определяется

$$v_n \approx d_n^3 \cdot k, \text{ м}^3, \quad (4.17)$$

где k - коэффициент формы. В расчете может приниматься равным $k = 1$.

Практическое занятие 5. Составление паспорта производства взрывных работ при дроблении негабарита

1. Объем массового взрыва (взрываемого блока) определяется по условиям задания по практическому занятию 2.
2. Определяется максимальный размер кондиционного куска (размер негабарита) d_n и его объем $v_n \propto d_n^3$, м³.
3. Рассчитывается средний размер куска взорванной горной массы - d_{cp} , м ($d_{н\delta} > 27$ см).
4. По табл. 4.4 определяется содержание негабаритной фракции в массиве до взрыва – $V_e \propto d_n$, %.
5. Рассчитывается (или принимается) процент выхода негабарита во взорванной горной массе – $V_n^+ d_n$, %.
6. Рассчитывается общий объем негабаритной горной массы V_m , м³.
7. Определяется количество негабаритных кусков во взорванной массе N_n , шт.
8. Рассчитывается удельный выход негабаритных кусков на 1 м³ взорванной горной массы.
9. Рассчитываются параметры взрывного дробления негабарита для шпуровых, накладных и кумулятивных зарядов.

По результатам расчета составляется типовой паспорт производства взрывных работ для дробления негабаритных кусков различного объема (табл. 5.5).

Таблица 5.5 - Типовой паспорт дробления негабарита

Технические данные для расчета паспорта

№ пп	Показатели	Наименование	
1	Взрываемая порода		
2	Крепость породы		
3	Применяемое ВВ		
4	Применяемые СИ		
5	Способ взрывания		
6	Тип забойки		
7	Тип взрывного прибора		
	Удельные расходы:	Ед. изм.	К-во
8	удельный расход ВВ	кг/м ³	
9	удельный расход СИ	шт (м)/м ³	
10	удельный расход бурения	м/м ³	

Параметры зарядов ВВ

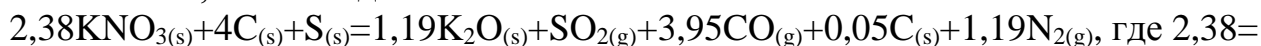
Показатели	Значения				
1. Взрывание шпуровыми зарядами					
Объем негабарита, м ³	$V = \dots$ n	2,0	4,0	6,0	8,0
Средний линейный размер негабарита, м					
Глубина шпуров, м					
Тип ВВ					
Удельный расход ВВ, кг/м ³					
Вес заряда на негабарит, кг					
Вес заряда на 1 шпур, кг					
Количество шпуров, шт.					
Расстояние между шпурами, м					
Длина забойки, м					
2. Накладные заряды					
Тип ВВ					
Удельный расход ВВ, кг/м ³					
Вес заряда на негабарит, кг					
3. Кумулятивные заряды					
Удельный расход ВВ, кг/м ³					
Вес заряда на негабарит, кг					
Тип кумулятивного заряда					

Примечание. Объем негабарита в первом столбце паспорта принимается по условиям расчета практического занятия 2.

Практическое занятие 6. Решение задач на расчет тепловых эффектов реакций взрывчатых превращений

Пример 6.1. Рассчитать тепловой эффект реакции взрывчатого превращения 320 г дымного пороха следующего состава: 75% KNO_3 , 15% С и 10% S.

Решение. Реакция горения дымного пороха, состоящего из указанных компонентов, имеет вид:



$$\frac{m_{\text{KNO}_3}}{M_{\text{KNO}_3}} = \frac{75\%}{100\%} \frac{320\text{г}}{101\text{г/моль}}; \quad 4 = \frac{m_{\text{C}}}{M_{\text{C}}} = \frac{15\%}{100\%} \frac{320\text{г}}{12\text{г/моль}};$$

$$1 = \frac{m_{\text{S}}}{M_{\text{S}}} = \frac{10\%}{100\%} \frac{320\text{г}}{32\text{г/моль}} \quad (\text{M} - \text{мольные массы, г/моль; m} - \text{массы в соответствии с}$$

процентным содержанием, г; 320 г – общая масса ВВ).

Дальнейший расчет удобнее производить при помощи таблицы.

Вещество	KNO_3 (s)	$\text{C}_{(s)}$)	$\text{S}_{(s)}$)	K_2O (s)	SO_2 (g)	$\text{CO}_{(g)}$ (g)	$\text{C}_{(s)}$)	$\text{N}_{2(g)}$)
$\Delta_f H^0_{298}$, кДж/моль	-492,5	0	0	- 361, 5	- 296, 9	- 110, 5	0	0
	Исходные вещества			Конечные вещества (продукты)				
n	2,38	4	1	1,19	1	3,95	0,05	1,19

Примечание: индексы (s) и (g) у веществ обозначают их агрегатное состояние (твердое и газообразное). Следует учитывать, что величины $\Delta_f H^0_{298}$ для простых веществ равны нулю (например, для С, S и N_2 в данном примере).

Найдём по закону Гесса тепловой эффект реакции для 1 моль ВВ:

$$\Delta_r H^0_{298} = \sum n_{\text{кон}} (\Delta_f H^0_{298})_{\text{кон}} - \sum n_{\text{исх}} (\Delta_f H^0_{298})_{\text{исх}} = [-361,5 \cdot 1,19 + (-296,9 \cdot 1) + (-110,5 \cdot 3,95) + 0 \cdot 0,05 + 0 \cdot 1,19] - [(-492,5 \cdot 2,38) + 0 \cdot 4 + 0 \cdot 1] = 8,59 \text{ кДж/моль.}$$

Для расчета теплового эффекта рассматриваемой реакции горения 320г дымного пороха необходимо определить количество моль вещества, содержащееся в указанной массе. Для этого выведем брутто-формулу (или условную формулу) данного ВВ ($2,38\text{KNO}_{3(s)} + 4\text{C}_{(s)} + \text{S}_{(s)}$):

Брутто-формула имеет следующий вид: $\text{C}_a\text{S}_b\text{N}_c\text{O}_d\text{K}_e$, где a, b, c, d и e – количества углерода (С), серы (S), азота (N), кислорода (O) и калия (K), соответственно.

$$a = 4 \cdot 1 = 4; \quad b = 2,38 \cdot 1 = 2,38; \quad c = 2,38 \cdot 1 = 2,38; \quad d = 2,38 \cdot 3 = 7,14 \text{ и } e = 2,38 \cdot 1 = 2,38.$$

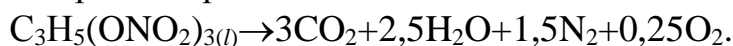
Таким образом, получим: $\text{C}_4\text{S}_{2,38}\text{N}_{2,38}\text{O}_{7,14}\text{K}_{2,38}$. Следовательно, в 320 г ВВ состава $\text{C}_4\text{S}_{2,38}\text{N}_{2,38}\text{O}_{7,14}\text{K}_{2,38}$ содержится следующее количество моль вещества

$$n = \frac{m_{\text{ВВ}}}{M_{\text{ВВ}}} = \frac{320 \text{ г}}{365 \text{ г/моль}} = 0,877 \text{ моль}, \text{ где } M_{\text{ВВ}} = 12 \cdot 4 + 32 \cdot 2,38 + 14 \cdot 2,38 +$$

+16 \cdot 7,14 + 39 \cdot 2,38 = 365 \text{ г/моль} – мольная масса указанного ВВ; $m_{\text{ВВ}} = 320 \text{ г}$ – масса данного ВВ (см. условие).

$$\text{Тогда } Q = -\Delta_r H_{298}^0 \cdot n = -8,59 \text{ кДж/моль} \cdot 0,877 \text{ моль} = -7,53 \text{ кДж}.$$

Пример 6.2. Рассчитать тепловой эффект реакции взрывчатого превращения 1 кг нитроглицерина:



Решение. Расчет произведём при помощи таблицы:

Вещество	$\text{C}_3\text{H}_5(\text{ONO}_2)_{3(l)}$	CO_2	H_2O	N_2	O_2
$\Delta_f H_{298}^0$, кДж/моль	-364,8	-393,5	-241,8	0	0
	Исходные вещества	Конечные вещества (продукты)			
n	1	3	2,5	1,5	0,25

Примечание: индекс (l) у вещества обозначает агрегатное состояние (жидкое).

