

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Амурский государственный университет»
КАФЕДРА ГЕОЛОГИИ И ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЯ

А.К. Яшнев

Методические указания

к лабораторным и практическим занятиям по дисциплине «Буровзрывные работы»
направление подготовки 130101.65 «Прикладная геология»
профиль «Геологическая съемка, поиски и разведка полезных ископаемых»

Благовещенск
Издательство АмГУ
2014 г.

*ББК33.13 Я73
Я 96*

Издаётся по решению кафедры геологии и природопользования инженерно-физического факультета Амурского государственного университета в рамках выполнения программы «Кадры для региона».

Рецензенты:

Мельников А.В., научный сотрудник Института геологии и природопользования, канд. геол.-минер. наук;

Казанцев А.Е., главный геолог ООО НПГФ «РЕГИС»

Яшнев А.К. Методические указания к лабораторным и практическим работам по дисциплине «Буровзрывные работы». Методические указания к лабораторным и практическим работам / Яшнев А.К. – Благовещенск: Изд-во АмГУ, 2014.- 208с.

Методические указания к лабораторным работам по учебной дисциплине «Буровзрывные работы» предназначены для студентов специальности 130101.65 «Прикладная геология».

В методических указаниях приводится порядок выполнения лабораторных работ, представлен перечень заданий, выполняемых студентом в ходе лабораторной работы; изложены требования к оформлению отчетов по результатам проведенных исследований, дан перечень нормативно-технической литературы.

В авторской редакции.

ББК 33.13 Я73

Содержание

Изучение конструкций бурильных машин	4
Монтаж взрывной сети с помощью ДШ	28
Монтаж электровзрывной сети и определение их сопротивления	32
Разработка и составление проекта на массовый взрыв скважинных зарядов высоких уступов	36
Разработка и составление проекта на проведение траншей буровзрывным способом	41
Расчет параметров сосредоточенных зарядов выброса	46
Расчет параметров БВР при скважинной отбойке на карьерах	55
Расчет параметров взрывных работ	70
Определение типа вруба и его параметров	75
Определение число шпуров	74
Разработка и оформление паспорта буровзрывных работ	76
Список литературы	85

ЛАБОРАТОРНЫЕ РАБОТЫ

Лабораторная работа № 1

Тема: Изучение конструкций бурильных машин

Наращивание добычи полезных ископаемых требует, соответственно, увеличения темпов проведения горных выработок в породах крепостью $f = 6-20$. Для этих целей широко используется буровзрывной способ, который в настоящее время ориентирован на использование бурильных машин: перфораторов и шахтных установок типа УБШ. Название первых произошло от латинского слова “perfrare”, что в переводе означает пробуривать. Перфораторами и машинами УБШ бурят отверстия (шпуры, скважины) в крепких породах, в которых размещают заряды взрывчатых веществ.

В качестве привода перфораторов и вращательно-ударных головок машин УБШ применяют двигатели, использующие пневмо или гидроэнергию. Перфораторы небольшой мощности (переносные ПП и телескопные ПТ) имеют, как правило, пневматическое исполнение. К сожалению, повышение мощности пневматических перфораторов (ПК, ГБП) вызывает резкий рост их размеров и массы, требует увеличения диаметров цилиндров, усложнения конструкции, а также приводит к снижению стойкости инструмента. В этом отношении пневмоэнергия для мощных перфораторов и головок машин УБШ оказалась не перспективной. Гидравлический перфоратор (ГБГ) при равных размерах и массе с пневматическим позволяет подвести к буровому инструменту в 2-3 раза большую мощность, повысить производительность бурения, уменьшить уровень шума (на 5-15 дБ), снизить расход энергии в 3-5 раз, повысить коэффициент полезного действия процесса передачи энергии удара по буровой штанге и, тем самым, стойкость инструмента.

В зарубежной практике известны гидроперфораторы с энергией удара 180-500 Дж и технические проекты на энергию в 800— 1000 Дж. Современные гидравлические перфораторные головки нашли широкое применение на бурильных машинах вращательно-ударного и ударно-вращательного бурения.

ЦЕЛЬ РАБОТЫ

Цель выполнения лабораторной работы - приобретение студентами знаний при изучении устройства и принципа действия, направлений проектирования и конструирования отдельных узлов и механизмов современных перфораторов, предназначенных для проведения подземных горных выработок в крепких породах.

1. Классификация и назначение перфораторов

Перфоратор представляет собой бурильную машину, автоматически наносящую удары по торцу буровой штанги и предназначен для бурения шпуров в крепких породах с $f = 6-20$. По принципу работы перфораторы разделяют на ударно-поворотные и ударно-вращательные.

К ударно-поворотным перфораторам относят те, у которых вращение буровой штанги осуществляется за счет энергии поршня- ударника при обратном или прямом ходе. Крутящий момент в ударноповоротных перфораторах незначительной величины, а мощность вращения, как правило, составляет не более 15 % ударной мощности.

К ударно-вращательным перфораторам относят машины с непрерывным вращением буровой штанги с помощью отдельного двигателя. Такие машины часто называют перфораторами с независимым вращением. Вращательная мощность перфораторов с независимым вращением составляет не менее 15 % ударной мощности.

Перфораторы классифицируют по роду потребляемой энергии на *пневматические* и *гидравлические*.

По конструкции воздухораспределительного устройства различают перфораторы с золотниковым, мотыльковым, клапанным и бесклапанным распределением.

По способу пылеподавления и очистки шпура от буровой мелочи различают перфораторы: с промывкой забоя шпура водой или эмульсией (центральной или боковой); с отсосом пыли; продувкой сжатым воздухом.

В зависимости от условий применения и конструкции пневматические перфораторы подразделяют на *переносные, колонковые и телескопные*.

1.1. Переносные перфораторы

Переносные перфораторы (ПП) ГОСТ Р 51246-99, ГОСТ Р 51681- 2000 предназначены для бурения шпуров диаметром 32-46 мм с пневматических поддержек или других подающих устройств при проведении горных выработок и добыче полезных ископаемых в породах с $f = 6-20$. Техническая характеристика переносных перфораторов при давлении воздуха в сети 0,5 МПа приведена в табл. 1.1.

Пневматические переносные перфораторы имеют массу 22-36 кг, применяются с установочно-подающими пневматическими однопоршневыми поддержками (П-1, П-П, П-ИГ) и представляют собой легкую бурильную машину. Исключение составляют тяжелые перфораторы типа ПП63В (масса 35 кг), которыми работают вручную при нисходящем бурении. При этом вес перфоратора играет положительную роль - способствует прижатию бурового инструмента к забою, что уменьшает мускульные усилия бурильщика.

Таблица 1.1

Техническая характеристика переносных перфораторов

Параметры	Перфоратор			
	ПП36	ПП50	ПП54	ПП63В
Масса, кг, не более (со средствами шумозащиты) ^к	24	30	32	35
Энергия удара, Дж, не менее	36	50	54	63
Частота ударов, с ⁻¹ , не менее	38,3	34	38,3	30
Крутящий момент, Нм, не менее	18	20	26,5	26,5
Расход воздуха, м ³ /мин	2,6	3,2	4	5
Уровень звука, дБ	111	111	112	113

В горной промышленности используют следующие типы переносных перфораторов: ПП36В, ПП50В1, ПП54В1, ПП54ВБ1, ПП63В, ПП63ВБ, ПП63С, ПП63П, ПП63СВП, ПП60НВ (диаметр шпура от 32 до 46 мм, глубина от 2 до 4 м), ПП80НВ (диаметр скважины до 46 мм, глубина до 9 м) и ПП76В (диаметр скважины от 40 до 65 мм, глубина до 12 м).

, Обозначения перфораторов расшифровываются таким образом: ПП - перфоратор переносной; 36, 50, 54, 63 - энергия удара, Дж; В - пылеподавление водой с осевой промывкой; 1 - перфоратор с осевой промывкой, подвергнутого первой модернизации; Б - боковая промывка; С - усиленная продувка; П - пылеотсос; СВП - пылеподавление горячим воздухом.

Для предотвращения вредного воздействия пыли на организм человека в абсолютном большинстве перфораторов осуществляется пылеподавление водой.

В перфораторах ПП36В, ПП50В1, ПП54В1, ПП63В применяется *центральная подача воды* в осевой канал буровой штанги.

Перфораторы ПП54ВБ1 и ПП63ВБ имеют *боковой подвод воды* в буровую штангу с помощью специальной муфты, установленной в конце ствола молотка после поворотной буксы.

При отсутствии или дефиците воды применяют перфораторы ПП63П с *центральным пылеотсосом*. Для этой цели используют пылесборник ВНИИ 64РД. Для вечномерзлых россыпей используют перфоратор ПП63СВП, при работе которого шпуров очищаются горячим воздухом. Для нагрева воздуха, используемого для продувки на перфораторе, имеется специальная *приставка*.

