

**Министерство науки и высшего образования Российской Федерации**  
**Федеральное государственное бюджетное образовательное**  
**учреждение высшего образования**  
**Санкт-Петербургский горный университет**

**Кафедра взрывного дела**

**ТЕХНОЛОГИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРАБОТКЕ**  
**МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ**

*Методические указания по курсовому проектированию*  
*для студентов специальности 21.05.04*

**САНКТ-ПЕТЕРБУРГ**  
**2020**

УДК 622.235 (073)

**ТЕХНОЛОГИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ:** Методические указания по курсовому проектированию / Санкт-Петербургский горный университет. Сост.: *М.А. Маринин, Д.В. Молдован, В.И. Чернобай*. СПб, 2020. 29 с.

Проект выполняется после изучения студентами дисциплины «Технологии взрывных работ при разработке месторождений открытым способом» и заключается в разработке проекта на массовый взрыв для условий участка открытых горных работ с применением программного продукта ShotPlus™ и учетом требований Федеральных норм и правил «Правила безопасности при взрывных работах».

Предназначены для выполнения курсового проекта «Проект массового взрыва» по учебной дисциплине «Технологии взрывных работ при разработке месторождений открытым способом» студентами специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Взрывное дело» и могут быть использованы студентами других горных специальностей.

Научный редактор проф. *О.И. Казанин*

© Санкт-Петербургский  
горный университет, 2020

## **ТЕХНОЛОГИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ**

*Методические указания по курсовому проектированию  
для студентов специальности 21.05.04*

Сост.: *М.А. Маринин, Д.В. Молдован, В.И. Чернобай*

Печатается с оригинал-макета, подготовленного кафедрой  
взрывного дела

Ответственный за выпуск *М.А. Маринин*

Лицензия ИД № 06517 от 09.01.2002

Подписано к печати 16.06.2020. Формат 60×84/16.  
Усл. печ. л. 1,7. Усл.кр.-отт. 1,7. Уч.-изд.л. 1,5. Тираж 50 экз. Заказ 385.

Санкт-Петербургский горный университет  
РИЦ Санкт-Петербургского горного университета  
Адрес университета и РИЦ: 199106 Санкт-Петербург, 21-я линия, 2

## **ВВЕДЕНИЕ**

Курсовой проект «Проект массового взрыва» разрабатывается на основании выданного Технического задания на проектирование. Проект выполняется после изучения студентами дисциплины «Технологии взрывных работ при разработке месторождений открытым способом» и заключается в разработке проекта на массовый взрыв для условий открытых горных работ с применением программного продукта ShotPlus™ и учетом требований Федеральных норм и правил «Правила безопасности при взрывных работах».

Основные задачи курсового проектирования заключаются в закреплении знаний по теоретическим основам курса «Технологии взрывных работ при разработке месторождений открытым способом», в приобретении инженерных навыков расчета параметров и составления графической части буровзрывных работ для условий открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

Курсовой проект выполняется в соответствии с заданием для условий конкретного участка открытых горных работ. Сдача курсового проекта осуществляется согласно календарному графику самостоятельной работы студента.

## **ПРИНЯТЫЕ СОКРАЩЕНИЯ**

- БВР – буровзрывные работы;
- ВВ – взрывчатые вещества;
- ВМ – взрывчатые материалы;
- КЗВ – короткозамедленное взрывание;
- ЛНС – линия наименьшего сопротивления;
- ЛСПП – линия сопротивления по подошве;
- НСИ – неэлектрическая система инициирования;
- СПП – сопротивление по подошве;
- УВВ – ударно воздушная волна;
- ФНИП – федеральные нормы и правила;
- ЭВВ – эмульсионные ВВ;
- ЭПВВ – эмульсионные патронированные ВВ.

## **ОРГАНИЗАЦИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ**

### **Содержание курсового проекта**

Курсовой проект «Проект массового взрыва» должен включать пояснительную записку объемом 30-40 страниц и графический материал, которые соответствуют требованиям ФНИП «Правила безопасности при взрывных работах» и рекомендованным методикам расчета параметров БВР.

В соответствии с требованиями ФНИП «Правила безопасности при взрывных работах» на основе типового проекта разрабатывается проект производства буровзрывных работ (проект массового взрыва) для конкретных условий, состоящий из:

- технического расчета со схемой расположения скважин и графическими материалами;
- таблиц параметров взрывных работ;
- распорядка проведения массового взрыва.

Проект массового взрыва должен содержать решения по безопасной организации работ с указанием основных параметров буровзрывных работ; способам инициирования зарядов; расчетам взрывных сетей; конструкциям зарядов и боевиков; данные о способе заряжения; предполагаемому расходу ВМ; определению запретной зоны и способа ее охраны; определению опасной зоны и охране этой зоны с учетом объектов, находящихся в ее пределах (здания, сооружения, коммуникации), а также места нахождения людей и оборудования; порядка доставки и размещения ВМ при подготовке и проведении взрыва; проветриванию района взрывных работ, порядка допуска людей после взрыва и другим мерам безопасности для конкретных условий.

Технический расчет и схема расположения скважин состоят из пояснительной записки с расчетами и графической документации. Указанные документы составляются с учетом фактических горных, геологических и гидрогеологических условий, а также указаний маркшейдерской службы и результатов предыдущих взрывов.

### **Общие требования к оформлению курсового проекта**

1. Титульный лист установленного образца.
2. Техническое задание на проектирование.

3. Реферат с указанием УДК, ключевых слов.
4. Расшифровка принятых сокращений
5. Содержание с указанием страниц.
6. Разделы текста пояснительной записки
7. Список использованной литературы.
8. Графическая часть проекта с применением программного продукта ShotPlus™.