Согласно закону Гесса найдём тепловой эффект реакции для 1 моль ВВ:

$$\Delta_r H_{298}^0 = \sum n_{\text{кон}} (\Delta_f H_{298}^0)_{\text{кон}} - \sum n_{\text{исх}} (\Delta_f H_{298}^0)_{\text{исх}} = [-393,5 \cdot 3 + (-241,8 \cdot 2,5) + 0 \cdot 1,5 + 0 \cdot 0,25] - [(-364,8 \cdot 1)] = -1420,2 \text{ кДж/моль}.$$

В 1 кг ВВ состава $\text{C}_3\text{H}_5(\text{ONO}_2)_3$ содержится следующее количество моль вещества

$$n = \frac{m_{\text{ВВ}}}{M_{\text{ВВ}}} = \frac{10^3 \text{ г}}{227 \text{ г/моль}} = 4,41 \text{ моль}, \text{ где } M_{\text{ВВ}} = 227 \text{ г/моль} – \text{мольная масса указанного ВВ};$$

$m_{\text{ВВ}} = 10^3 \text{ г}$ – масса данного ВВ (см. условие).

$$\text{Тогда } Q = -\Delta_r H_{298}^0 \cdot n = 1420,2 \text{ кДж/моль} \cdot 4,41 \text{ моль} = 6263,1 \text{ кДж}.$$

Пример 6.3. Рассчитать стандартную энтальпию образования ацетиленида серебра $\Delta_f H_{298}^0(\text{Ag}_2\text{C}_2)$ по реакции $\text{Ag}_2\text{C}_2 = 2\text{Ag} + 2\text{C}$, если тепловой эффект данной реакции составляет $Q = 364,53 \text{ кДж/моль}$.

Решение. Обозначим стандартную энтальпию образования ацетиленида серебра через x (искомая величина). Расчет произведём при помощи таблицы:

Вещество	Ag_2C_2	Ag	C
$\Delta_f H_{298}^0$, кДж/моль	x	0	0

	Исходные вещества	Конечные вещества (продукты)	
n	1	2	2

Тогда можно составить уравнение:

$$\Delta_r H^0_{298} = \sum n_{\text{кон}}(\Delta_f H^0_{298})_{\text{кон}} - \sum n_{\text{исх}}(\Delta_f H^0_{298})_{\text{исх}} = (0 \cdot 2 + 0 \cdot 2) - (x \cdot 1)$$

По условию задано, что $Q = 364,53$ кДж/моль, т.е. $\Delta_r H^0_{298} = -Q = -364,53$ кДж/моль и уравнение примет вид:

$$(0 \cdot 2 + 0 \cdot 2) - (x \cdot 1) = -364,53, \text{ откуда } x = \Delta_f H^0_{298}(\text{Ag}_2\text{C}_2) = 364,53 \text{ кДж/моль.}$$

Практическое занятие 7. Решение задач на определение кислородного баланса взрывчатых веществ

Пример 7.1. Вычислить кислородный баланс нитроглицерина $\text{C}_3\text{H}_5(\text{ONO}_2)_3$.

Решение. В молекуле нитроглицерина число атомов: кислорода $d = 9$, углерода $a = 3$, азота $c = 3$ и водорода $b = 5$. Подставляя эти данные, получим:

$$KB = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2} \right) \right] \cdot 16}{12a + b + 14c + 16d} \cdot 100\% = \frac{[9 - (2 \cdot 3 + \frac{5}{2})] \cdot 16}{12 \cdot 3 + 5 + 14 \cdot 3 + 16 \cdot 9} \cdot 100 = \frac{8}{227} \cdot 100 = +3,52\% .$$

Нитроглицерин имеет слегка положительный кислородный баланс.

Пример 7.2. Вычислить кислородный баланс тринитротолуола (тротила) $\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_2)_3$.

Решение. В молекуле тринитротолуола число атомов: кислорода $d = 6$, углерода $a = 7$, азота $c = 3$ и водорода $b = 5$. Подставляя эти данные, получим:

$$KB = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2} \right) \right] \cdot 16}{12a + b + 14c + 16d} \cdot 100\% = \frac{[6 - (2 \cdot 7 + \frac{5}{2})] \cdot 16}{12 \cdot 7 + 5 + 14 \cdot 3 + 16 \cdot 6} \cdot 100 = \frac{-10,5 \cdot 16}{227} \cdot 100 = -74\% .$$

Как следует из этого расчета, тринитротолуол имеет резко отрицательный кислородный баланс.

Пример 7.3. Вычислить кислородный баланс нитрата аммония (аммиачной селитры) NH_4NO_3 .

Решение. В молекуле NH_4NO_3 число атомов: кислорода $d = 3$, углерода $a = 0$, азота $c = 2$ и водорода $b = 4$. В итоге получим:

$$KB = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2} \right) \right] \cdot 16}{12a + b + 14c + 16d} \cdot 100\% = \frac{[3 - (0 + \frac{4}{2})] \cdot 16}{4 + 14 \cdot 2 + 16 \cdot 3} \cdot 100 = \frac{16}{80} \cdot 100 = +20\% .$$

Положительный КБ.

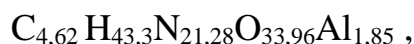
Пример 7.4. Вычислить кислородный баланс аммонала, смесевого ВВ, состоящего из аммиачной селитры (80% по массе), тротила $C_7H_5(NO_2)_3$ (15%) и алюминия (5%). Расчет выполнить, исходя из массы ВВ, равной 1 кг.

Решение. Первый способ – по условной химической формуле смеси.

В 1000 г ВВ заданного состава содержится 800 г NH_4NO_3 (масса одного моля $M = 80$), 150 г тротила ($M = 227$) и 50 г алюминия. Число молей этих компонентов в 1 кг их смеси заданного состава составляет: $n_{NH_4NO_3} = \frac{800}{80} = 10$,

$$n_{C_7H_5(NO_2)_3} = \frac{150}{227} = 0,66, \quad n_{Al} = \frac{50}{27} = 1,85 \text{ или в ней содержится } 10NH_4NO_3 + 0,66$$

$C_7H_5(NO_2)_3 + 1,85Al$. Для вывода условной химической формулы, которая должна иметь общий вид $C_aH_bN_cO_dAl_l$, вычисляем число молей: атомов углерода $a = 0,66 \cdot 7 = 4,62$; атомов водорода $b = 10 \cdot 4 + 0,66 \cdot 5 = 43,3$; атомов азота $c = 10 \cdot 2 + 0,66 \cdot 3 = 21,98$; атомов кислорода $d = 10 \cdot 3 + 0,66 \cdot 6 = 33,96$; атомов алюминия $l = 1,85$. Условная химическая формула ВВ, таким образом, имеет вид:



а кислородный баланс ВВ равен

$$KB = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2} + \frac{3}{2}l \right) \right] \cdot 16}{1000} \cdot 100\% = \frac{[33,96 - (2 \cdot 4,62 + \frac{43,3}{2} + \frac{3}{2} \cdot 1,85)] \cdot 16}{1000} \cdot 100 = +0,47\% .$$

Второй способ решения этой задачи – по величине кислородного баланса (приложение) и доле по массе (ω_i) каждого компонента смесевого ВВ. Формула для расчета кислородного баланса в этом случае имеет вид:

$$KB = \sum(KB_i \cdot \omega_i)$$

Кислородный баланс NH_4NO_3 равен +20% (см. пример 3), для тротила $KB = -74\%$ (пример 2), для алюминия $KB = -\frac{3 \cdot 16}{2 \cdot 27} = -88,9\%$. Для смеси заданного состава $KB = 0,8 \cdot 20 + 0,15 \cdot (-74) + 0,05 \cdot (-88,9) = +0,46\%$.