1.2. Колонковые перфораторы

Колонковые перфораторы- (ПК) ГОСТ Р 52443-2005 устанавливаются на распорных колонках или манипуляторах горных машин. Перфораторы этого типа предназначены для бурения скважин и шпуров в крепких породах диаметром не более 85 мм и глубиной не более 50 м. В породах крепостью $f = 6-20$ широко применяются колонковые перфораторы типа ПК, техническая характеристика которых приведена в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Техническая характеристика колонковых перфораторов

Параметры	Перфоратор			
	ПК-60	ПК-75	ПК-150	ПК-175
Масса, кг	60	75	150	175
Энергия удара, Дж	88	167	196	245
Частота ударов, с ⁻¹	41,7	33,4	30	30
Крутящий момент, Нм	157	246	343	343
Расход воздуха, м ³ /мин	8,6	13	15	17
Уровень звука, дБ	113	112	112	112
Глубина бурения, м, не более	15	25	50	50
Диаметр скважины, мм	40-65	40-85	65	85

1.3. Телескопные перфораторы

Телескопные перфораторы (ПТ) ГОСТ Р 52443-2005 конструктивно представляют собой единое целое перфоратора и поршневого (гидравлического, пневматического) механизма подачи, осуществляющего автоматическую подачу перфоратора на забой в процессе бурения. Техническая характеристика телескопических перфораторов приведена в табл. 1.3.

Перфораторы этого типа (ПТ-29, ПТ-36, ПТ-38, ПТ-45К, ПТ-48) применяют для бурения восстающих шпуров и скважин в породах крепостью $f = 6-20$.

2. Классификация и назначение бурильных машин типа УБШ

Шахтные бурильные установки предназначены для бурения шпуров вдоль оси выработки, в кровлю, бока и почву выработки. При выборе типоразмера машины основными критериями являются площадь сечения выработок, крепость буримых пород, расстояние от оси шпура до стенки выработки. Бурильные машины для бурения шпуров в забое выработки называются фронтальными, а в кровле и стенках (для анкерного крепления) — радиально-фронтальными. По способу бурения машины могут быть вращательного, вращательно-ударного или ударно-вращательного действия. По ходовому механизму их классифицируют на колеснорельсовые, гусеничные и пневмоколесные (шинные).

Размеры горных выработок являются определяющими при выборе одного из шести типоразмеров бурильных машин УБШ (табл. 2.1).

Таблица 1.3

Техническая характеристика телескопных перфораторов

Параметры	Перфоратор	
	ПТ-38	ПТ-48
Масса, кг	38	48
Энергия удара, Дж	44	78,5
Частота ударов, c^{-1}_k	38,4	38,4
Крутящий момент, Нм	20	30
Расход воздуха, м ³ /мин	3,2	5,8
Уровень звука, дБ	113	115
Глубина бурения, м, не более	4	15
Ход подачи, м	0,65	0,65

Типы пневматических перфораторов и способы установки их в забое представлены на рис. 1.1.

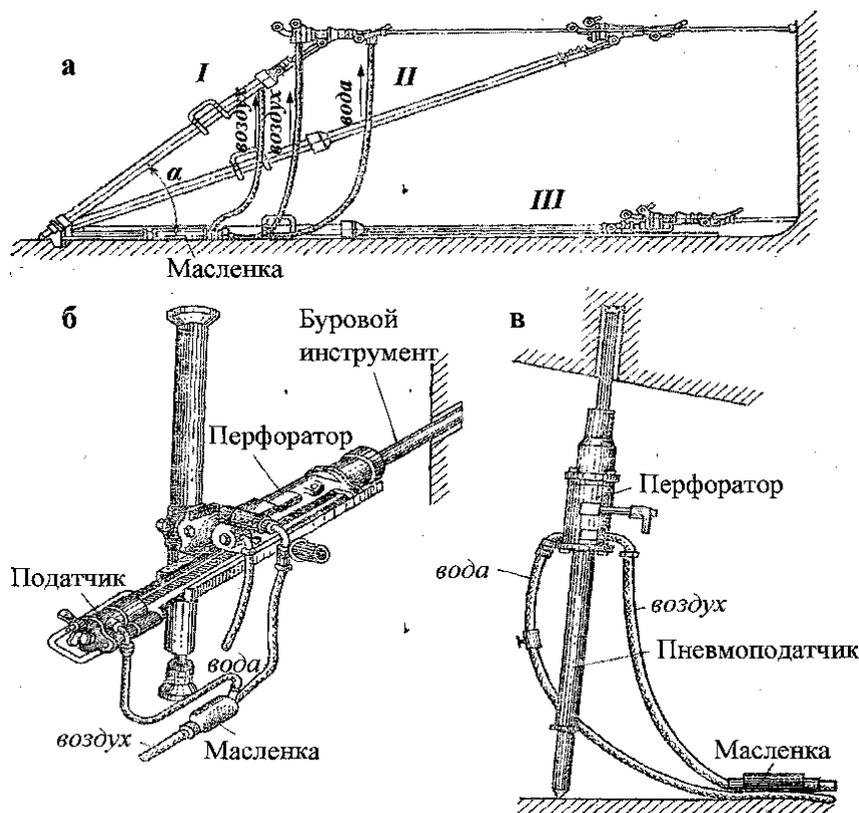


Рис. 1.1. Типы пневматических перфораторов и способы установки их в забое: а - переносные ПП; б - колонковые ПК; в - телескопные ПТ

Таблица 2.1

Параметры зоны бурения

Типоразмер бурильной машины	Зона бурения, м	
	Высота	Ширина
УБШ-1	2,0	2,2
УБШ-2 *	2,5	3,3
УБШ-3	3,6	4,5
УБШ-4	5,0	6,0
УБШ-5	го	8,4
УБШ-6	10,0 '	9,4

Для улучшения маневренности машин их в последнее время стали выпускать на пневмоколесном ходу с дизельным приводом. Бурильные машины типа УБШ имеют количество гидрофицированных манипуляторов от одного до трех в зависимости от объемов бурения и сечения выработки. Машины типа УБШ могут оснащаться вращательными (УБШ-210А и др.), вращательноударными (УБШ-121, УБШ-207, УБШ-208, УБШ-302, УБШ-303, УБШ-401 и др.), а также ударно-вращательными бурильными головками (УБШ-321, УБШ-322, УБШ-406 и др.). Тип головки определяется в основном крепостью породы. Машины с

вращательными головками применяются в породах крепостью до $f = 8$ и реализуют в процессе разрушения породы забоя шпура, энергию двигателя вращающего инструмент. В породах большей крепости в конструкции бурильной машины обязательно присутствует ударный узел, который реализует энергию ударного импульса для разрушения породы.

3. Устройство пневматических перфораторов

3.1. Конструкция переносных перфораторов

Конструкции современных переносных перфораторов ударно-поворотного действия, состоят из следующих основных узлов: корпуса; ударно-поворотного механизма; воздухо-распределительного устройства; механизма управления; устройства для пылеподавления и очистки шпура от продуктов разрушения, образующихся при бурении.

Устройство и принцип работы переносного перфоратора рассматриваются на примере перфоратора ПП63В (рис. 3.1).