### **Требования к тексту пояснительной записки**

Пояснительная записка должна быть оформлена в соответствии с установленными требованиями.

Используемый размер бумаги – А4, Параметры полосы, см: верхнее – 2,5; нижнее – 2,0, левое – 2,5; правое – 1,5. Для текста используется редактор Word, не ниже версии 7; для формул – Equation.

Стиль текста: размер шрифта Times New Roman – 14 кегль, обычный, межстрочный интервал – одинарный, абзацный отступ – 1,25 см; запрет висячих строк; автоматический перенос слов; выравнивание – по ширине; нумерация страниц снизу по центру.

Стиль заголовков: размер шрифта Times New Roman – 14 кегль, полужирный, прописной, по центру, без переносов. Подзаголовки 12 кегль.

Стиль таблиц: размер шрифта Times New Roman – 12 кегль, обычный, в таблицах, не размещающихся на одной полосе, необходимо «повторять как заголовок на каждой странице».

Стиль набора формул: шрифт Times New Roman, расположение – по центру.

В тексте необходимы ссылки на использованные литературные источники. Результаты расчетов сводят в таблицы. При выполнении расчетов необходимо привести общий вид формулы с расшифровкой буквенных обозначений, входящих в нее величин, и указанием единиц величин.

Таблицы, рисунки должны быть пронумерованы, а в тексте пояснительной записки даны ссылки на них. Нумерация разделов, рисунков, таблиц сквозная.

В конце записки помещается библиографический список, составленный в алфавитном порядке.

## ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ НА ПРОЕКТИРОВАНИЕ

В таблице 1 приведен пример Технического задания на проектирование. В соответствии с исходными данными Технического задания на проектирование необходимо произвести расчеты параметров массового взрыва и выполнить графическую часть в программном продукте ShotPlus™.

Таблица 1

Данные на проектирование

№ п/п	Наименование параметров	Обозначение	Ед. изм.	Величина параметра
1	Вариант	По списку в журнале		
2	Полезное ископаемое (исходное сырье)	Известняки		
3	Категория трещиноватости (степень трещиноватости) по МВКД	III (среднетрещиноватые, крупноблочные)		
4	Высота разрабатываемого добычного уступа	$H_{уст}$	м	5
5	Плотность полезного ископаемого средняя	$\rho$	т/м <sup>3</sup>	средняя 2,8
6	Категория крепости пород - по СНиП-IV-5-82	F	-	VII
7	Коэффициент крепости полезного ископаемого по шкале проф. М.М. Протодяконова	f	-	8
8	Размер естественной отдельности в массиве	b	мм	300
9	Размер кондиционного куска (размер габарита длиной ребра наибольшего измерения)	$l_n$	м	0,9
10	Метод разрушения горных пород при бурении скважин	механический		
11	Способ бурения: вращательно-ударное бурение с выносным гидравлическим перфоратором для бурения скважин Ø105мм			
12	Обводненность скважин	скважины до 90% и более заполнены водой		
13	Допустимый процент выхода негабарита	8,0 %.		
14	Маркшейдерская съемка блока	файл формата dxf		

## МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ БВР

### Способ бурения скважин

Применяемое на карьерах буровое оборудование должно обеспечивать высокую экономичность буровых работ, их безопасность, соответствовать условиям данного производства.

Основными геометрическими параметрами скважин являются диаметр, глубина и угол наклона. При этом диаметр скважин является параметром, определяющим степень дробления горных пород, мощность бурового и погрузочно-транспортного оборудования и общие технико-экономические показатели по буровзрывным работам и всему циклу добычи и переработки сырья.

Исходя из принятого способа бурения скважины на блоке располагаются по квадратной, прямоугольной сетке или в шахматном порядке на расчетном расстоянии  $a$  – друг от друга в ряду и  $b$  – между рядами.

*В случае если в техническом задании на проектирование не установлен тип и параметры бурового оборудования, то студент самостоятельно принимает рациональный тип бурового оборудования исходя из данных физико-механических свойств горных пород и производительности по горной массе.*

### Рекомендации по выбору диаметра скважин

Установлено [1], что для каждой категории пород существует линейная зависимость вида  $W = fd_{зар}$ . Однако эта зависимость в предположении постоянного удельного расхода ВВ допускает, что с увеличением диаметра заряда выход крупных фракций при взрыве увеличивается. Это происходит потому, что с увеличением  $W$  все больший процент отдельностей, слагающих массив, при взрыве попадает в зону практически нерегулируемого дробления. Уменьшив диаметр заряда, можно достигнуть положения, при котором все отдельности попадают в зону регулируемого дробления. Поэтому диаметр заряда относится к наиболее мощным параметрам регулирования степени дробления. При меньших диаметрах зарядов снижается заколообразование за линию зарядов вглубь массива, уменьшается относительный объем переизмельчения породы вокруг заряда и



происходит распространение энергии по массиву с меньшим затуханием.

При выборе диаметра заряда необходимо установить, в какой степени диаметр заряда влияет на качество взрыва и каким образом выбрать буровое оборудование, с тем чтобы при минимальном отклонении от необходимого диаметра заряда обеспечить минимальную себестоимость бурения и максимальную производительность буровых станков. Практика показывает, что для карьеров с производственной мощностью по горной массе 10–30 млн. м<sup>3</sup> в год и более рационально использование мощных станков типа СБШ-250МН и т. п., для средних карьеров с производственной мощностью 0,5–5,0 млн. м<sup>3</sup> – станков 2СБШ-200Н, для небольших карьеров – станков пневмударного и вращательного бурения с долотами диаметром 105–160 мм, а также шарошечных и ударно-шарошечных станков для бурения скважин диаметром 160 мм.