Пример 7.5. Какое количество тротила ($KB = -74\%$) следует добавить к 1 кг нитрата аммония ($KB = +20\%$), чтобы кислородный баланс этой смеси был равен нулю?

Решение. Обозначив искомую массу тротила за x , получим

$$KB = \sum(KB_i \cdot \omega_i) = -74 \cdot \frac{x}{1000+x} + 20 \cdot \frac{1000}{1000+x} = 0, \text{ откуда } x = \frac{20000}{74} = 270,3$$

Список литературы

1. Кутузов Б. Н. Методы ведения взрывных работ : учебник / Б. Н. Кутузов. - 2-е изд., стер. - Москва : Горная книга, 2009 - . - URL: <http://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=229029> (дата обращения: 12.10.2021) . - режим доступа: по подписке. - Текст : электронный. Ч. 1 : Разрушение горных пород взрывом. - 473 с. - (ВЗРЫВНОЕ ДЕЛО).

2 Технология взрывных работ : учебное пособие / В. Г. Мартынов [и др.] ; под ред. В. Г. Мартынова. - Москва : Студент, 2011. - 439 с. : ил. - Библиогр.: с. 435-436. - ISBN 978-5-4363-0005-4 : 683.48 р. - Текст : непосредственный.

3 Катанов, И. Б. Буровзрывные работы на карьерах : учебное пособие : [16+] / И. Б. Катанов, А. А. Сысоев. – Москва ; Вологда : Инфра-Инженерия, 2021. – 208 с. : ил., табл., схем., граф. – URL: <https://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=617338> (дата обращения: 11.11.2021). – Режим доступа: по подписке. – Библиогр. в кн. – ISBN 978-5-9729-0757-1. – Текст : электронный.

8.1Дополнительная учебная литература

4 Репин, Николай Яковлевич. Выемочно-погрузочные работы : учебное пособие / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. - Изд. 2-е, стер. - Москва : Горная книга, 2012. - 267 с. : ил. - (Процессы открытых горных работ). - ISBN 978-5-98672-317-4 : 500.00 р. - Текст : непосредственный.

5 Кутузов, Б. Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород : учебник для горных вузов / Б. Н. Кутузов. - М. : Недра, 1973. - 312 с. - 0.96 р. - Текст : непосредственный.

6 Репин, Н. Я. Выемочно-погрузочные работы : учебное пособие / Н. Я. Репин ; Л. Н. Репин. - Москва : Горная книга, 2010. - 268 с. - (ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ). - URL: <http://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=229084> (дата обращения: 17.10.2021) . - режим доступа: по подписке. - ISBN 978-5-98672-249-8 : Б. ц. - Текст : электронный.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

1.1 Выбор варианта

Исходные данные для расчета приведены в табл. 7. Номер варианта задания соответствует порядковому номеру по журналу посещаемости занятий.

Графическая часть работы включает схему расположения сосредоточенного заряда, параметры воронки выброса и развала взорванной горной массы (Рис.1.3). Графическая часть выполняется на миллиметровой бумаге с соблюдением масштаба.

Таблица 1.1 - Исходные данные для выполнения работы

№ п/п	Тип породы	Категория по СНиП	Тип ВВ	W, м	Показатель действия взрыва	
					<i>n</i>	<i>n</i>
1	Известняк	VII	Гранулит игданит	3,5	1,0	2,1
2	Песчаник	VI	Гранулит АС-8	5,0	1,0	2,2
3	Песок влажный	II	Граммонит 79/21	4,5	1,0	2,5
4	Песок	I	Аммонит 6ЖВ	6,0	1,0	2,0
5	Гипс	IV	Гранулит игданит	4,0	1,0	2,5
6	Опока	IV	Граммонит 79/21	5,5	1,0	2,4
7	Песчаник	VII	Гранулит АС-8	3,0	1,0	2,2
8	Сланец	VI	Гранулит игданит	4,5	1,0	2,0
9	Туфы	V	Гранулит игданит	5,5	1,0	2,3
10	Известняк	VI	Гранулит АС-8	3,5	1,0	2,5
11	Лесс	IV	Гранулит М	4,0	1,0	2,0
12	Мел	IV	Гранулит игданит	4,5	1,0	2,4
13	Глины	II	Гранулит М	2,5	1,0	2,6
14	Мергель	IV	Гранулит АС-4	3,5	1,0	2,4
15	Суглинок	II	Гранулит игданит	6,0	1,0	2,5
16	Доломит	VII	Аммонит 6ЖВ	2,5	1,0	2,0
17	Лесс	III	Игданит	4,0	1,0	2,4
18	Мрамор	VII	Гранулит АС-4	4,5	1,0	2,0
19	Глины креп.	III	Гранулит игданит	3,5	1,0	2,5
20	Песчаник	VII	Граммонит 79/21	4,5	1,0	2,2
21	Туфы	IV	Аммонит 6ЖВ	3,0	1,0	2,5
22	Сланец	VII	Гранулит игданит	4,0	1,0	2,0
23	Конгломерат	IV	Аммонит 6ЖВ	3,5	1,0	1,8

24	Мергель	VI	Гранулит игданит	6,0	1,0	2,0
25	Суглинок	II	Гранулит М	5,0	1,0	2,4
26	Известняк	VIII	Гранулит АС-4	4,5	1,0	1,8
27	Порфирит	X	Граммонит 79/21	4,0	1,0	2,0
28	Гранит	VIII	Аммонит 6ЖВ	5,5	1,0	1,8
29	Базальт	IX	Граммонит 30/70	4,5	1,0	2,2
30	Андезит	VIII	Граммонит 50/50	5,0	1,0	2,0

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

(ФОРМА ПРОЕКТА)

Утверждаю

Главный инженер карьера

« ____ » _____ 20__ г.

ПРОЕКТ массового взрыва

На _____
(наименование карьера и ведомственной принадлежности)

Горизонт _____

Экскаватор _____

Дата взрыва _____

I. ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ И ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА

Наименование породы _____

Коэффициент крепости по М.М.Протоdjяконову _____

Группа пород по шкале ЕНиР (СНиП) _____

Категория трещиноватости и блочности массива по классификации МКВД _____

Предел прочности на сжатие, МПа _____

Плотность породы, кг/м³ _____

Коэффициент разрыхления _____

Обводненность участка _____

Средняя высота уровня воды в скважинах, м _____

II. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

а) Параметры горных работ

Разрабатываемые горизонты _____

Высота уступа, м _____

Угол откоса, град _____

Длина блока, м _____

Ширина заходки, м _____

Выход горной массы с блока, м³ _____

Размеры кондиционного куска, м _____

Требуемая высота навала взорванной горной массы, м _____

Ширина развала, м _____

б) Параметры буровзрывных работ

Метод производства взрывных работ _____

Тип бурового оборудования (станка) _____

Буровой инструмент (долото), тип, диаметр _____

Направление скважин _____
(указать угол наклона, град)