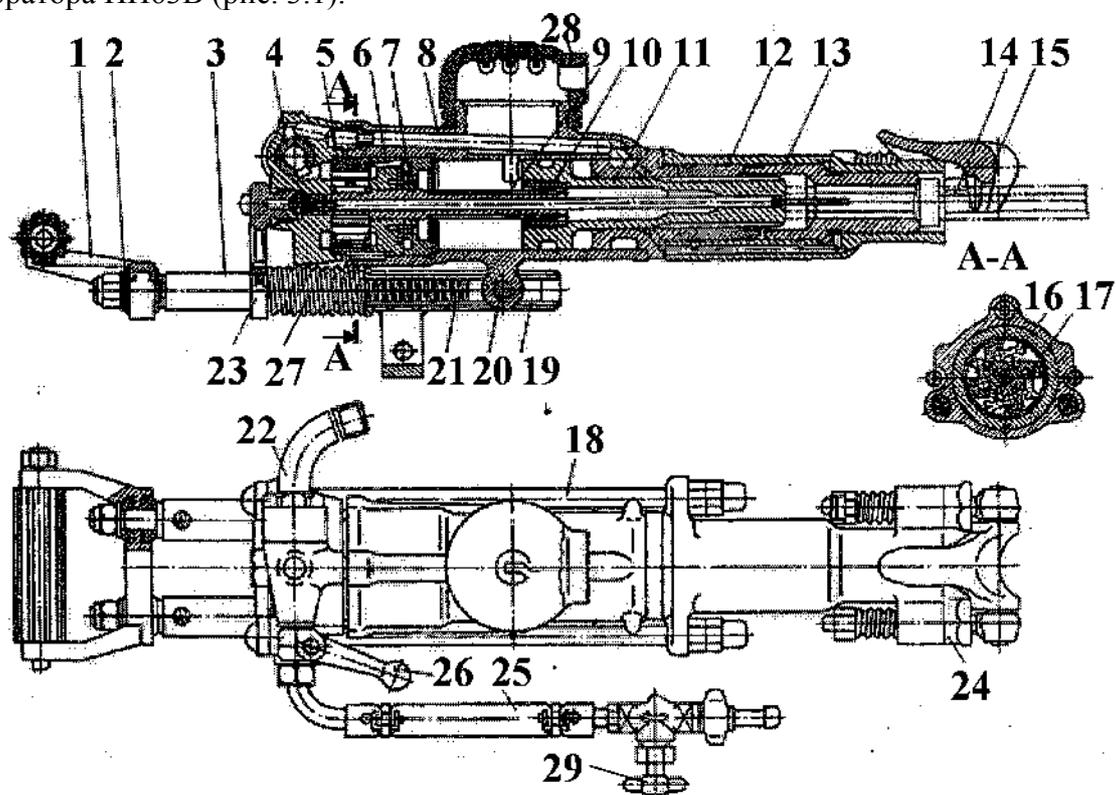


Рис. 3.1. Переносной перфоратор ПП63В

Поршень-ударник 11 под действием сжатого воздуха, попеременно поступающего с той * или другой стороны поршневой части, совершает возвратно-поступательное движение в цилиндре 8. В конце рабочего хода поршень-ударник наносит удар по торцу хвостовика буровой штанги 14, вставленной в шестигранное гнездо поворотной буксы КЗ. При обратном ходе с помощью поворотного механизма поршень-ударник и сопряженные с ним поворотные буксы 12 и 13, а также и буровая штанга поворачиваются на некоторый угол. Изменение направления подачи сжатого воздуха в перфораторе автоматическое с помощью клапана 7, помещенного в клапанную коробку 6. Ударно-поворотный механизм работает следующим образом: в головку поршня-ударника ввернута геликоидальная гайка 10 (левая резьба), имеющая внутренние спиральные шлицы. Эта гайка сопряжена с геликоидальным

стержнем 9, имеющим наружные спиральные шлицы (правая резьба). В головке геликоидального стержня, помещенной в храповой буксе 5 с внутренними зубцами, размещены собачки 16, прижатые к буксе 5 пружинами 17. *При рабочем ходе* (рис. 3-1 слева направо) поршня-ударника геликоидальный стержень, сопряженный с геликоидальной гайкой поршня-ударника, поворачивается на некоторый угол, а поршень-ударник нет. *При обратном ходе* поршня-ударника собачки, упираясь в зубцы храповой буксы 5, препятствуют повороту геликоидального стержня, вследствие чего поворачивается сам поршень-ударник и вместе с ним поворотная букса и буровая штанга. *Пуск перфоратора* в работу производится рукояткой 26. Сжатый воздух от воздушного рукава подается в перфоратор по патрубку 22 через воздушный кран 4. Воздушный кран перфораторов с осевой промывкой имеет *четыре фиксированных положения*: “Полная работа”, “Забуривание”, “Стоп” и “Интенсивная продувка”. В трубопроводе 25 предусмотрен вентиль 29 для регулировки расхода воды. Перфоратор снабжен *виброгасящим устройством*, которое состоит из сварной рамы, представляющей собой две трубы 3, скрепленные кронштейном с отверстием для присоединения пневмоподдержки. В трубах помещены рабочие пружины 21 и ползуны 19, через которые передается усилие подачи от пневмоподдержки к перфоратору. Снаружи на трубах 3 установлены вспомогательные пружины 27, предназначенные для гашения вибрации при извлечении буровой штанги из шпура. Виброгасящее устройство устанавливается на перфораторе с помощью оси 20, вставленной в отверстие прилива цилиндра 8, и направляющего кронштейна 23, установленного под головки стяжных шпилек 18. Кронштейн рукоятки 1 виброгасящего устройства изолирован от рамы эластичными кольцами 2.

Перфоратор снабжается буродержателем 15, предназначенным для предотвращения самопроизвольного выпадания хвостовика буровой штанги из шестигранного гнезда поворотной буксы при бурении и извлечении буровой штанги из шпура. Для фиксации буродержателя введены съемные шестигранные упоры 24, обеспечивающие возможность их многократного использования.

Глушитель шума 28 выполнен из резины и представляет собой камеру, которая надета на выхлопную горловину цилиндра 8. Глушитель может быть повернут вокруг оси в удобное для бурильщика положение. Он снижает уровень шума почти в 1,5 раза.

3.2. Конструкция колонковых перфораторов

Такое наименование перфораторов связано с винтовыми распорными колонками, на которых устанавливались податчики этих перфораторов. Колонковые перфораторы являются более мощными и тяжелыми, чем переносные и телескопные и используются также в качестве вращательно-ударных бурильных головок машин типа УБШ.

Устройство колонкового перфоратора рассматривается на примере перфоратора ПК60 (рис 3.2).

1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13

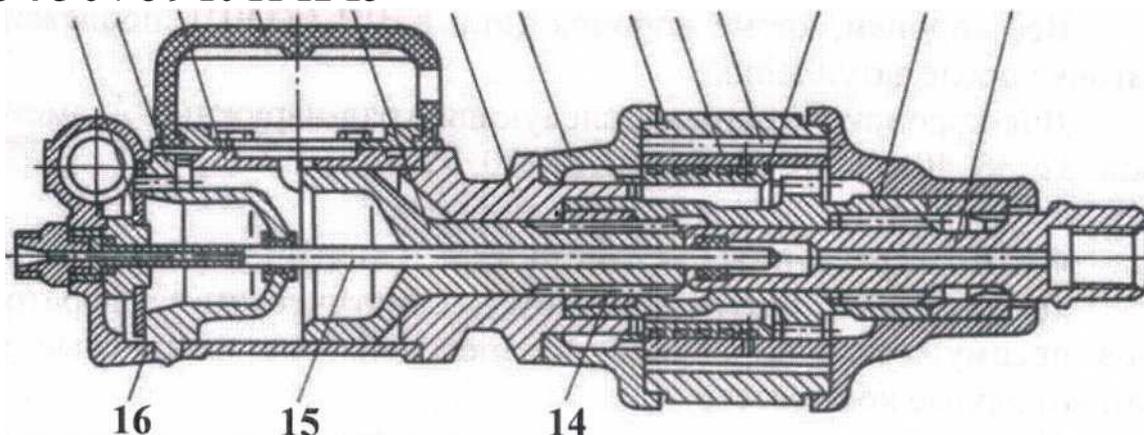


Рис. 3.2. Колонковый перфоратор ПК60

Колонковые перфораторы ПК60 и ПК75 работают по принципу вращательно-ударных бурильных машин, имеющих независимое вращение буровой штанги, и включают: ударный механизм и вращатель. **Ударный механизм** состоит из цилиндра 3, поршня-ударника 5, который совершает возвратно-поступательное движение в цилиндре 3 под действием сжатого воздуха. Изменение направления подачи сжатого воздуха для рабочего и холостого ходов поршня-ударника осуществляется автоматически с помощью мотылькового клапана 1, сопряженного с клапанной коробкой 2. В конце рабочего хода поршень-ударник 5 наносит удар по хвостовику 13, который резьбовым соединением связан с буровой штангой. Воздух к ударному механизму подводится через головку 16, которая одновременно является крышкой цилиндра 3. Вращатель представляет собой гипоциклоидный пневматический двигатель, состоящий из трех основных частей: статора 8, ротора 9 и шпинделя 12. Специальных опор у ротора 9 нет и он свободно опирается на зубья статора, а в осевом направлении его перемещение ограничено крышками 7. Суммарный осевой зазор между ротором и статором составляет 0,03-0,05 мм. Ротор снабжен жестким золотником 11, на внешнем диаметре которого имеются винтовые глухие канавки, начало и конец которых смещены на 90°. Число спиральных канавок равно числу впадин, образованных зубьями ротора. Статор 8 представляет собой шестерню с внутренними зубьями в виде поворачивающихся роликов 10. Ротор 9 выполнен в виде шестерни с наружными круглыми зубьями и свободно “плавает” в статоре 8. На внутренней поверхности ротора имеются шлицы, входящие в сопряжение с зубьями шпинделя 12. Для уменьшения вероятности заклинивания поршня-ударника в цилиндре его шток имеет шлицевое сопряжение 14 со шпинделем и, таким образом, помимо возвратно-поступательного совершает вращательное движение. Снижение аэродинамического шума обеспечивается глушителем 4. Осевая трубка 15 предназначена для подачи промывочной воды. Через направляющую втулку 6 и крышку 7 ударный механизм соединяется с вращателем стяжными шпильками.

Сжатый воздух к ударному и вращательному механизмам подводится отдельно по рукавам к их патрубкам, что позволяет оперативно регулировать их мощность. От патрубка вращателя воздух поступает в кольцевую камеру крышки вращателя, периодически взаимодействующую по мере обкатывания ротора 9 по статору 8 с винтовыми канавками золотника 11. Пройдя винтовые канавки золотника, через радиальные отверстия статора воздух по-

ступает в рабочую камеру, образованную зубьями статора и ротора. Реверсирование вращателя в перфораторах ПК60 и ПК75 происходит вследствие изменения подвода воздуха к передней или задней полости вращателя. Регулирование частоты вращения производится путем дросселирования сжатого воздуха.

3.3. Конструкция телескопных перфораторов

Название данного типа перфораторов указывает на объединение в их конструкции перфоратора и поршневого податчика- телескопа, осуществляющего автоматическую подачу машины на забой во время бурения. Телескопные перфораторы подразделяются на *одностоечные* и *двухстоечные*.