В крупноблочных породах с уменьшением диаметра заряда и ступенем сетки скважин интенсивность дробления взорванной горной массы повышается. В мелкоблочных породах изменение диаметра заряда не сопровождается существенным изменением интенсивности дробления. Как правило, удельные затраты на бурение с увеличением диаметра уменьшаются.

### **Способ взрывания**

Исходя из физико-механических свойств горных пород, для обеспечения интенсивного дробления при принятых технологических условиях производства буровзрывных работ, в качестве основного способа взрывания принимается многорядное короткозамедленное взрывание (КЗВ) скважинными зарядами рыхления с применением НСИ типа «Нонель» или систем электронного инициирования типа «I-KON™». Могут также использоваться и другие аналогичные системы инициирования допущенные Ростехнадзором к постоянному применению.

В рамках курсового проектирования допускается применение систем инициирования доступных в программном комплексе ShotPlus™.

На карьерах в основном применяется метод взрывания на открытую зачищенную поверхность откоса уступа. В отдельных случаях может применяться метод взрывания в зажатой среде (на подпорную стенку из неубранной от предыдущего взрыва горной массы).

При взрывании на подпорную стенку необходимо вносить корректировку в параметры БВР, относительно параметров при взрывании на свободную поверхность. При наличии подпорной стенки необходимо увеличивать удельных расход по скважинам, работающим непосредственно на подпор.

При проведении траншей лучшее дробление обеспечивают так называемые врубовые схемы: взрывом одного из рядов образуется вруб, на который и происходит взрывание остальных рядов.

Скважины врубового ряда бурят по сближенной сетке  $a=(0,64-0,7)W$ , а перебур увеличивают на 1 м. В породах невысокой крепости скважины врубового ряда можно не сближать.

### **Выбор схем соединения зарядов**

В зависимости от расположения основных систем трещин на уступах (блоках) карьера, назначения блока (горной выработки), требований к интенсивности дробления и минимального выброса горной массы на борт уступа, с учетом принятых технологических условий производства буровзрывных работ, принимаются различные схемы коммутации зарядов при многорядном КЗВ и использовании в поверхностной сети детонаторов НСИ.

При использовании систем электронного инициирования каждому детонатору присваивается индивидуальное замедление.

Варианты схем монтажа взрывных сетей:

- с центральным клиновым врубом;
- с центральным трапецеидальным врубом;
- с клиновым фланговым врубом;
- с фланговым трапецеидальным врубом;
- диагональная с порядно-последовательным врубом;
- траншейная и другие.

Интервал замедления (мс) при короткозамедленном взрывании определяется по формуле [6]:

$$\tau = A \cdot W, \quad (1)$$

где:  $A$  – коэффициент, зависящий от свойств взрываеваемой породы (для трудно взрываеваемых пород  $A = 1,5 - 2,5$ ; для средневзрываеваемых пород  $A = 3 - 4$ ; для легко взрываеваемых  $A = 5 - 6$ );

$W$  – линия сопротивления по подошве уступа, м.

При многорядном взрывании значение  $\tau$  увеличивается на 25 %.

### Выбор типа ВВ

Тип ВВ следует выбирать исходя из физико-механических свойств горных пород взрываеваемого массива, степени обводненности скважин и длительности заряжания.

В качестве применяемого ВВ в рамках курсового проектирования допускается выбор ВВ из доступного перечня ShotPlus™, например, технические характеристики «Фортис Эдвантэдж» и ANFO представлены в таблицах 2 и 3.

Таблица 2

Технические характеристики «Фортис Эдвантэдж»

Наименование показателя	Значения для «Фортис Эдвантэдж»		
	70	80	100
Теплота взрыва, МДж/кг (ккал/кг)	3,780 (903)	3,700 (880)	3,260 (778)
Кислородный баланс, %	-2,14	-2,09	-0,6
Удельный объем газообразных продуктов взрыва, л/кг	995	990	968
Тротильовый эквивалент по теплоте взрыва	0,82	0,88	0,92
Скорость детонации (в пластмассовой трубе d=110мм), км/с	4,98	4,74	5,1
Минимальный инициирующий заряд	Аммонит 6 ЖВ-200-32 массой 200 г		
Плотность, г/см <sup>3</sup>	ЭВВ для открытых горных работ с возможностью варьирования окончательной плотности 0,9 – 1,25		

## Технические характеристики ANFO / АСДТ

Наименование показателя	ANFO / АСДТ
Плотность заряжания ВВ, г/см <sup>3</sup>	0,78 – 1,15
Теплота взрыва, МДж/кг	3,800
Кислородный баланс, %	0,45
Удельный объем газообразных продуктов взрыва, л/кг	966
Тротильный эквивалент по теплоте взрыва при плотности 0,85 г/см <sup>3</sup>	1,12
Скорость детонации (диаметром 100 мм), м/с	3000-4000
Минимальный критический диаметр при плотности 1,15 г/см <sup>3</sup> , мм	40

## Выбор промежуточных детонаторов

Для инициирования скважинных зарядов ЭВВ принимаются промежуточные детонаторы (шашки-детонаторы), допущенные Ростехнадзором к постоянному применению, массой не менее 300 г. В перечень применяемых шашек–детонаторов могут входить тротильные, тротил–гексогеновые, пентолитовые шашки, эмульсионные патроны–детонаторы массой от 300 до 4000 г.

В качестве промежуточных детонаторов, может использоваться номенклатура следующих средств инициирования: ТГ-1000Л ПО (тротил-гексогеновые литые шашки в полимерной оболочке), ПТ–П300, ПТ–П500, ПТ–П750 (пентолитовые), «Сенатэл Пауэрфраг» (ЭПВВ) и другие допущенные Ростехнадзором к постоянному применению.