Форма сетки расположения скважин _____

Кол-во скважин в типовой серии _____

Конструкция заряда _____

Способ образования воздушных (инертных) промежутков _____

Конструкция боевиков, тип промежуточного детонатора _____

Кол-во боевиков в скважине и их местоположение _____

Схема КЗВ _____

Кол-во ступеней замедления _____

Источник тока, его напряжение _____

Способ взрывания _____

III. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

№ пп	Показатели	Ед. изм.	Блок №	
			План	Факт ¹⁾
1	Обурено скважин, в т.ч. вертикальных	шт.		
2	Количество рядов скважин	шт.		
3	Диаметр скважин	мм		
4	Высота уступа	м		
5	Глубина скважин	м		
6	Величина перебура	м		
7	Расстояние между скважинами по 1-му ряду при их одинарном порядном расположении	м		
8	Расстояние между скважинами по 1-му ряду при спаренных скважинах	м		
9	Расстояние между скважинами по 2-му ряду и последующим рядам	м		
10	Расстояние между рядами скважин	м		
11	Соппротивление по подошве	м		
12	Объем буровых работ на блоке	п.м.		
13	Объем взрываемого массива (блока)	м ³		
14	Выход горной массы: с 1 погонного метра с одной скважины	м ³ /м м ³		
15	Удельный расход ВВ	кг/м ³		
16	Высота заряда	м		
17	Величина забойки	м		
18	Вес заряда в скважине	кг		
19	Количество обводненных скважин на блоке	шт.		
20	Средняя высота столба воды в скважинах	м		
21	Количество ступеней замедления на блоке	шт.		
22	Расстояние от места взрыва до защищаемого объекта	м		
23	Масса ВВ, взрываемая в одной серии замедления	кг		
24	Процент выхода негабарита	%		
25	Объем вторичного дробления	м ³		
26	Расход ВВ на вторичное взрывание	кг		
27	Расход ВМ ВВ всего, в том числе по видам: а) (указывается масса ВВ для заряжания скважин) б) (указывается суммарная масса ВВ боевиков, шашек) Детонирующий шнур (указывается тип) Пиротехнические замедлители (указывается тип) ЭД (указывается тип) НСИ (тип, замедление, длина УВТ): – внутрискважинные: – поверхностные: Шашки – боевики (указывается тип)	кг - кг кг м/бухт шт. шт. шт. шт. шт. шт. шт.		

Примечание ¹⁾ – заполняется по фактическим данным.

IV. ПЛАН ВЗРЫВАЕМОГО БЛОКА

(указывается принципиальная схема и сетка расположения скважин в плане и на разрезе, рекомендуемый масштаб 1:1000)

V. СХЕМА МОНТАЖА ВЗРЫВНОЙ СЕТИ

Порядок взрывания (наименование схемы) _____

Период замедления в серии, мс _____

Общий период замедления по схеме, мс _____

Взрываемое количество ВВ в серии, кг _____

Характеристика сети ДШ (дублирование, закольцевание и др.)^{*)} _____

Способ инициирования магистрали ДШ (или НСИ) _____

Примечание ^{*)} – при использовании НСИ вписывается тип и расход скважинных и поверхностных элементов с указанием интервала замедления.

(далее приводится схема монтажа с указанием источников тока, расположением РП-8, зажигательной трубки и т.п., рекомендуемый масштаб 1:1000)

VI. КОНСТРУКЦИЯ ЗАРЯДОВ В СКВАЖИНАХ

(по характерным разрезам блока указываются размеры колонки заряда, забойки, место расположения боевика, воздушных или инертных промежутков и др.

(Схема выполняется без масштаба)

VII. ПРОВЕРКА ЗАРЯДА НА СЕЙСМИЧЕСКИ БЕЗОПАСНОЕ РАССТОЯНИЕ

(приводится формула и результат расчета радиуса опасной зоны, расстояние до охраняемого объекта, максимальная масса одновременно взрываемого заряда в серии)

VIII. РАДИУС БЕЗОПАСНОЙ ЗОНЫ ПО ДЕЙСТВИЮ ВОЗДУШНОЙ ВОЛНЫ

(приводится формула и результат расчет радиуса опасных зон для людей, зданий, степень безопасности, максимальная масса заряда ВВ в одной ступени замедления)

IX. РАДИУС БЕЗОПАСНОЙ ЗОНЫ ПО РАЗЛЕТУ ОТДЕЛЬНЫХ КУСКОВ

ПОРОДЫ (приводится формула и результат расчет радиуса опасных зон для людей, машин и механизмов)

Для людей _____ м.

Для машин и механизмов _____ м.

X. РАДИУС ГАЗООПАСНОЙ ЗОНЫ (при взрывании более 100 т ВВ)

(приводится расчетное выражение, радиус опасной зоны, время проветривания, место расположения постов ВГСЧ – указывается горизонт)

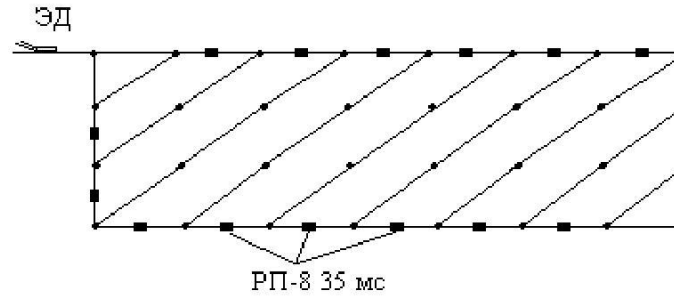
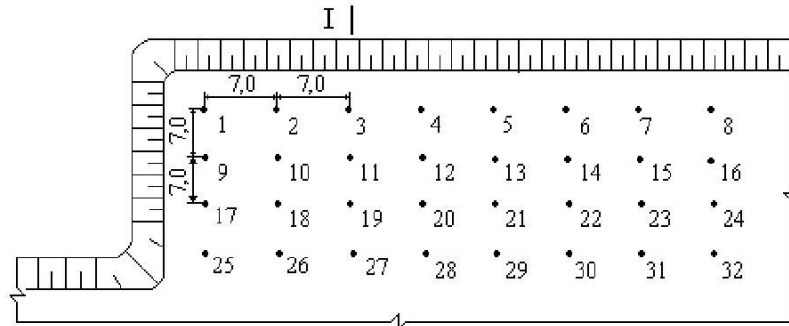
Пример оформления графической части проекта массового взрыва

Наименование породы	Коэф. крепости, f	Коэф. трещиноватости	Тип станка	$d_{скв.}$, мм	$l_{скв.}$, м	$l_{пер.}$, м	W , м	Сетка скважин, м	Объем бурения, м	Объем блока, тыс. м ³				
											Разработал	Подпись	Дата	
											Проверил			

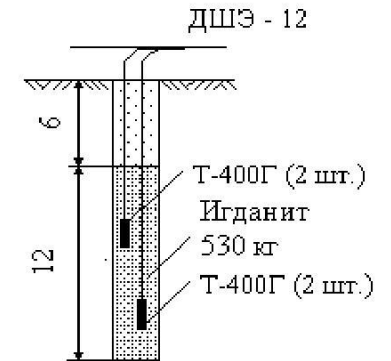
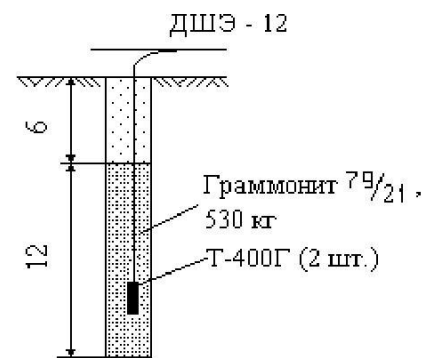
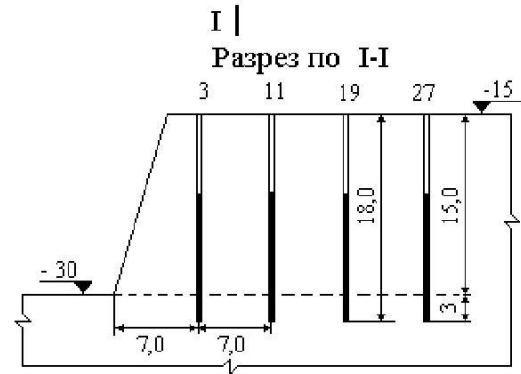
Схема взрывной сети

План расположения скважин

Гор. _____ м. Блок № _____, М1:1000



Конструкция скважинного заряда



ПРИЛОЖЕНИЕ 3

ХАРАКТЕРИСТИКИ ОСНОВНЫХ ТИПОВ СРЕДСТВ ИНИЦИИРОВАНИЯ 3.1. Неэлектрическая система инициирования «ЭДИЛИН» (ТУ 7287-032-07513406-97)

Система разработана и изготавливается Государственным унитарным предприятием «Муромский приборостроительный завод» (ГУП «МПЗ»).