Конструкция телескопных перфораторов так же, как и переносных, основана на ударно-поворотном принципе действия с клапанной системой воздухораспределения и задним расположением механизма поворота буровой штанги. В отличие от переносных телескопные перфораторы отечественного производства не имеют буродержателя.

Телескопный перфоратор ПТ48А (рис. 3.3) состоит из стакана 1, корпуса 3 и расположенного соосно с ним телескопного податчика 6. Воздухораспределение осуществляется плоским кольцевым клапаном 17. Ударно-поворотный механизм включает в себя храповой механизм 16, геликоидальный стержень 18 и поршень-ударник 20 со штоком 23 и геликоидальной гайкой 19. Поворот буровой штанги происходит при обратном ходе поршня- ударника, сопряженного с буксой 24 посредством шлицевого соединения, которая, в свою очередь, с помощью двух кулаков сочленена с поворотной буксой 27, снабженной шестигранным гнездом для хвостовика буровой штанги. Направляющая букса 22, являясь крышкой цилиндра 21, одновременно центрирует шток поршня-ударника. Телескопный податчик 6 состоит из цилиндра 11 и штока 10, на котором смонтирован поршень, состоящий из двух манжет 13, разделенных промежуточным 12 и нажимным, 7 кольцами. В проточке гайки, крепящей детали поршня, установлен замок в виде разрезного пружинного кольца 8, входящего при крайнем выдвинутом положении штока 10 в посадочное гнездо промежуточной втулки 9. Замок служит для предотвращения самопроизвольного выдвижения штока при перемещениях перфоратора. Телескопный податчик 6 и перфоратор 3 соединяются между собой стяжными шпильками 2. В головке перфоратора смонтирован конусный пробковый кран 15, поворот которого в требуемое положение производится рукояткой 14. Кран 15 имеет четыре фиксированных положения: “Выключено”, “Подъем телескопа”, “Забуривание” и “Полная работа”.

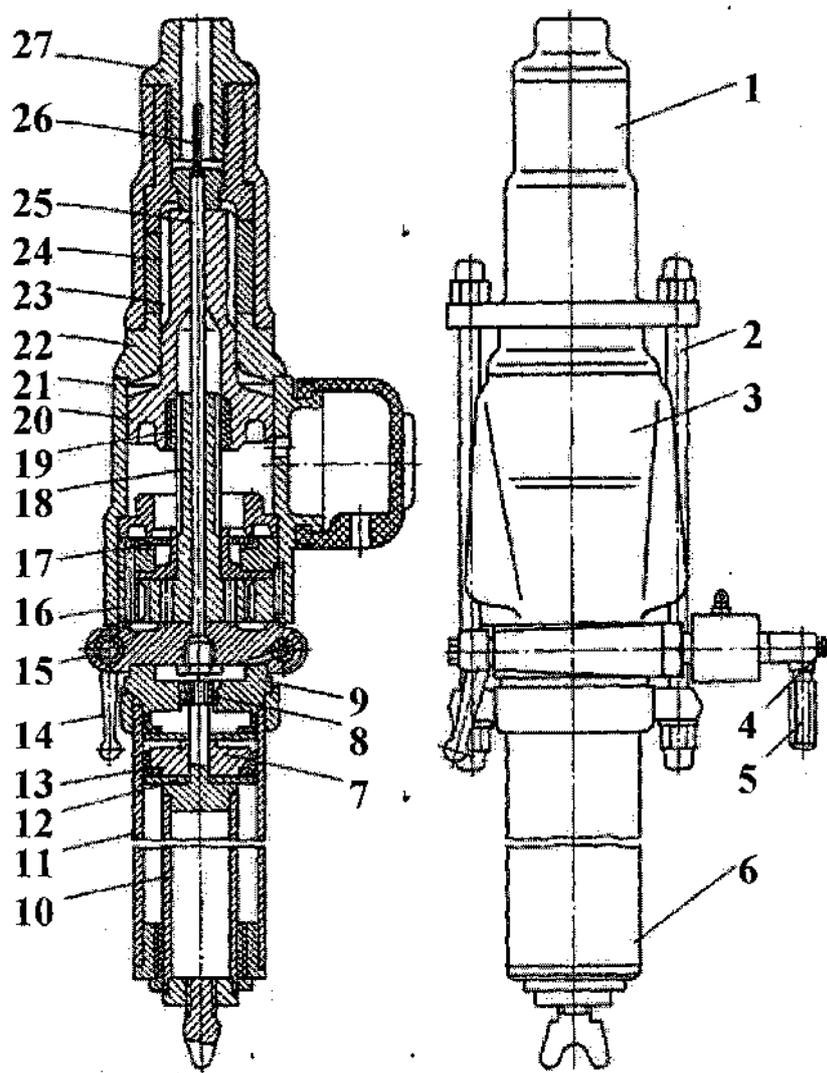


Рис. 3.3. Телескопный перфоратор ПТ-48 А

Сжатый воздух в податчик поступает по системе каналов от крана 15. Его блокировка обеспечивает автоматизацию работы податчика в процессе бурения. Усилие подачи телескопного податчика регулируется дистанционно с помощью рукоятки 5 и кнопки 4 экстренного сброса давления, соединенных с головкой перфоратора через рукав. Регулирование осуществляют за счет выпуска в атмосферу поступающего в податчик сжатого воздуха. Постоянная продувка с расходом воздуха 0,2-0,3 м³/мин осуществляется по зазору между наружной трубкой 25 и водяной трубкой 26.

4. Вспомогательное и комплектующее оборудование

К вспомогательному и комплектующему оборудованию для перфораторов можно отнести: пневмоподдержки, установочно-подающие устройства, для переносных перфораторов, автомасленки, буровые штанги, соединительные муфты, хвостовики, соединения буровых штанг, буровые коронки, рукава для воздуха и воды, компрессорные установки, воздухопроводная сеть.

4.1. Буровые штанги

Буровые штанги предназначены для передачи ударного импульса от поршня-

ударника перфоратора на забой шпура и крутящего момента буровой коронке. Буровые штанги бывают цельные и составные. *Цельные буровые штанги* (табл. 4.1) могут быть со стальной закаленной головкой и головкой, армированной твердым сплавом. Наибольшее распространение получили *составные буровые штанги* (табл. 4.2) со съёмными коронками, применение которых упрощает заточку инструмента. Применение цельных буровых штанг обеспечивает более высокую производительность вследствие меньших потерь при прохождении ударного импульса, так и за счет повышения надежности. Заточка цельных буровых штанг может осуществляться непосредственно в забое с помощью легких заточных станков, работающих на сжатом воздухе.

Благодаря отсутствию потерь энергии в конусном соединении коронки и штанги, применение цельных буровых штанг увеличивает скорость бурения на 20-30 %.

Составная буровая штанга имеет съёмную коронку, присоединяющуюся с помощью конуса или резьбы. Наибольшее распространение получили конусные соединения с углом посадочного конуса 7°.

Таблица 4.1

Цельные буровые штанги шестигранного профиля

Буровая штанга	Диаметр головки, мм	Длина, мм	Масса, кг
22-800-34	34	800	2,6
22-1600-33	33	1600	4,97
22-2400-32	32	2400	7,26
22-3200-31	31	3200	9,66

Таблица 4.2

Составные буровые штанги

Буровая штанга	Размер под ключ, мм	Диаметр посадочного конуса, мм	Длина хвостовика, мм	Длина штанги, мм	Масса, кг	Назначение
БШ25	25	25	108	700-4300	2,8-17	Переносные перфораторы
БП122	22	22	108	700-4300	2,2-14	Телескопные перфораторы
БШТ25	25	25		600-3400	2,2-13	

Размеры хвостовиков буровых штанг и гнезд для переносных перфораторов регламентированы по ГОСТ 11446-75.

Буровые штанги изготавливают из инструментальных сталей марок 55С2 (ГОСТ 14959-79), 95ХМА, 18ХГТ, 28ХНЗМ поверхность которых упрочняется. Особенно упрочняют хвостовик штанги. Его твердость должна составлять 45-50 HRC.

Для *ручных перфораторов* применяют шестигранные буровые штанги размерам 19, 22 и 25 мм между параллельными гранями.

Для *колонковых перфораторов* и используют штанги круглого сечения диаметром 28,

32 и 38 мм.

При бурении взрывных кважин диаметром до 70 мм и глубиной до 50 м применяются стандартные буровые штанги круглого сечения диаметром 28, 32 и 38 мм.

Коронка соединяется со штангой посредством резьбы или гладкого конуса с углом наклона 3°30'. По возможности удобнее при приеме и установке коронки.

4.2. Соединительные муфты

Соединительные муфты для буровых штанг пневматических и гидравлических перфораторов рекомендуется изготавливать из высоколегированных сталей марок 12ХНЗА, 40ХМА и др. Твердость материала муфты должна быть не менее HRC₃45.

Муфты рукавного типа со сплошной резьбой по всей длине обычно применяют для перфораторов энергией удара до 150—200 Дж. Преимущества этого типа муфт - небольшая стоимость и высокая прочность из-за отсутствия ступеней и переходов; недостаток - возможность перемещения по штанге.