В качестве применяемого промежуточного детонатора в рамках курсового проектирования допускается выбор ВВ из доступного перечня ShotPlus<sup>TM</sup>, например, технические характеристики «Сенатэл Пауэрфраг» представлены в таблице 3.

При взрывании сплошного заряда рекомендуется размещать промежуточный детонатор на уровне подошвы (в линию перебура) для обеспечения обратного инициирования. В случае взрывания при рассредоточении зарядов рекомендуется располагать промежуточные детонаторы в центральных частях каждого рассредоточенного заряда.

Таблица 3

## Технические характеристики «Сенатэл Пауэрфраг» (Эмульсионные)

Параметры	Ед. изм.	Значение
Плотность патрона	г/см <sup>3</sup>	1,15-1,23
Скорость детонации	км/с	3,5-5,3
Критический диаметр	мм	18
Бризантность, проба Гесса (для ВВ диаметром 38мм)	мм	≥18
Объем газов	л/кг	929
Теплота взрыва	кДж/кг	3191
Кислородный баланс	%	-0,92

## Расчетный удельный расход ВВ

В настоящее время при проектировании БВР для расчета параметров многорядного КЗВ в условиях открытых горных работ наибольшее признание получила методика, разработанная в конце 60-х - начале 70-х годов прошлого века д.т.н. Рубцовым В.К., к.т.н. Плужниковым В.Ф. и Вареничевым А.А. под научным руководством проф. Кутузова Б.Н.

Основу данной методики составляет предложенная В.К. Рубцовым и принятая в 1968 г. Межведомственной комиссией по взрывному делу (МВКВД) «Временная классификация горных пород по степени трещиноватости в массиве», таблица 4.

Таблица 4

## Классификация горных пород по степени трещиноватости в массиве

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Расстояние между трещинами, м	Средний диаметр отдельности, м
I	Чрезвычайнотрещиноватые (мелкоблочные)	до 0,1	0,05
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,1-0,5	0,31
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,5-1,0	0,75
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1,0-1,5	1,25
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	свыше 1,5	2,0

Трещиноватость (блочность) естественных горных массивов и крепость слагающих их пород являются самыми существенными природными факторами, влияющими на характер взрывного разрушения скальных массивов и грансостав взорванной горной массы в условиях уступной отбойки. Причем блочность массивов играет приоритетную роль.

В качестве критериальной основы классификации принято среднее расстояние между смежными визуально различимыми трещинами на взрываемом участке массива. 40-летний опыт использования данной классификации в отечественной практике горно-взрывного дела достаточно убедительно подтвердил ее эффективность.

Для оценки рациональной величины удельного расхода ВВ в методике Рубцова-Кутузова 1970 г. [4] используется формула:

$$q = 0,13\gamma^4\sqrt{f(0,6 + 3,3d \cdot d_e)(0,5/d_n)^{0,4}} k, \quad (2)$$

где:  $\gamma$  – плотность породы, т/м<sup>3</sup>;

$f$  – коэффициент крепости породы по М.М. Протождяконову;

$d, d_e, d_n$  – соответственно диаметр заряда, м, диаметр средней естественной отдельности (среднее расстояние между трещинами в массиве), м, максимальный размер кондиционного куска (минимальный размер негабарита), м;

$k$  – коэффициент, обратный относительной мощности (работоспособности) используемого ВВ.

Многолетняя экспериментальная проверка показала довольно существенное несоответствие результатов расчетов по (2) экспериментальным данным – установлено, что расчеты в ряде случаев занижают величину удельного расхода ВВ на 20-60 %. Поэтому фактическая величина удельного расхода ВВ, например, на большинстве железорудных карьеров РФ, при максимальном размере кондиционного куска 1,2-1,4 м (диаметр среднего куска  $d_e = 0,3-0,35$  м), составляет 1,2-1,3 кг/м<sup>3</sup> и выше (при  $k = 1$ ), тогда как величина, рассчитанная по формуле (2), не превышает 0,7-0,8 кг/м<sup>3</sup>.

Основной причиной данного несоответствия является чрезвычайно жесткий характер зависимости между удельным расходом ВВ и осредненным размером куска взорванной массы.

При наличии обоснованной либо заданной (требуемой) величины кондиционного куска  $d_k$  (минимального размера негабарита  $d_n$ ) или среднего размера куска взорванной горной массы  $d_c$  удельный расход ВВ рекомендуется определять по формулам (2) и (3).

Приведенный ниже расчёт удельного расхода, выполненный по методике В.А. Кузнецова [2,3], учитывает современные требования к качеству взрывной отбойки горной массы и основан на результатах анализа базовой методики расчёта Б.Н. Кутузова-В.К. Рубцова, а также согласуется с фактическим удельным расходом ЭВВ.

$$q = 0,4 \frac{(\gamma \cdot d_e)^{0,5} (f \cdot d)^{0,33}}{(d_n \cdot e)}, \quad (2)$$

$$q = 0,1 \frac{(\gamma \cdot d_e)^{0,5} (f \cdot d)^{0,33}}{(d_c \cdot e)}, \quad (3)$$

где:  $\gamma$  – плотность породы, т/м<sup>3</sup>;  
 $d_e$  – диаметр средней естественной отдельности в массиве, м;  
 $f$  – коэффициенту крепости пород;  
 $d$  – диаметр заряда, м;  
 $d_n$  – максимальный размер кондиционного куска, м;  
 $d_c$  – средний размер куска взорванной горной массы, м;  
 $e$  – относительная работоспособность ВВ, определяемая отношением теплоты взрыва используемого ВВ к теплоте взрыва эталонного ВВ, в качестве которого, согласно методике расчета, необходимо принять ВВ с теплотой взрыва  $Q_0 = 1000$  ккал/кг = 4,2 МДж/кг,  $e = Q/Q_0$ .