В систему «ЭДИЛИН» входят следующие элементы: - детонаторы скважинные ДБИ 1; - детонаторы поверхностные ДБИ 2; - разделитель на 1-8 волноводов;

- соединители типа «волновод-ДШ», «волновод-волновод»;

- электронный прибор для инициирования ИВ-2АМ (стартовое устройство УС-2).

Таблица 3.1

Наименование показателя	Значение
Диаметр волновода, мм	4,0 ± 0,25
Навеска ВВ волновода, г/м	0,015 - 0,035
Скорость ударной волны волновода, м/с	1800 ± 100
Прочность волновода на разрыв, Н (кгс), не менее	117 (12)
Длина встроенного волновода в детонаторах, м	от 2 и более с интервалом 1 м (по заявке потребителя)
Время срабатывания детонатора, мс	
ДБИ 1	475, 500
ДБИ 2	0, 17, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200
ДБИ 3	0, 17, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000 и далее через 250 до 2500, через 500 до 5000, через 1000 до 10000
Водостойкость детонаторов	
ДБИ 1, ДБИ 3	на глубине 30 м - 720 часов
ДБИ 2	на глубине 1 м - 24 часа
	от любых промышленных средств взрывания

Восприимчивость к детонационному импульсу	(электродетонаторов по ГОСТ 9089-75, капсулей-детонаторов по ГОСТ 6254, ДШ ГОСТ 6196 или ДШ с массой сердцевины не менее 6 г/м, электронного пускового устройства ИВ-2АМ, стартового устройства УС-2)
Надежность системы при доверительном интервале 0,9	Не ниже 0,9998

Разделители (с ДБИ 2) в зависимости от времени замедления имеют различные цвета (табл. 3.2).

Таблица 3.2

Время замедления, мс	Цвет разделителя
0	Неокрашенный
17	Зеленый
25	Желтый
42	Оранжевый
55	Красный
67	Синий
109	Коричневый
125	Фиолетовый
150	Черный
176	Голубой

На рис. 3.1-3.3 приведены схемы инициирования при использовании неэлектрической системы инициирования «ЭДИЛИН»

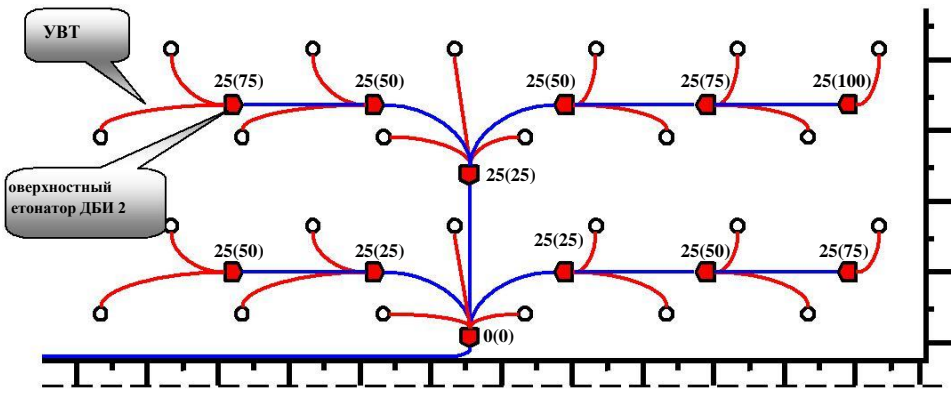


Рис. 3.1. V-образная схема инициирования

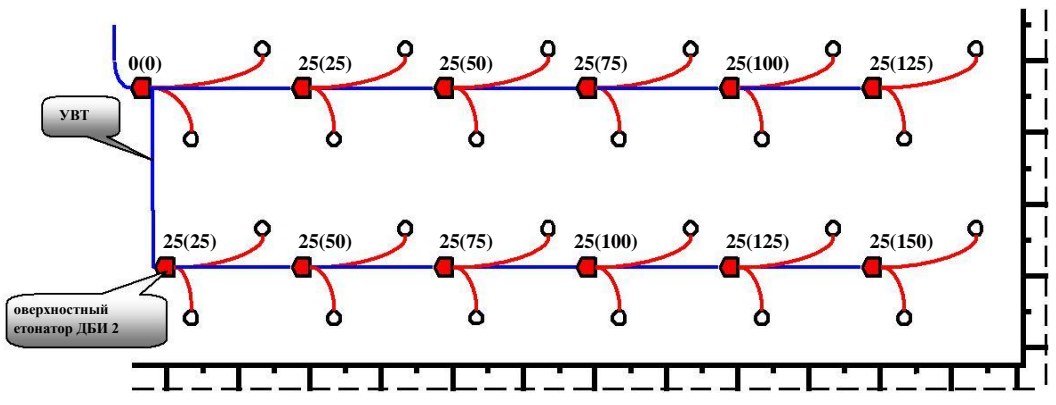


Рис. 3.2. Диагональная схема инициирования

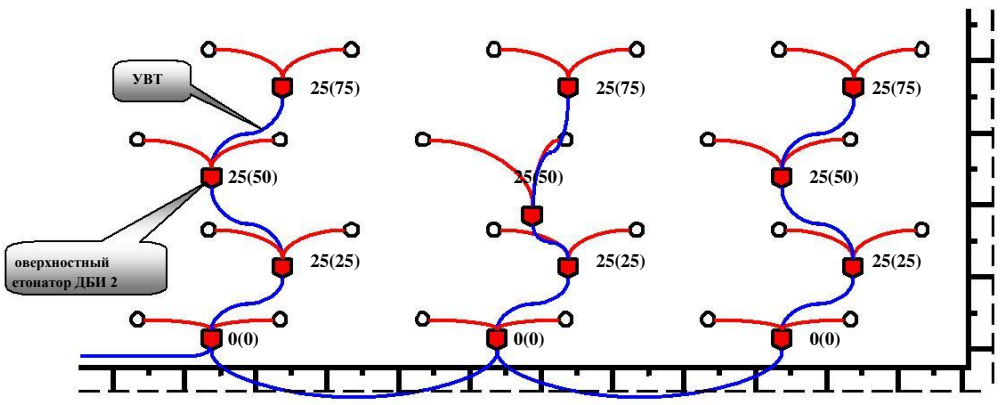


Рис. 3.3. Порядная схема инициирования

3.2. Неэлектрическая система инициирования СИНВ (ДИШВ 7773979.008 ТУ, ДИШВ 7773979.007 ТУ, ДИШВ 7773979.010 ТУ)

Неэлектрическая система инициирования СИНВ на основе низкоэнергетического проводника сигнала - ударно-волновой трубки и капсуля-детонатора, не содержащего ИВВ, разработана ГНПП «Краснознаменец» совместно с НМЗ «Искра» и АО «Нитро-Взрыв» и выпускается в двух вариантах:

- для взрывных работ на земной поверхности (содержит устройства СИНВ-П и СИНВ-С-Т или СИНВ-С-Н);
- для взрывных работ в подземных рудниках и угольных шахтах, где допущено применение непродохранительных ВВ II класса (содержит устройства СИНВ-Ш).