Для *пневматических* и *гидравлических* перфораторов энергией удара до 250 Дж наиболее целесообразно применение муфт с центральной проточкой полумотого типа, а для мощных перфораторов - мотого типа. Завинчивание и развинчивание муфт полумотого и мотого типов требует меньших усилий, чем с центральной проточкой. Кроме того, их легче перемещать по штанге. Для повышения прочности и износоустойчивости муфты изготавливают из легированных сталей цементацией и закаливают.

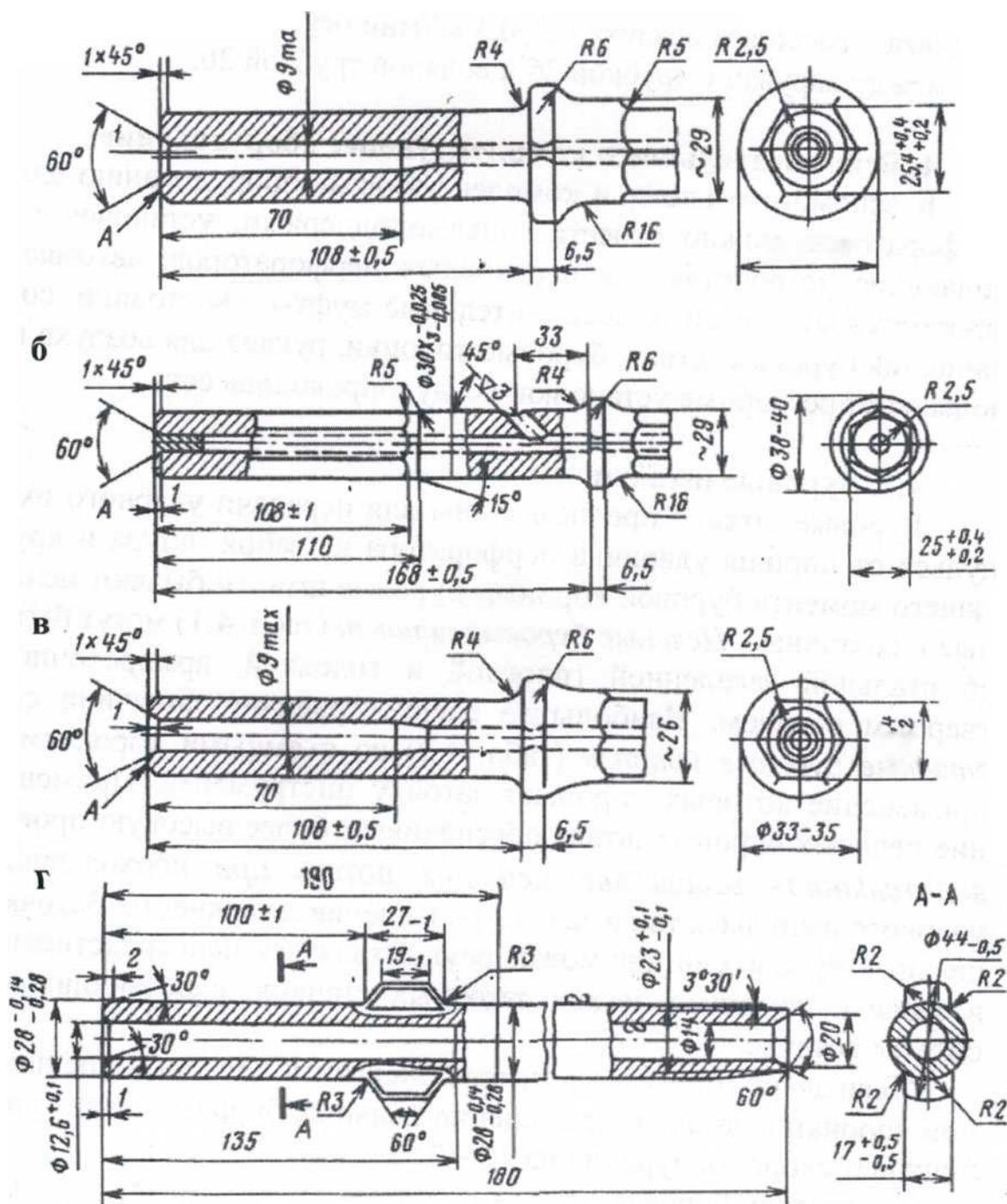
4.3. Хвостовики

Для мощных пневматических и гидравлических перфораторов применяют съемные хвостовики, соединяемые буровой штангой с помощью внутренней и наружной резьбы. Преимущества хвостовиков с наружной резьбой, соединяемых буровой штангой с помощью муфты, - небольшие (1-2%) потери энергии при прохождении ударной волны по хвостовику по сравнению с хвостовиками, имеющими внутреннюю резьбу, у которых потеря энергии удара достигает 10%. Однако устойчивость хвостовиков с внутренней резьбой намного выше, чем у хвостовиков с наружной резьбой.

Размеры хвостовиков буровых штанг для переносных перфораторов приведены на рис. 4.1.

Хвостовики различают по способу соединения буровой штангой, геометрией и размерами. Обычно хвостовик, вставляемый в гнездо перфоратора и расположенный в промывочном канале. Конусные хвостовики используют в перфораторах энергией удара до 90 Дж, например БГА-1, БГА-1М. На более мощных перфораторах применяют резьбовые хвостовики. Хвостовики, вставляемые в гнездо перфоратора, изготавливают: с двумя кулачками, ширина которых меньше диаметра (тип Лейнера); с двумя кулачками, ширина которых равна диаметру хвостовика; с четырьмя кулачками; шлицевые.

Рис. 4.1. Хвостовики буровых штанг перфораторов: а - ПП54В1, ПП63В, ПП63С; б - ПП54ВБ1, ПП63ВБ; в - ПП36В; г - ПП63П



По способу подвода воды различают хвостовики с осевой и боковой промывкой. Для осевой промывки имеется отверстие диаметром 8-19 мм, в котором устанавливаются уплотнительную втулку. В зарубежной практике применяют рапчатку, в которую вставляют уплотнительную манжету, взаимодействующую с трубкой промывки перфоратора. Такая конструкция улучшает эффективность промывки и предотвращает проникновение воды внутрь перфоратора.

В хвостовике с боковой промывкой промывочный канал имеет диаметр 8-10 мм (при большем диаметре снижается прочность хвостовика). Это ограничивает их применение глубиной бурения до 15-18 м.

Хвостовики изготавливают из тех же марок сталей и по той же технологии, что и буровые штанги.

4.4. Соединения буровых штанг

Выбор соединения буровых штанг оказывает влияние на скорость бурения и в значительной мере определяет производительность при бурении глубоких скважин с отставными штангами. В лучшем случае конических соединений имеют место потери при передаче энергии удара (до 10% при контакте торца штанги с коронкой и до 18,5% при коническом сопряжении без контакта торцов).

Преимущество отдается резьбовым соединениям, обеспечивающим возможно быстрое бурение на глубину более 50 м. Соединения с упорной резьбой имеют высокую износостойкость за счет большой площади контактного сопряжения поверхностей по виткам, технологичны в изготовлении, работают с укороченной муфтой (100 мм). Недостаток упорных резьб - большое усилие развинчивания.

Круглая резьба имеет повышенную прочность благодаря плавным переходам витков. Подобные соединения легко развинчиваются и навинчиваются благодаря большому углу подъема винтовой линии. Малая глубина круглой резьбы (1,5 мм) позволяет уменьшить диаметр соединительных муфт. К недостаткам круглой резьбы относятся сложность изготовления элементов резьбы.

Трапецидальная форма профиля резьбы имеет более высокую износостойкость по сравнению с круглой благодаря большим контактным площадкам и плотности соединения.

Круглоупорная резьба сочетает элементы круглой и упорной резьб и обладает следующими преимуществами: меньшее время на развинчивание бурового става; более высокая прочность резьбы и стойкость буровых штанг (на 30-35% выше стойкости буровых штанг с круглой резьбой). Повышение прочности резьбы и буровых штанг достигнуто за счет увеличения площади резьбового сопряжения. Круглоупорная резьба более сложна в изготовлении. Потери энергии удара и стойкость муфт зависят от шага резьбы. Оптимальным считается шаг, равный 8-14 мм.

На эффективность работы резьбовых соединений влияют профиль резьбы и диаметр штанг, наружный диаметр и форма соединительной муфты, допуски, размеры и шероховатость резьбы и другие параметры, от которых зависят износостойкость и прочность, а также потери энергии при передаче удара от перфоратора к забоям.