Таблица 5

**Классификация массивов горных пород по взрываемости**

Категория	Наименование массивов	Критерий взрываемости $B, m^{0,5}/m$	$q, \text{кг}/\text{м}^3$
I	Легко-взрываемые	<1,6	<0,4
II	Средне-взрываемые	1,6-3,2	0,4-0,8
III	Трудно-взрываемые	3,21-4,8	0,81-1,2
IV	Весьма трудно-взрываемые	>4,8	>1,2

## Расчет линии сопротивления по подошве

Линия сопротивления по подошве ( $W$ ) – расстояние от оси скважины до открытой поверхности уступа на уровне отметки его нижней площадки (подошвы). Улучшение дробления достигается за счет снижения фактического значения  $W$ , а также соударения разлетающихся масс разрушенной породы.

При известном диаметре скважин предельное значение линии сопротивления по подошве ( $W_n$ ), преодолеваемое зарядами первого ряда скважин рассчитывается по формуле [5]:

$$W_n = 53k_t d \sqrt{\Delta/e \gamma} (1,6 - 0,5m), \quad (4)$$

где:  $k_t$  – коэффициент трещиноватости, согласно [4], равный для монолитных пород 1, для трещиноватых пород 1,1 и сильно-трещиноватых пород 1,2;

$d$  – диаметр заряда, м;

$\Delta$  – плотность заряжения ВВ, г/см<sup>3</sup>;

$e$  – коэффициент работоспособности;

$\gamma$  – плотность пород, т/м<sup>3</sup>;

$m$  – коэффициент сближения скважин.

Результаты работ, выполненных специалистами треста «Союзвзрывпром», показали, что с увеличением коэффициента сближения скважин  $m = a/W$  от 0,6 до 1,0 при среднем удельном расходе ВВ дробление пород не ухудшается, а в ряде случаев даже улучшается вследствие более полного заполнения скважины ВВ и уменьшения длины забойки. Поэтому при однорядном взрывании применяют  $m = 0,8-1,0$ . При многорядном расположении зарядов по квадратной сетке благодаря диагональной схеме коммутации  $m$  увеличивается до двух по сравнению с исходным  $m$ , а заряды взрываются в шахматном порядке.

С учетом взаимодействия смежных зарядов расчетная величина  $W$  определяется из выражения [5]:

$$W = 0,9 \sqrt{P/q}, \quad (5)$$

где:  $q$  – расчетный удельный расход, кг/м<sup>3</sup>;

$P$  – вместимость скважины, кг/м.



Вместимость скважин в зависимости от ее диаметра и плотности заряжания ВВ на кубометр породы рассчитывается по формуле:

$$P = \frac{\pi d^2}{4} \Delta . \quad (6)$$

где:  $\Delta$  – плотность заряжания ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Угол откоса уступов обычно составляет 65–70%, а потому сопротивление взрыву в нижней части вертикально пробуренной скважины больше, чем в верхней. Для вертикальных скважин расчетное значение  $W_{II}$  проверяется на условие безопасного расположения бурового станка при бурении первого ряда скважин:

$$\begin{aligned} W_{II} &\geq W_{II\delta} \\ W_{II\delta} &= H_y \operatorname{ctg} \alpha + c , \end{aligned} \quad (7)$$

где:  $W_{II\delta}$  – ЛСПП, обеспечивающая безопасное расположение бурового станка, м;

$H_y$  – высота уступа, м;

$\alpha$  – угол откоса уступа, градус (принимается по правилам безопасности для рабочих уступов);

$c = 2$  м – минимальное безопасное расстояние до верхней бровки уступа для станка с выносным буровым агрегатом, для станка типа СБШ-250 МН  $c = 3$  м.

Если определенный по этой формуле диаметр скважины получается бóльшим, чем позволяет бурить используемый на карьере станок, следует применить станки для бурения бóльшего диаметра, парносближенные или наклонные скважины.

Парносближенные скважины применяют при больших величинах СПП, когда одиночные скважины даже при коэффициенте сближения 0,6 не обеспечивают нормальную проработку подошвы уступа, в нижней части образуются пороги, а за линией последнего ряда скважин в глубине массива наблюдаются интенсивные заколы. Парносближенные скважины располагают одна от другой на расстоянии 4–6 диаметров. Они обеспечивают нормальную проработку подошвы при  $W$  на 30–40% большем, чем при одиночных скважинах.

Для парносближенных скважинных зарядов СПП определяется как для одиночной скважины эквивалентной вместимости  $2P$  по формулам:

$$W_{II} = \sqrt{\frac{2P}{q_p}} \text{ или } W_{II} = 0,9 \sqrt{\frac{2P}{q_\phi}}, \quad (8)$$

где:  $q_p$  – расчетный удельный расход, кг/м<sup>3</sup>;

$q_\phi$  – фактический удельный расход, кг/м<sup>3</sup>.

Для наклонных скважин ЛНС определяют по формулам:

$$W_H = \frac{1}{\sin \alpha} \sqrt{\frac{2P}{q_p}} \text{ или } W_H = \frac{0,9}{\sin \alpha} \sqrt{\frac{2P}{q_\phi}}. \quad (9)$$

### Сетка скважин

Скважины на взрывном блоке будут располагаться по квадратной, прямоугольной сетке или в шахматном порядке на расчетном расстоянии друг от друга. Исходя из значения линии сопротивления по подошве, принимаем сетку скважин, где расстояния между скважинами в ряду  $a$  и между рядами скважин  $b$ .