Таблица 3.3

Параметры	СИНВ-П	СИНВ-С		СИНВ-Ш
		СИНВ-С-Н	СИНВ-С-Т	
Наружный диаметр трубки волновода (проводника импульса), мм	3,2			
Внутренний диаметр, мм	1,5			
Длина волновода, м*	4,6,8,10, 12	7, 10, 16,21,24,30		2,4,7,10,16
Навеска ВВ в волноводе, мг/м	20,0			
Скорость передачи инициирующего импульса в волноводе, м/с	1700			
Прочность на разрыв с сохранением работоспособности, Н				
- соединения волновода с КД	80,0	120,0		80,0
- волновода	120,0	160,0		120,0
Удлинение с сохранением способности передачи импульса, % (Т=20°С)	100			
Водостойкость, ч, кгс/см ²	48 час при 0,05 кгс/см ²	336 час при 2,0 кгс/см ²		6 час при 1 кгс/см ²
- соединения КД с волноводом	48 час при 0,05 кгс/см ²	48 час при 0,05 кгс/см ²		48 час при 0,05 кгс/см ²
- волновод (свободный конец)				
Наличие инициирующих ВВ	отсутствует			
Навеска ВВ в КД, г	0,5	1,5		1,5
Время замедления, мс	0, 20, 30, 45, 60, 80, 100, 150, 200	100,125,150,175,200,250, 300, 350, 400,450,500		0, 20, 40, 60, 80, 100, 125,150,175, 200,250,300,350, 400,450,500,600, 700,800,900, 1000,2000,3000, 4000,5000,6000, 7000,8000,9000, 10000
Количество серий замедления	9	11		30
Способность волновода инициировать контактирующие волноводы, КД, ЭД, ДШ	не инициирует			
Иницирующая способность КД устройства	Иницирует волноводы СИНВ-П, СИНВ-С, СИНВ-Ш	инициирует шашки Т-400Г, ГТП-500, ТГФ-850Э и т. п.		инициирует патроны из аммонита 6ЖВ, шашки Т-400Г, ГТП-500, ТГФ-850Э и т. п.
Восприимчивость волновода к инициирующему импульсу	инициируется от СИНВ-П, ЭД ГОСТ 9089, КД ГОСТ 6254, детонирующего шнура ДШ-А, ДШ-В, ДШЭ-12, ДШМ-Э			
Температурные условия применения, °С	-40÷+50	-40÷+50	-40÷+50 (12 час при +85)	-40÷+50

Примечание: * Возможна любая длина УВТ по заявке Заказчика.

Для обеспечения высокой эффективности взрывания боевики с устройствами СИНВ-С рекомендуется размещать в донной части скважинного заряда. УВТ не имеет бокового энерговыделения, поэтому выгорание скважинного заряда или снижение его чувствительности, возможное при применении в скважинных зарядах детонирующего шнура, исключается.

Внутрискважинное замедление выбирается в зависимости от поверхностного межрядного и межскважинного. Рекомендуемое время внутрискважинного замедления приведено ниже в табл. 3.4.

Таблица 3.4-Рекомендуемое внутрискважинное замедление

Время замедления между зарядами, мс	Время замедления между скважинами в ряду, мс							
	20	30	45	60	80	100	150	200
20	100-125	-	-	-	-	-	-	-
30	150-175	150-175	-	-	-	-	-	-
45	200-250	200-250	250-300	-	-	-	-	-
60	300-350	300-350	350-400	350-400	-	-	-	-
80	400-450	400-450	450-500	450-500	-	-	-	-
100	450-500	450-500	450-500	450-500	450-500	-	-	-
150	450-500	450-500	450-500	450-500	450-500	450-500	450-500	-
200	450-500	450-500	450-500	450-500	450-500	450-500	450-500	450-500

При монтаже системы СИНВ все взрывааемые скважины, как правило, заряжаются устройствами СИНВ-С с одинаковым временем замедления. Последовательность их срабатывания обеспечивается с помощью устройств СИНВ-П.

Используя устройства СИНВ-П с разным временем замедления и соединяя их в разной последовательности, получают разнообразные схемы инициирования, что обеспечивает высокую управляемость процессом взрыва и широкие возможности варьирования схемы инициирования в зависимости от

характеристик взрываемой среды, диаметра скважин и размеров сетки бурения, применяемых скважинных ВВ, необходимого качества дробления породы, величины и направленности развала.

На рис.3.4 приведена конструкция заряда ВВ при использовании НСИ.

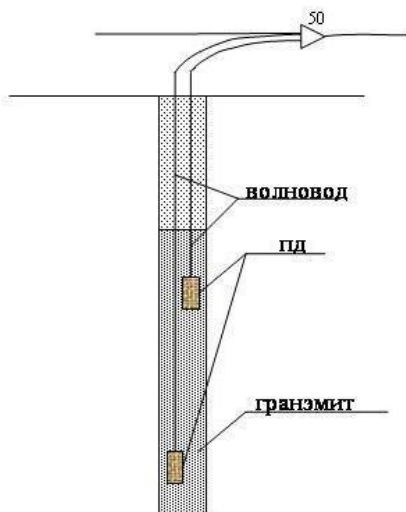


Рис. 3.4. Конструкция заряда ВВ при использовании неэлектрических систем инициирования

3.3. Система Нонель («Дино-Нобель», Швеция). Стандарт SS 4990707, Швеция

В промышленности применяются следующие типы системы «Нонель» («Nonel»):

для открытых горных работ (две системы):

- система «Nonel MS» («Нонель МС»), имеющая традиционную конструкцию, когда детонаторы имеют индивидуальные периоды замедления (табл. 3.5), а их инициирование происходит мгновенно. В поверхностной сети используется соединительный блок «Снэплайн-0» или трубки-волноводы из скважин с помощью мультклипа соединяются с поверхностной сетью ДШ (желательно применение ДШ пониженной мощности – 3,6-5 г/м);

- система «Nonel Unidet» («Нонель Юнидет») которая состоит из внутрискважинных детонаторов с высокоточными большими замедлениями и поверхностных замедлителей «Снэплайн», обеспечивающих необходимую последовательность инициирования.

для подземных горных работ (проходки выработок):

- система «Nonel LP» («Нонель ЛП»), которая имеет достаточно большие замедления необходимые для отделения раздробленной породы от массива, прежде чем сдетонируют последующие шпурсы (при проходке выработок взрывание производится с одной свободной поверхностью забоя). В данной системе используются детонаторы с замедлением 25, 100, 200, 300, 400 ..., 1000, 1235, ..., 2500, 3000..., 5000, 6000 мс.

Таблица 3.5 - Интервалы замедления внутрискважинных детонаторов системы «Nonel MS»

Номер интервала	Замедление, мс	Интервал, мс
3	75	-
4	100	25
5	125	25
6	150	25
7	175	25
8	200	25
9	225	25
10	250	25
11	275	25
12	300	25
13	325	25
14	350	25
15	375	25
16	400	25
17	425	25
18	450	25
19	475	25
20	500	25

Для обеспечения необходимых требований к замедлениям в различных условиях взрывных работ в системах инициирования «Nonel Unidet» существует 5 основных замедлений для внутрискважинных детонаторов и 7 замедлений для поверхностных соединительных блоков «Снэплайн» (табл. 3.6, 3.7).

Таблица 3.6 - Интервалы замедлений внутрискважинных детонаторов системы «Nonel Unidet»

Наименование	Время замедления, мс
U400	400
U425	425
U450	450
U475	475
U500	500

Примечание: Указано номинальное время замедления при длине трубки волновода 6 м.

Таблица 3.7 - Поверхностные соединительные блоки «Снэплайн»

Наименование	Время замедления, м.с	Цвет
Снэплайн 0	0	зеленый
Снэплайн 17	17	желтый
Снэплайн 25	25	красный
Снэплайн 42	42	белый
Снэплайн 67	67	синий
Снэплайн 109	109	черный
Снэплайн 176	176	оранжевый

Примечание: Номинальное время при длине трубки-волновода 3,6 м.