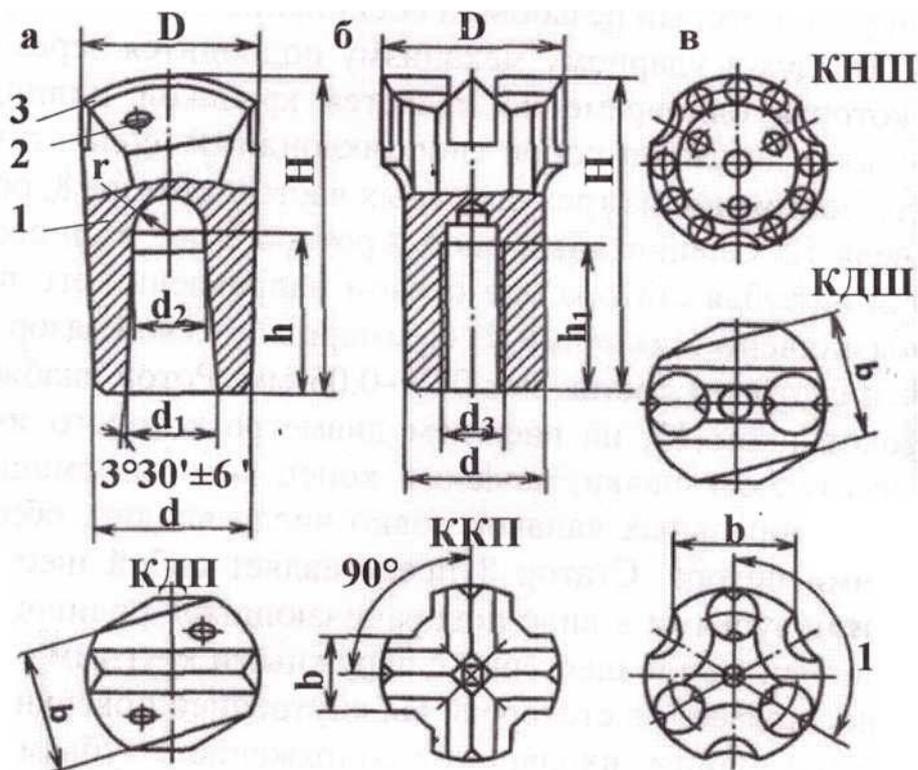
4.5. Буровые коронки

В горнодобывающих отраслях промышленности применяют главным образом следующие буровые штанги с съемными коронками, армированными твердотвердыми сплавами. Буровые коронки для перфораторного бурения (ГОСТ 17196-77) изготавливают четырех типов, диаметром 32-85 мм, конусным или резьбовым соединительным отверстием. Коронки диаметром до 43 мм должны применяться перфораторами с энергией удара не более 63,74 Дж, диаметром от 43 до 65 мм - энергией удара не более 88,26 Дж, диаметром выше 65 мм - не более 147,1 Дж. Типы и область применения коронок приведены в табл. 4.3 и на рис. 4.2.

Коронка перфоратора (рис. 4.2, а) состоит из корпуса 1 и пластинчатого или штыревого твердотвердого вооружения 3 из сплава марки ВК15. Для подачи воды к забою предусмотрено отверстие 2. Твердотвердое вооружение 3 - это либо пластинки, либо круглые стержни из твердотвердого сплава марки ВК15 для пород $f = 12$, марок ВК8 и ВК8В - для пород $f = 10-12$, марок ВК6 и ВК6В - для пород $f = 10$. Твердые сплавы представляют собой смеси порошков карбида вольфрама и кобальта, печенные при высоких температуре и давлении. Цифра в марке твердотвердого сплава указывает на содержание кобальта в процентах. Сплавы с малым содержанием кобальта обладают более высокой твердостью, но они и более хрупкие.

Таблица 4.3,

Тип	Наименование	Характеристика породы
кдп	Долотчатые пластинчатые	Вязкие монолитные
ККП	Креповые пластинчатые	Вязкие трещиноватые и абразивные
КПП	Трехперые штыревые	Хрупкие монолитные и трещиноватые
кнш	Неперетачиваемые штыревые	Хрупкие абразивные



Ри. 4.2. Буровые коронки: а - конусным отверстием; б - резьбовым отверстием; в - вид торца типов КПД; ККП; КНШ; КДШ; КПП (размеры, мм: D- диаметр головки, d- диаметр корпуса, d₃-диаметр резьбы, Н - **высота** коронки, h₁- длина резьбы, b- толщина лезвия)

Долотчатые коронки прямоугольными твердоплавными вставками в виде пластинок применяют для бурения крепких и вязких пород, крептовые пластинчатые рекомендуются для крепких трещиноватых пород. **Штыревыми коронками** (КДШ) бурят шпуры в трещиноватых породах средней крепости. Для бурения кважин диаметром более 65-70 мм и больше вместо крептовой формы головки применяют X-образную, которая лучше обещивает круглое очение кважины.

Пример условного обозначения коронки типа КТШ размерами D = 52 мм, l_з = 31 мм с круглой резьбой: КТШ 52-31К ГОСТ 17196-77. То же, размерами D = 52 мм, d₃ = 31 мм с круглоупорной резьбой: КТШ 52-31К КУ фСТ 17196-77.

Наибольшее распространение получили долотчатые коронки. Так, в рудной промышленности расходуются долотчатых коронок 79,5%, крептовых 17%, трехперых 3,5%. Расход коронок различных диаметров составляет: диаметром 32-38 мм - 1,9%, 40-46 мм - 89,3% и 49 мм - 8,8%. Коронки с резьбовым соединением имеют левую круглую резьбу (К) или левую круглоупорную резьбу (КУ).

Незатачиваемые штыревые коронки (одноразового действия) КНШ (КОШ) армируют цилиндрическими штырями твердого сплава закругленной головкой. Срок и пользования

таких коронок в 1,7-2 раза больше, чем у долотчатых. Они не требуют заточки, что позволяет бурить ими глубокие скважины без разборки бурового тавра для замены коронки. После прохода 150-300 м скважины рекомендуют шлифовать торцы в тавок для удаления поверхностного слоя усталостных трещин. В противном случае трещины углубляются и приводят к излому твердого сплава.

Коронка считается затупленной, если она имеет притупление, равное 3 мм, на расстоянии 5 мм от внешнего края, или когда высота понижения угла пластины достигает 8 мм. При правильной эксплуатации коронка выдерживает до 10 заточек.

Все коронки, кроме коронок типа КНШ (КОШ), подлежат заточке после затупления.

Для коронок утановлен следующий ряд наружных диаметров: 32, 36, 40, 43, 46, 52, 56, 60, 65, 70, 75, 85 мм.

4.6. Компрессорные установки

Для питания жатым воздухом пневматических перфораторов преимущественно используют передвижные поршневые и ротационные компрессоры.

По принципу действия различают поршневые, винтовые и ротационные компрессоры.

По конструкции механизма преобразования вращения вала двигателя в возвратно-поступательное движение поршня и по расположению цилиндров различают крейцкопфные - вертикальные, угловые и горизонтальные (ВГ) - V-, W-образным и звездообразным расположением цилиндров; безкрейцкопфные - вертикальные (ВВ) - V-образным (ВУ) и W-образным (ВШ) расположением цилиндров.

По числу цилиндров компрессоры бывают одно- и многоцилиндровыми; по виду охлаждения - водяным и воздушным; по роду привода - электродвигателем, двигателем внутреннего сгорания, паровым и механическим.

По числу рабочих полостей выделяют компрессоры простого действия, когда в действие и сжатие производят только одной стороны цилиндра, и двойного действия - при вращении и сжатии воздуха двух сторон. При конечном давлении воздуха выше 0,5-0,6 МПа, как правило, требуется двухступенчатое сжатие - в цилиндрах низкого давления (до 0,2-0,3 МПа) и высокого сжатия.

4.7. Воздухопроводная сеть

От ротационной компрессорной установки до потребителей жатым воздух поступает по сети трубопроводов, снабженной тройниками для очистки воздуха, измерения его расхода, емкостями для хранения воздуха, арматурой для соединения трубопроводов и рукавами для подвода воздуха от сети к потребителю. Воздухопроводная сеть должна быть герметичной, иметь минимальные гидравлические сопротивления, долговечной и надежной в работе. Трубы соединяют встык электроваркой, а фланцевые соединения допускают только в местах соединения арматуры или измерительных приборов.

5. Общие сведения о гидравлических перфораторных головках

Гидравлические перфораторные головки включают в себя ударный, вращательный и разделительный механизмы, и точки питания. В отличие от ударно-поворотного ме-

ханизма пневматических перфораторов они имеют, как правило, независимое вращение бура с помощью автономно вращающегося вращателя. Ударный механизм включает в себя поршень-ударник, ускорения рабочего и обратного ходов. Разделительный механизм изменяет направление потоков жидкости для обеспечения требуемого движения поршня-ударника. Он состоит из разделительных и управляющих элементов. Источник питания включает в себя гидронасос, приводимый в движение от электрического или другого типа двигателя, предохранительную аппаратуру, стабилизаторы давления, трубопроводы. Иногда вместо насоса и используют различные типы аккумуляторов давления.

Рабочие камеры в ударном механизме могут быть либо гидравлическими, либо пневматическими, причем механизм может иметь, только одну пневматическую камеру. Управляемыми могут быть только гидравлические рабочие камеры. Возможны две управляемые камеры: обратного и рабочего ходов. Отработанная жидкость может удаляться непосредственно в маховик, вспомогательную камеру или в резервуар пневмоаккумулятор. При этом для повышения КПД следует стремиться к снижению потерь энергии на удаление жидкости.