При многорядном расположении зарядов расстояние между рядами для вертикальных и наклонных скважин принимают  $(0,75-1,0) W$  при КЗВ и  $0,85W$  – при одновременном взрывании серии зарядов.

Расстояние  $b$  между рядами скважин:

$$b = k_1 \cdot W, \quad (10)$$

где:  $k_1 = 0,75 \div 1$ .

Расстояние  $a$  между скважинами в ряду:

$$a = m \cdot b, \quad (11)$$

где:  $m = 0,7 \div 1,6$ .

Вследствие взаимодействия соседних зарядов величина преодолеваемого СПП возрастает. При мгновенном взрывании зарядов

в ряду и коэффициенте сближения зарядов  $m = 0,6$  предельное СПП увеличивается примерно на 20% по сравнению с взрывом одиночной скважины.

При КЗВ с большим интервалом или при  $m \geq 1,2$  взаимодействия зарядов и соответственно увеличения СПП не происходит.

Обычно на практике при вертикальных скважинах принимают  $m = 0,8-1,1$ , а при наклонных  $m = 0,9-1,3$ . При диагональных схемах КЗВ  $m$  достигает 3 и более.

### Определение величины перебура

Глубина скважины ( $L$ ) принимается исходя из суммы значений высоты уступа и величины перебура  $l_{nep}$ , необходимой для проработки подошвы:

$$L = H + l_{nep} , \quad (12)$$

где:  $l_{nep}$  – величина перебура, м.

Рекомендуется определять величину перебура для вертикальных и наклонных скважин по формуле:

$$l_{nep} = 0,5qW . \quad (13)$$

Величину перебура рекомендуется принимать от 10 до 15 диаметров заряда [1]. В редких случаях, когда подошва уступа подстилается слоем рыхлых пород, при необходимости сохранения полезного ископаемого от нарушений и засорения пустой породой, перебура скважин не делают, а для преодоления СПП сгущают сетку скважин. Предельная величина СПП зависит от глубины перебура. С увеличением глубины перебура более 12–15 диаметров заряда преодолеваемое СПП не изменяется. Поэтому эффективная глубина перебура обычно не превышает этих величин и принимается для слабых пород равной 10 диаметрам зарядов, для крепких, трудновзрываемых – до 15 диаметров заряда.

В тех случаях, когда величина линии сопротивления по подошве  $W$  приближается к своему предельному значению, глубину перебура у вертикальных скважинных зарядов 1-го ряда целесообразно увеличить на 20-30 % для обеспечения более надежной проработки подошвы уступа.

## Определение величины забойки

Величина забойки влияет на разлет породы при взрыве, ширину развала породы и использование энергии взрыва на разрушение массива. С увеличением длины забойки уменьшаются разлет породы и ширина развала, повышается коэффициент использования энергии ВВ на дробление. Однако при этом уменьшается величина заряда в скважине, что приводит к сближению сетки скважин. Рекомендуется принимать минимальную величину забойки по условиям безопасности от разлета кусков породы и параметров развала.

Забойка способствует увеличению длительности действия продуктов детонации на зарядную полость. При отсутствии забойки или плохом ее качестве увеличивается разлет кусков породы, расширяются границы опасной зоны.

Величина забойки  $l_{заб}$  устанавливается на основе анализа блочности разрабатываемого массива пород в верхней части уступа, требуемой степени дробления горной массы, радиуса опасной зоны.

Для обеспечения минимальной ширины развала при известном диаметре скважин величину забойки рекомендуется принимать в диапазоне (25-30)  $d_{зар}$  [1].

Материал забойки должен характеризоваться большим коэффициентом трения, большой массой и прочностью, т. е. достаточной сопротивляемостью сдвигу. Исходя мировой практики, в качестве забоечного материала рекомендуется применение щебня с максимальной крупностью 10-15% диаметра скважины (например, для скважины 250 мм размер материала 20-30 мм) для обеспечения лучшего запирания и удерживания взрывных газов по сравнению с относительно мелкой буровой мелочью.

## Длина и конструкция заряда

Длина сплошного заряда определяется:

$$l_{зар} = L - l_{заб} . \quad (14)$$

Существенное влияние на степень дробления горной массы оказывает конструкция заряда. При равном выходе горной массы с 1 м скважины и удельном расходе ВВ рассредоточение заряда приво-

дит к улучшению дробления вследствие увеличения зоны регулируемого дробления по сравнению со сплошным зарядом.

Согласно [8] длина инертного промежутка между рассредоточенными зарядами определяется по формуле:

$$l_{np} = L - l_{зар} - l_{заб} \leq R, \quad (15)$$

где:  $R$  – радиус дробления скважинных зарядов, м.

Радиус дробления скважинных зарядов определяется по формуле:

$$R = 32d \sqrt{e\Delta} \cdot M(\bar{L}) \cdot \sqrt[3]{\frac{d_k}{d_e F d}} \quad (16)$$

где:  $F$  – группа по классификации СНиП;

$d, d_e, d_k$  – соответственно, диаметр заряда, м, диаметр средней естественной отдельности (среднее расстояние между трещинами в массиве), м, кондиционный размер куска, м;

$M(\bar{L})$  – поправка, учитывающая относительную длину (в диаметрах) скважинных зарядов  $\bar{L} = L/d$  (таблица 6).

Таблица 6

Значение поправки

$\bar{L} = L/d$	10	15	20	25	30	40 и более
$M(\bar{L})$	0,71	0,78	0,84	0,89	0,93	1,0

### Масса заряда в скважине

Во всех расчетах массы зарядов используют принцип максимального заполнения выбуренного объема скважины зарядом ВВ.