3.4. Характеристика основных типов детонирующих шнуров (ДШ)

Детонирующие шнуры предназначены для передачи детонации от ЭД к заряду ВВ или от заряда заряду ВВ на значительное расстояние.

Детонирующие шнуры представляют собой сердцевину из флегматизированных ТЭНа или гексогена с направляющими нитями, которая покрыта оболочками из льняных и х/б нитей, пропитанными гидроизолирующим составом (озокерит, воск и т.п.). Для гидроизоляции (внешняя оболочка) используются полихлорвиниловые и полиэтиленовые покрытия.

Выпускаемые промышленностью ДШ различаются:

- по типу ВВ в сердцевине ДШ (ТЭН, гексоген);
- по мощности – масса навески ВВ на 1 п.м. шнура от 6 до 50 г;
- по типу гидроизолирующей оболочки, определяющей водоустойчивость ДШ. Производителями и разработчиками основных типов ДШ в России являются ФГУП

НПП «Краснознаменец», ФГУП «НМЗ «Искра», ФГУП «Металлист».

В табл. 2.8 приведены средние значения основных параметров ДШ. Так, согласно ТУ допускается, например, разброс скорости детонации \square 10%. ДШ должны безотказно взрываться от КД-8 или ЭД и инициировать промежуточный детонатор-шашку из прессованного ТНТ массой 200 г (две и более нитки ДШ на боковой поверхности шашки). ДШ должны сохранять эластичность в пределах нормированного температурного диапазона применения (отсутствие трещин и разрывов оболочки при 4-х кратном изгибе ДШ на 90 \square в противоположные стороны).

ДШ имеют оболочки, окрашиваемые в красный цвет различных оттенков (пластиковые оболочки); в ДША в наружную нитяную оболочку белого цвета вплетают 2 красных нити (для отличия от ОШ).

Перед упаковкой торцы ДША герметизируются мастикой, а ДШ с пластиковым покрытием – специальными алюминиевыми колпачками с обжатием.

ДШ выпускаются в бухтах 50 (100) м, которые перевязываются шпагатом и укладываются в деревянные ящики.

По опасности при хранении, транспортировании и использовании относятся к классу 1, подклассу 1.1, группе совместимости в соответствии с ЕПВ к группе Д.

Таблица 3.8

Марка ДШ	Основные характеристики ДШ	Область применения ДШ
ДШ-А (ГОСТ 6196-78) Водостойкость не более 12 ч при давлении 0,005 МПа	ТЭН – 12 г/м ¹⁾ D = 6500 м/с ²⁾ □□□5,8 мм ³⁾ Т от –28 ⁰ до +50 ⁰ С ⁴⁾	Магистральные и скважинные сети при взрывании в сухих и обводненных условиях Гарантийный срок хранения –2 г.
ДШ-В (ГОСТ 6196-78) ДШ-ВМ модернизированный (ТУ 841150-87) Повышенной водоустойчивости: 24 ч при давлении 0,01 МПа	ТЭН – 12 г/м D = 6500 м/с □□□6,1 мм Т от – 35 ⁰ до +60 ⁰ С	Магистральные и скважинные сети при взрывании в сухих и обводненных условиях. Гарантийный срок хранения –3 г.
ДШЭ-12 (экструзионный) (ГОСТ 6196-78) Повышенной водоустойчивости: 30 ч при давлении 30 МПа	ТЭН – 12 г/м D = 6200 м/с □□□5,0 мм Т от – 40 ⁰ до +65 ⁰ С	Магистральные и скважинные сети при взрывании в сухих и обводненных условиях. Гарантийный срок хранения –3 г.

<p>ДШЭ-12Г (ТУ 84-945-82) (экструзионный, гексогеновый) Повышенной мощности и водоустойчивости: 30 ч при давлении 30 МПа</p>	<p>Гексоген – 17-20 г/м</p> <p>$D \approx 6300$ м/с</p> <p>$\square\square\square 5,0$ мм</p> <p>T от – 40° до +65°С</p>	<p>Предназначены для сейсморазведки – удлиненные заряды. Могут быть использованы как линейные инициаторы скважинных зарядов ВВ. Гарантийный срок хранения - 2 г.</p>
<p>ДШЭ-6 (экструзионный) (ГОСТ 6196-78) Пониженной мощности. Водоустойчивый: 24 сут. на глубине 30 м ДШЭ-6 ВДТ (модернизированный)</p>	<p>ТЭН – 6 г/м</p> <p>$D = 6200$ м/с</p> <p>$\square\square\square 4,0$ мм</p> <p>T от – 40° до +65°С</p>	<p>Применяется для поверхностных магистралей. Гарантийный срок хранения - 2 г.</p>
<p>ДШЭ-30 (ТУ 841153-87) Повышенной мощности и водоустойчивости: 24 сут. на глубине 30 м</p>	<p>Гексоген – 30 г/м</p> <p>$D = 6300$ м/с</p> <p>$\square\square\square 6,5-8,5$ мм</p> <p>T от – 40° до +65°С</p>	<p>Для инициирования низкочувствительных ВВ без применения ПД (линейное инициирование по всей длине заряда), для сейсморазведочных работ. Гарантийный срок хранения - 3 г.</p>
<p>ДШЭ-50 (ТУ 841153-87) Повышенной мощности и водоустойчивости: 24 сут. на глубине 30 м</p>	<p>Гексоген – 50 г/м</p> <p>$D = 6800$ м/с</p> <p>$\square\square\square 10-12$ мм</p> <p>T от – 40° до +65°С</p>	<p>Для инициирования низкочувствительных ВВ без применения ПД (линейное инициирование по всей длине заряда), для сейсморазведочных работ. Гарантийный срок хранения - 3 г.</p>

Примечания:

1) ТЭН – 12 г/м – тип ВВ и его масса на 1 метр ДШ;

2) $D = 6500$ м/с – скорость детонации ДШ;

3) $\varnothing \approx 5,8$ мм – диаметр ДШ;

4) T от -28° до $+50^{\circ}$ C – диапазон температур применения ДШ.

На рис. 4.6 приведены основные схемы соединения ДЖ при монтаже взрывной сети.

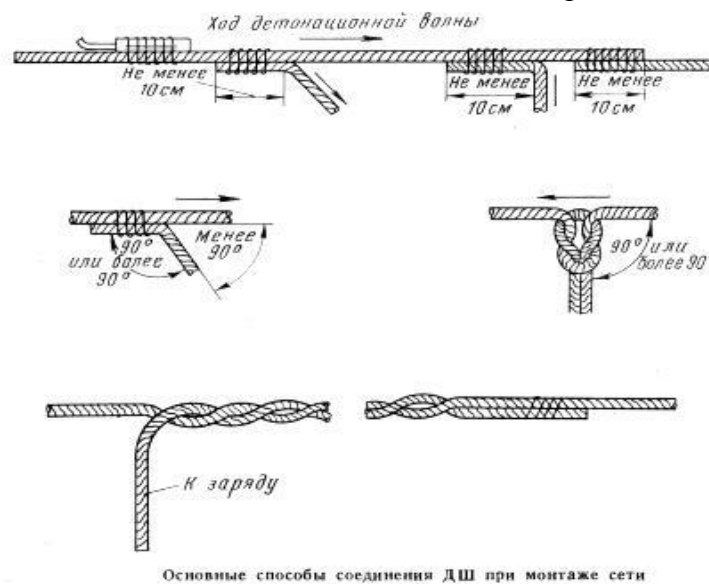


Рис. 3.6. Основные схемы соединения ДШ при монтаже взрывной сети

3.5 Пиротехнические замедлители (реле) для короткозамедленного взрывания

Пиротехнические замедлители применяются для создания замедления во взрывных сетях детонирующего шнура при ведении взрывных работ на земной поверхности, в шахтах и рудниках, не опасных по газу или пыли в диапазоне температур $-35- +50^{\circ}$ C.