Известны два основных типа гидравлических перфораторных головок - золотниковые и беззолотниковые. У **золотниковых** (ГБГ) переключение потоков энергоносителя осуществляется золотником, движение которого гидравлически связано с движением поршня-ударника. Известны также головки с **вращающимся золотником**, который приводит в движение двигателем вращателя. У **беззолотниковых** переключение потока энергоносителя осуществляется непосредственно поршем-ударником.

В табл. 5.1, табл. 5.2 и табл. 5.3 приведены сведения о гидравлических перфораторных головках типа ГП и ГБГ соответственно.

Таблица 5.1

Параметры	Перфоратор		
	ГП-1	ГП-2	ГП-3
Энергия удара, Дж	98	157	245
Частота ударов, Гц	90	60	45
Выходная мощность, кВт	8,8	9,4	11
Рабочее движение жидкости в гидроперфораторе, МПа	10,8		
Рабочий ход рабочей жидкости гидроударником, л/с	1,17		
Частота вращения шпинделя, об/мин	5	3,3	2,5
Крутящий момент на шпинделе, Нм	294		
Рабочий ход рабочей жидкости гидродвигателем вращателя, л/с	1,25	0,83	0,62

Таблица 5.2

Параметры	Перфоратор	
	ГБГ-180-250	ГБГ-230-300
Энергия удара, Дж	180	230
Частота ударов, Гц	40-60	57
Частота вращения шпинделя, мин ⁻¹	1-6	1-6
Крутящий момент, Нм	250	300
Осьевое усилие, кН	14	12
Длина гидроударной головки с хвостовиком, мм	870	1050
Масса, кг	118	140

Таблица 5.3

Параметры	Перфоратор		
	ГБГ6	ГБГ10	ГБГ16
Ударная мощность, кВт, не менее	6,3	10	16
Общая мощность, кВт	11,3	17,7	25,4
Энергия удара, Дж, не менее	123	130-190	160-220
Частота вращения, мин ⁻¹	49,2	56-77	72-100
Крутящий момент, Нм, не менее	160	235	300
Частота вращения, мин ⁻¹	0-5		
Давление в магистрале ударника, МПа	15	18,6-22	16-22
Давление в магистрале вращателя, МПа	12	13,2	17,5

Перфораторные головки типа ГП были разработаны Кузнецким машиностроительным заводом (ГП-1, ГП-2 предназначены для бурения шпуров, ГП-3 - для бурения скважин). Прошли производственные испытания гидроперфораторы ГБГ-180-250, ГБГ-230-300, ГП-2-01,, ГБГ300-500. Эти гидроперфораторы имеют золотниковое гидрораспределение рабочей жидкости, аккумуляторы высокого и низкого давления и втроеенный гидравлический вращатель. Они имеют поршни длиной 408 и 425 мм при общей длине *бурильной головки* 900 мм.

Опытные образцы бурильных головок ГБГ6, ГБГ 10 и ГБГ 16 изготовлены Опытным заводом ВНИПИрудмаша и прошли испытания. Головки бурильные гидравлические ГБГ6, ГБГ 10 и ГБГ 16 предназначены для бурения шпуров диаметром 35-65 мм в породах с коэффициентом крепости 6-20 по шкале проф. М.М. Протоdjяконова на подземных горных работах. Бурильные головки ГБГ6 применяют на бурильных машинах УБШ1, УБШ2. ГБГ 10 на УБШ3, УБШ4, а ГБГ 16 на УБШ4, УБШ5, БУ-50.

К настоящему времени степень пригодности гидравлических перфораторных головок повысилась, значительно сокращены эксплуатационные расходы, которые не превышают, а иногда бывают ниже эксплуатационных расходов на пневматические перфораторы. Они позволяют понизить уровень шума, так как исключается шум выхлопа воздуха; кроме того, снижению уровня шума способствует масляная смазка поршня-ударника и хвостовика буровой штанги. Максимальное значение уровня шума при работе гидравлического перфоратора соответствует частоте 3000-8000 Гц. Использование шумопоглощающих подшипников, соответствующих данной частоте, позволяет на 40% понизить уровень шума. При работе гидравлическими перфораторными головками необходима индивидуальная защита органов слуха, так как потеря слуха начинается на частоте 4000-6000 Гц. Механическая коротка бурения и стойкость бурового инструмента выше по сравнению с пневматическими перфораторами той же мощности, что является следствием конусообразной формы и размеров поршней-ударников, создающих ударной импульс. Гидравлические перфораторные головки имеют оптимальное соотношение частот ударника и буровой штанги, что повышает к.п.д. передачи энергии удара.

Использование этих головок дает возможность получить большую экономию энергии: затраты энергии для бурения шпура гидравлическим перфоратором те 3-5 раз меньше по сравнению с пневматическим, а также позволяет упростить конструкцию в больших компрессорах на поверхности и ложных пневматических сетях.

Следует отметить улучшение воздушной среды рабочей зоны при их работе из-за отсутствия воздухо-масляно-водного тумана, сопровождающего работу пневматических перфораторов.

Несмотря на большие начальные капитальные затраты, связанные с введением гидравлического бурового оборудования, экономия энергии и высокая производительность позволяют быстро окупить их.

5.1. Классификация гидравлических перфораторов

Гидравлические перфораторы подразделяются на переносные и колонковые.

Переносные гидравлические перфораторы, так же как и пневматические, предназначены для бурения горизонтальных шпуров пневмоподдержки и нижних шпуров рук. Для создания осевого усилия и уменьшения вибрации при бурении нижних шпуров используют утяжелители, присоединяемые к корпусу перфоратора. Переносные гидравлические перфораторы выполняют независимым вращением буровой штанги (от специального вращателя) и зависимым (с помощью винтового храпового механизма, блокированного поршнем-ударником).

Колонковые гидравлические перфораторы, называемые гидравлическими бурильными головками, предназначены для бурения шпуров и кважин податчиков и манипуляторов, установленных на бурильных машинах.

По принципу действия такие перфораторные головки подразделяют на ударно-вращательные и вращательно-ударные.

Ударно-вращательные перфораторные головки имеют автономные ударный и вра-

щательный механизмы, не связанные функциональной зависимостью. **Вращательно-ударные перфораторные головки** имеют функционально зависимый от вращателя ударный механизм, обеспечивающий автоматическое снижение мощности и полное отключение ударного механизма при снижении частоты вращения и остановке (заклинивании) буровой штанги.

По принципу действия и конструкции распределительных механизмов рабочей жидкости гидравлические перфораторы могут быть подразделены на машины распределителями, работающими в режимах: I - принудительного управления; II - автоколебательном регулируемой длиной хода поршня-ударника; III — то же, постоянной длиной хода поршня-ударника; IV - то же, жесткой вязью золотника поршнем-ударником (без клапанный механизм управления).

5.2. Конструкция гидравлических перфораторных головок

Устройство гидравлических бурильных головок разматривается на примере бурильной головки ГБГ6 (рис. 5.1).

Основными узлами головки типа ГБГ6 являются вращательный механизм и ударный механизм.

К передней части вращателя 1 примыкает крышка 3, которая относительно вращателя уплотнена резиновыми кольцами. В крышке 3 и вращателе 1 утановлена пята 4, которая удерживает от выпадения хвостовик 5, когда буровой инструмент не прижат к забою. Хвостовик служит для передачи на буровой инструмент ударных импульсов ударника и крутящего момента вращателя.