Масса заряда в скважине определяется исходя из выражения вместимости на погонный метр (6) и длины заряда (14):

$$Q_z = l_{зар} \cdot P, \quad (17)$$

### Выход взорванной горной массы

Эксплуатационным показателем взрывной скважины является выход взорванной горной массы с 1 м скважины  $V_{п.м.}$ .

$$V_{н.м.} = a \cdot b \cdot H / L . \quad (18)$$

Выход взорванной горной массы с 1 скважины рассчитывается по формуле  $V_{скв.}$

$$V_{скв.} = V_{н.м.} \cdot L . \quad (19)$$

### Ширина развала

Параметры развала взорванной горной массы оказывают существенное влияние на работу погрузочно-транспортного оборудования.

Ширина развала горной массы  $X$  (м) и максимальная высота навала  $Y$  (м) при уступном взрывании определяется по формулам:

$$X = 3,5 H_y \sqrt[4]{F} \sqrt[3]{q / H_y} (0,65 + 0,35 \cos \varphi) , \quad (20)$$

$$Y = H_y \sqrt[4]{n / (H_y q)} , \quad (21)$$

где:  $H_y$  – высота уступа, м;

$F$  – категория крепости пород по СНиП;

$q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$n$  – число взрывааемых рядов скважин;

$\varphi$  – угол между направлением линии откоса уступа и линией одновременно взрывааемых скважин (в зависимости от схемы взрывания  $\varphi=0 \div 60^0$ ).

Число взрывааемых рядов скважин ( $n$ ) зависит от проектной ширины буровой заходки на блоке и принимается в среднем в пределах  $3 \div 10$ .

При взрывании на необрушенную от предыдущего взрыва горную массу (подпорную стенку) ширина развала:

$$X_n = X (1 - Z / Z_{np}) , \quad (22)$$

$$Z_{np} = \frac{X}{1 + 50 / F^3} . \quad (23)$$

где:  $Z_{np}$  – предельная ширина подпорной стенки, при которой не образуется при взрыве развала, м.

## МЕТОДИКА РАСЧЕТА БЕЗОПАСНЫХ РАССТОЯНИЙ

Для обеспечения безопасности людей, машин и сооружений при производстве взрывных работ устанавливаются границы опасной зоны. Расстояние от крайней скважины взрываемого блока до границ опасной зоны называется радиусом опасной зоны.

Радиус опасной зоны на карьере при производстве взрывных работ методом скважинных (шпуровых) зарядов рыхления определяются по следующим факторам:

- по разлету отдельных кусков породы (для людей и механизмов);
- по сейсмическому воздействию;
- по действию ударной воздушной волны;
- по действию ядовитых газов.

За безопасное расстояние необходимо принимать наибольшее из установленных значений по поражающим факторам. Расчетное значение безопасного расстояния округляется в большую сторону до значения, кратного 50 м.

### Расчет безопасных расстояний по разлету отдельных кусков

Расстояние  $r_{разл}$  (м), опасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее (дробящее) действие, определяется по формуле п. 831 главы XII [7]:

$$r_{разл} = 1250\eta_z \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{заб}} \cdot \frac{d}{a}}, \quad (24)$$

где:  $\eta_z$  – коэффициент заполнения скважины ВВ;

$\eta_{заб}$  – коэффициент заполнения скважины забойкой;

$\eta_z = l_z / L$ , где  $l_z$  – длина заряда в скважине, м;  $L$  – глубина скважины, м;

$\eta_{заб} = l_{заб} / l_n$ , где  $l_{заб}$  – длина забойки скважин, м;  $l_n$  – длина свободной от заряда верхней части скважины, м;

$f$  – коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова;

$a$  – расстояние между скважинами, м.

При определении расстояния  $r_{разл}$ , опасного для людей по разлету кусков породы при взрывании серии скважинных зарядов одинакового диаметра с переменными параметрами  $a$ ,  $\eta_3$ ,  $\eta_{заб}$  расчет безопасного расстояния производится по наименьшим значениям  $a$ ,  $\eta_{заб}$  и наибольшему  $\eta_3$  из всех имеющихся в данной серии.

При взрывании параллельно сближенных (кустов, пучков) скважинных зарядов диаметром  $d$  принимается их эквивалентный диаметр:

$$d_{э} = d \sqrt{N_c}, \quad (25)$$

где:  $N_c$  – число параллельно сближенных скважин в кусте.

В соответствии с пунктом п. 832 главы XII [7], если в каком-либо направлении граница опасной зоны проходит по уклону, необходимо учесть возможное скатывание отдельных кусков породы и увеличить в этом направлении безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы.

### **Расчет безопасных расстояний по разлету кусков породы для механизмов, зданий и сооружений**

Радиус опасной зоны по разлету кусков для оборудования и сооружений определяется по методике, предусмотренной в «Технических правилах ведения взрывных работ в энергетическом строительстве» (согласованных Госгортехнадзором России 20.01.97, №08-10/42), раздел 8.2, п.п. 8.2.1.-8.2.5:

$$r_{мех} = 170 \cdot \kappa_y \cdot \sqrt{\frac{q \cdot H}{l_{заб}}}, \quad (26)$$

где:  $\kappa_y$  – коэффициент условий взрывания, при короткозамедлен-



ном взрывании коэффициент  $\kappa_y = 0,75$ .