До недавнего времени выпускались пиротехнические замедлители КЗДШ-69 одностороннего действия. В настоящее время промышленностью выпускается РП-8М, РП-Н

- двухстороннего действия с замедлениями 20, 35 и 50 мс. Пиротехнические замедлители срабатывают от КД-8С, ЭД-8 или ЭД-3-Н, ДШ.

РП представляют собой два детонатора с замедляющими составами (развернутые на 180°) и отрезки ДШ длиной 30-60 см., закрепленные с помощью алюминиевых колпачков.

Пиротехнические реле монтируются в разрывы сети ДШ. При детонации входящего отрезка ДШ взрывается примыкающий к нему детонатор, который передает воспламеняющий импульс через замедляющий состав второму детонатору, который возбуждает детонацию в выходящем отрезке ДШ и далее в магистральный или скважинный ДШ.

Соединение реле с ДШ осуществляется морским узлом или внакладку с помощью изоляционной ленты, шпагата.

При необходимости получения замедлений, отличных от номинала, допускается последовательное подключение нескольких РП.

Пиротехнические реле должны сохранять работоспособность при выдержке в воде \square 3ч., обеспечивать безотказное срабатывание после испытаний на устойчивость к тряске, концы выводных ДШ должны выдерживать груз 2 кг в течение 3-х мин. Гарантийный срок хранения РП – 2 года.

РП-8М допущено Госгортехнадзором России к постоянному применению разрешением № 04-35/424 от 26.06.98 г. и изготавливаются ФГУП НПП «Краснознаменец» и ФГУП «Металлист».

РП-Н допущено Госгортехнадзором России к постоянному применению разрешением № 08-10/233 от 26.03.98 г. И изготавливаются ФГУП «НПЗ «Искра».

По опасности при хранении, транспортировании и использовании пиротехнические реле относятся к классу 1, подклассу 1.1, группе совместимости В.

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

Расчет ЭВС, характеристики ЭД, взрывных машинок

Расчет сопротивления последовательной электровзрывной сети ($R_{\text{эвс}}$) осуществляется по формуле

$$R_{\text{эвс}} \square 2 \square K_{\text{зан}} \square L_m \square r_m \square n \square r_{\text{эд}}, \text{ Ом},$$

где $K_{\text{зан}}$ - коэффициент, учитывающий увеличение расхода магистрального провода при его прокладке по поверхности и на соединения электродетонаторов между собой (соединительные провода), $K_{\text{зан}} \square 1,2$;

L_m - длина магистрали, принимаемая равной радиусу опасной зоны (см. раздел «Безопасные режимы взрывных работ»);

r_m - сопротивление 1 м магистрального провода (см. табл. 3.1);

n - число последовательно соединенных электродетонаторов в серии, шт.

$r_{\text{эд}}$ - сопротивление одного электродетонатора, Ом;

При расчетах для гарантии безотказности принимаются максимальные значения n (соответствует выбранной схеме взрывания или числу скважин в серии) и $r_{\text{эд}}$ (см. табл. 4.2).

Вычисленная по формуле величина $R_{\text{эвс}}$ сопоставляется с предельно допустимой для выбранного источника тока (см. табл. 4.3) и делается вывод о возможности обеспечения безотказного взрывания зарядов или необходимости замены типа машинки или электродетонаторов.

Таблица 4.1 - Характеристики проводов для электровзрывания

Марка провода	Число жил	Сечение жилы, мм ²	Сопротивление жилы при +20 °С, Ом/м	Масса 1 км провода, кг
ЭВ и ЭП	1	0,20	0,10	3,1
ЭВЖ	1	0,28	0,52	4,0
ЭПЖ	1	0,28	0,52	3,9
ВМВ	1	0,50	0,04	8,2
ВМП	1	0,50	0,04	7,8
ВМВЖ	1	1,13	0,14	14,3
ВМПЖ	1	1,13	0,14	14,3
СПП-1	1	0,50	0,0395	8,0
СПП-2	2	0,50	0,041	16,5
ПР-380	1	0,75	0,0242	2,1
ПВ-660	1	0,75	0,0242	1,3
ПВ-380	1	0,75	0,0242	1,1
ПВ-380	1	1,00	0,0178	1,9
ПП-380	1	1,50	0,0121	1,9

ЭД-1-8-Т, ТУ 84-638-85	7,2	50-60	1-4	1,5	0,5-0,9	40-80	0,92	10	ель ные, защищенные от зарядов статического электричества, блуждающих токов, энергии радиоволн и т.п.
ЭДКЗ-ОП, ГОСТ 21806- 76	7,7	72	2-6	2,1	1,8-3,0	0,6-2,0	0,18	3	Предохранител ьны е повышенной мощности

Продолжение таблицы 4.2.

Марка, ГОСТ или ТУ	Размер гильзы, мм		Масса инициирую щего ВВ, г	Электричес кое сопротивле ние, Ом	Импульс воспламене ния, А ² •мс	Безопасный ток, А	Стойкость к разряду статического электричества, кВ	Коли-чество серий	Интервал замедления, мс	Примечания
	наружный диаметр	длина								
Электродетонаторы короткозамедленного действия										
ЭД-КЗ, ТУ 84-317-83	7,2	72	1,25	1,8-3,0	0,6-2,0	0,18	3	1-5	25; 50; 75; 100; 150; 250	Совместимы с ЭД-8-Ж и ЭД-ЗД
ЭД-З-Н, ТУ 84-884-80	-	-	-	2,0-4,2	0,6-2,0	0,18	3	1-10 11-14 15-18 19-23	20-200 (через 20 мс) 225-300 (через 25 мс) 350-500 (через 50 мс) 600-1000 (через 100мс)	Совместимы с ЭД-КЗ-ОП
ЭДЗД, ТУ 84-317-83	7,2	72-85	1,6	2,0-4,2	0,6-2,0	0,18	3	1-9	0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2,0; 4,0; 6,0; 8,0; 10,0 (в сек.)	Совместимы с ЭД-8-Ж и ЭДКЗ
Предохранительные электродетонаторы										
ЭД-КЗ-П, ГОСТ 21806- 76	7,6	72	1,6	2,0-4,2	0,6-2,0	0,18	3	1-5	25; 50; 75; 100; 125	Повышенной мощности
ЭД-КЗ-ПМ, ГОСТ 21806- 76	7,6	72	1,6	1,8-3,0	0,6-2,0	0,18	3	1-7	15; 30; 45; 60; 80; 100; 120	То же
ЭД-1-3-Т, ТУ 84-638-83	-	-	-	0,5-0,9	40-80	0,92	10	1-10 11-14 15-18 19-23	20-200 (через 20 мс) 225-300 (через 25 мс) 350-500 (через 50 мс) 600-1000 (через 100мс)	Защищенные от зарядов статического электричества, блуждающих токов, энергии радиоволн и т.п.

Таблица 4.3 - Характеристики взрывных приборов и машинок

Основные характеристики	Марка		
	КПИМ-3	КПИМ-1А	ВМК-500
Исполнение	Нормальное	Нормальное	Нормальное
Температурный диапазон применения, °С	от -50 до +50	от -40 до +50	от -40 до +50
Напряжение воспламенительного импульса, В	1600	1500	3000
Максимально допустимое сопротивление взрывной сети при последовательном соединении электродетонаторов нормальной чувствительности, Ом	600	300	2100
Максимальное количество электродетонаторов нормальной чувствительности при последовательном соединении, шт.	200	100	800
Масса машинки, кг	1,6	1,7	6,5