### **Определение сейсмически безопасных расстояний**

При одновременном взрывании  $N$  групп зарядов ВВ общей массой  $Q$  со временем замедления между взрывами каждой группы зарядов менее 20 мс безопасное расстояние определяется по формуле указанной в пункте 843 главы XII [7]:

$$r_c = \frac{K_G K_C \alpha}{\sqrt[4]{N}} \cdot \sqrt[3]{Q}, \quad (27)$$

где:  $N$  – количество групп зарядов ВВ общей массой  $Q$ , взрываемых одновременно с помощью КЗВ (определяется делением общего количества зарядов на взрываемом блоке на число зарядов  $N$  одной группы, взрываемых одновременно);

$r_c$  – расстояние от места взрыва до охраняемого здания (сооружения), м;

$K_G$  – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения), согласно п. 841 главы XII;

$K_C$  – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) характера застройки, согласно п. 841 главы XII;

$\alpha$  – коэффициент, зависящий от условий взрывания,  $\alpha = 1,0$  (взрыв на рыхление согласно п. 841 главы XII);

$Q$  – общая масса зарядов, кг.

Согласно п. 843 главы XII [7] при взрывании групп зарядов с замедлением между взрывами в отдельной группе меньше 20 мс каждую такую группу следует рассматривать как отдельный заряд с общей массой для группы.

Согласно п. 841 главы XII [7] с учетом возможного водонасыщения грунтов, значение  $r_c$  следует увеличивать в 1,5 – 2 раза.

### **Расчет безопасных расстояний по действию ударной воздушной волны**

Определение расстояний, безопасных по действию УВВ на застекление зданий и сооружений, производится по методике указанной в п. 852 главы XII [7]:

$$r_6 = 200 \cdot \sqrt[3]{Q_3}, \text{ при } 1000 \leq Q_3 \leq 5000, \quad (28)$$

$$r_6 = 65 \cdot \sqrt{Q_3}, \text{ при } 2 \leq Q_3 \leq 1000, \quad (29)$$

$$r_6 = 63 \cdot \sqrt[3]{Q_3^2}, \text{ при } Q_3 \leq 2, \quad (30)$$

где:  $r_6$  – безопасное расстояние по действию УВВ по эквивалентной массе заряда, м;  
 $Q_3$  – эквивалентная масса заряда, кг.  
 Эквивалентная масса зарядов для группы из  $N$  скважинных зарядов (длиной более 12 своих диаметров), взрывааемых одновременно:

$$Q_3 = 12PdK_3N, \quad (31)$$

где:  $P$  – вместимость взрывчатых веществ в 1 м скважины, кг/м;  
 $N$  – число зарядов одной группы, взрывааемых одновременно;  
 $d$  – диаметр скважины, м;  
 $K_3$  – коэффициент, зависящий от отношения длины забойки и диаметра скважины, рассчитывается как  $l_{\text{заб}} / d_{\text{скв}}$  и согласно полученному значению выбирается согласно п. 852 главы XII, таблица 7.

Таблица 7

Значение коэффициента  $K_3$ , в зависимости от отношения  $l_{\text{заб}} / d_{\text{скв}}$

$l_{\text{заб}} / d_{\text{скв}}$	0	5	10	15	20
$K_3$	1	0,15	0,02	0,003	0,002

Если взрывные работы проводятся при отрицательной температуре воздуха, безопасное расстояние должно быть увеличено не менее чем в 1,5 раза.

$$R_6 = r_6 \cdot k_t \cdot k_{\text{кзв}} \cdot k_{\text{зр}}, \quad (32)$$

где:  $R_6$  – расчетное безопасное расстояние по действию УВВ на застекление с учетом отрицательных температур воздуха и

интервалов замедления при КЗВ;

$k_t$  – коэффициент, учитывающий производство взрывных работ при отрицательной температуре воздуха,  $k_t = 1,5$ ;

$k_{gp}$  – коэффициент, учитывающий группу пород (при взрывании пород IX группы и выше по строительным нормам радиус опасной зоны должен быть увеличен в 1,5 раза согласно п. 852 главы XII);

$k_{кзв}$  – коэффициент, зависящий от интервалов замедления.

Расстояние, безопасное по действию на человека ударной воздушной волны при использовании накладных зарядов при дроблении негабарита (наружными зарядами), следует определять по формуле:

$$r_{\min} = 15\sqrt[3]{Q}, \quad (33)$$

Для категорий трудящихся, не связанных со взрывными работами, полученное по формуле (33) расстояние следует увеличивать в 2 – 3 раза (согласно п. 857 главы XII).

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Белин В.А. Технология и безопасность взрывных работ / В.А. Белин и др. – Москва : Горная дело, 2016.– 424 с.
2. Кузнецов В.А. Обоснование удельного расхода ВВ в условиях уступной отбойки. ГИАБ. М., 2007 г, с. 53-63.
3. Кузнецов В.А. Классификация массивов горных пород по взрываемости при уступной отбойке. Отдельная статья: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) / В.А. Кузнецов. – Москва : Горная книга, 2015. – 8 с. – Текст : электронный // Лань : электронно-библиотечная система. – URL: <https://e.lanbook.com/book/101709>
4. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. – Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности : учебник / Б.Н. Кутузов. – Москва : Горная книга, 2018. – 512 с.
5. Кутузов Б.Н. Проектирование и организация взрывных работ : учебник / Б.Н. Кутузов, В.А. Белин. – Москва : Горная книга, 2012. – 416 с.
6. Репин Н.Я., Репин Л.Н., Процессы открытых горных работ: Учебник. - М.: Издательство "Горная книга", 2015. - 518 с
7. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при взрывных работах". М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2015.
8. Эткин М.Б., Азаркович А.Е. Взрывные работы в энергетическом и промышленном строительстве: Научно-практическое руководство. - М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004. - 317 с.

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	3
Принятые сокращения .....	4
Организация курсового проектирования .....	5
Техническое задание на проектирование.....	7
Методика расчета параметров бвр.....	8
Методика расчета безопасных расстояний .....	23
Библиографический список.....	28