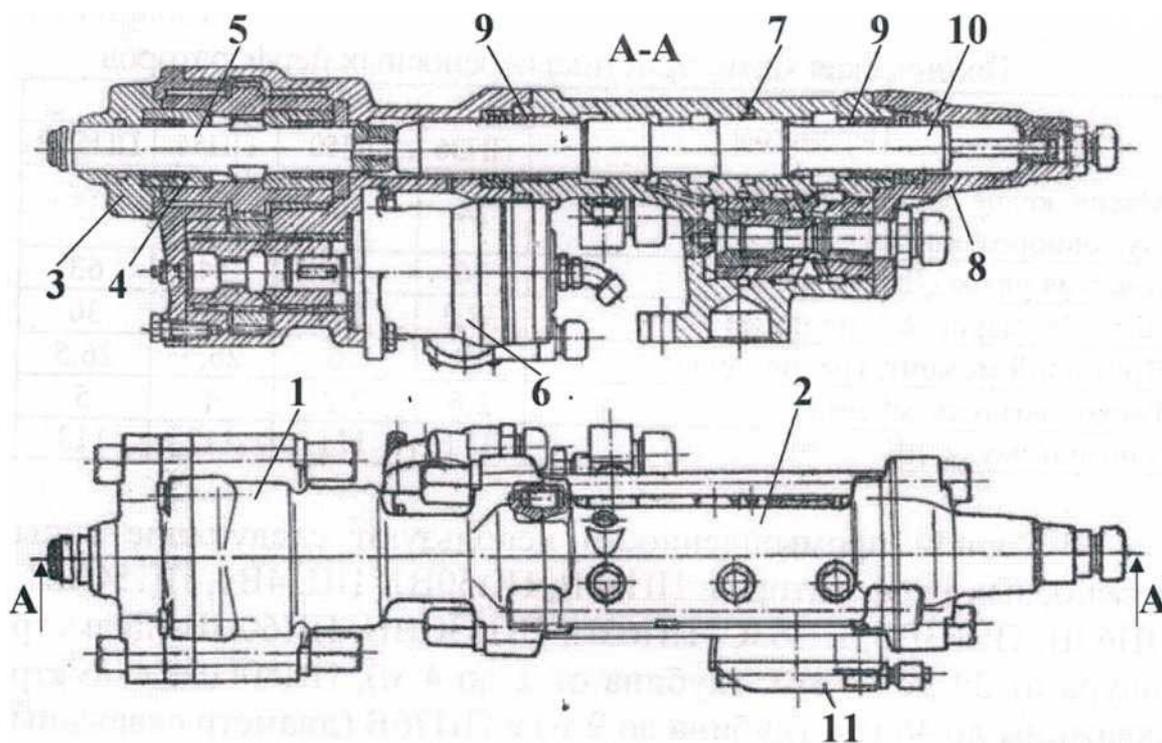


Рис. 5.1. Головка бурильная гидравлическая ГБГ6

Вращатель представляет собой одноступенчатый редуктор приводом от гидромотора 6 и предназначен для вращения бурового инструмента. Ударник 2 состоит из корпуса 7, крышки 8 и втулок 9, в которых установлен ударник 10. Последний служит для передачи ударных импульсов буровому инструменту. К корпусу ударного механизма крепится аккумулятор 11, который сглаживает пики давлений в гидросистеме, уменьшая тем самым вибрацию и износ механизмов. Аккумулятор легко зарядить и заменить без демонтажа головки.

6. Конструкция бурильных машин типа УБШ

Самоходная бурильная машина УБШ-302 (рис. 6.1) на гусеничном ходу комплектуется вращательно-ударными буровыми головками предназначенными для бурения шпуров в породах крепостью $f=5-16$ в выработках размером 4×6 м. Машина состоит из двух буровых головок вращательно-ударного действия 1, двух манипуляторов 2 и 3, верхних тележек 4, пульта управления 5 и двух гусеничных тележек 6, связанных между собой балансирной балкой. Буровая головка состоит из пневмоударника вращателем, который при бурении перемещается по направляющему податчику, создающему усилие подачи инструмента на забой. Перемещение головки податчиком относительно поверхности забоя производится гидравлическим подъемно-поворотным механизмом. Головки имеют энергию удара 34,3-39,2 Дж. И частоту удара 53-58 Гц.

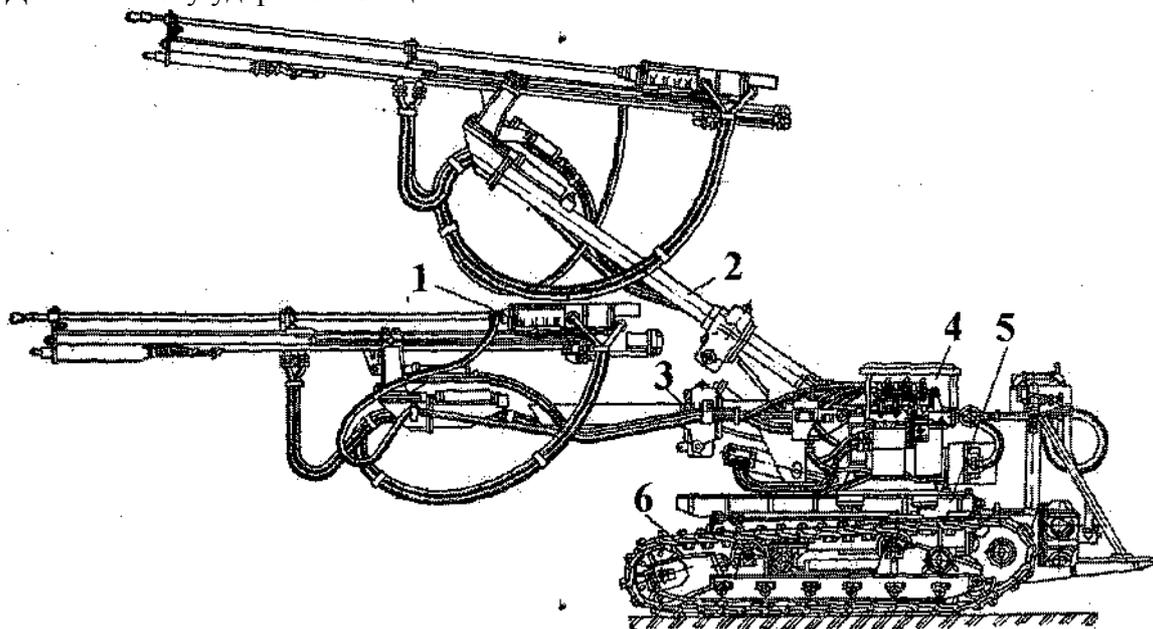
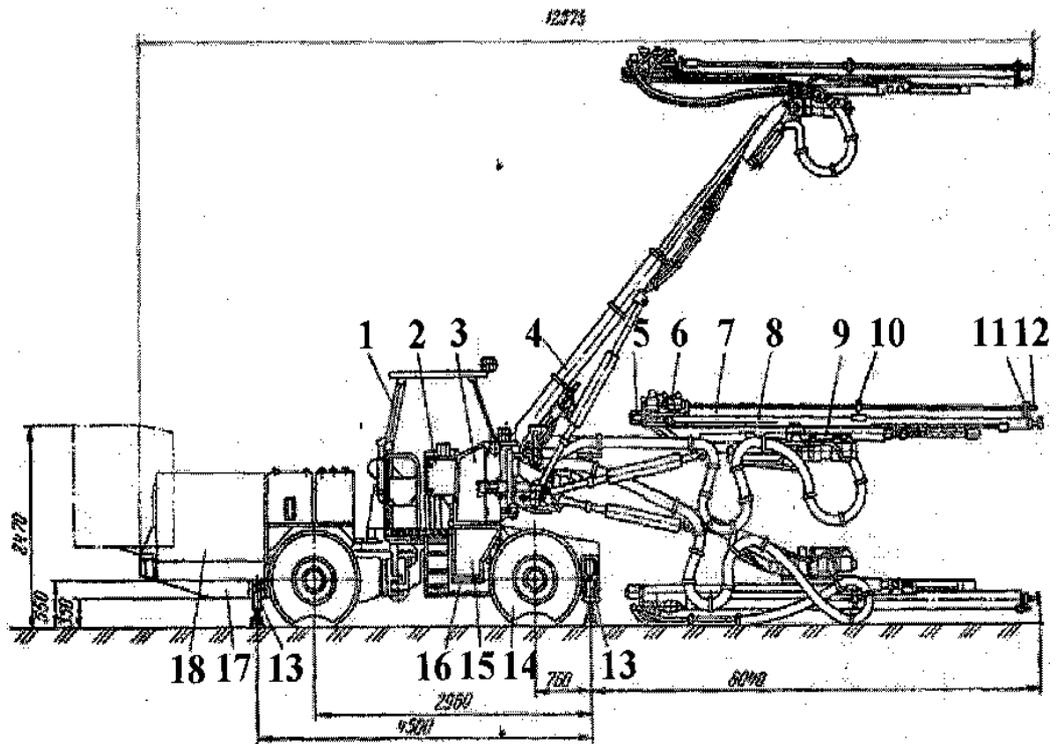


Рис. 6.1. Самоходная пневматическая бурильная машина УБШ-302

Бурильная машина УБШ-532Д (рис. 6.2) оснащена тремя манипуляторами, смонтированными на шарнирно-сочлененной пневмоколенной ходовой тележке дизель-электрическим приводом. Машина состоит из защитного козырька 1, пульта управления 2, верхней тележки 3, манипуляторов 4, пневмодвигателя 5, вращательно-ударных головок 6, штанг 7, винтовых податчиков 8, направляющих салазок 9, люнетов 10 и 11, коронок 12, гидродомкратов 13, пневмоколенного шасси 14, нижней рамы 15, станины 16, рамы прицепа 17, на которой установлена 18.



Ри́. 6.2. Самоходная пневматиче́кая бурильная машина УБШ-53Д

Универса́льный телеко́пиче́кий манипулятор бурильной машины типа УБШ приведен на ри́. 6.3.

Манипулятор со́стоит из опорного о́снования 1, т́релы 2, угол поворота которой в вертикальной пло́ко́ти регулирует́ся гидродомкратом 3, выдвижного штока 4, о́единенного на́правляющей рамой 5 и головкой 8 манипулятора. Головка 8 через привод 13 обе́печивает поворот податчика 7 в горизонтальной пло́ко́ти, а по́ред т́вом гидродомкрата 6 - в вертикальной пло́ко́ти. Гидродомкраты 9, 10 и 11 о́уще́твляют, о́ответ́венно, надвигание на забой, ра́пор и поворот податчика 7. Гидродомкрат 12 поворачивает т́релу 2 в горизонтальной пло́ко́ти. Гидропривод т́релы обе́печивает поворот т́релы в обеих пло́ко́тях, как видно из ри́унка, на 75 граду́сов.

5678910

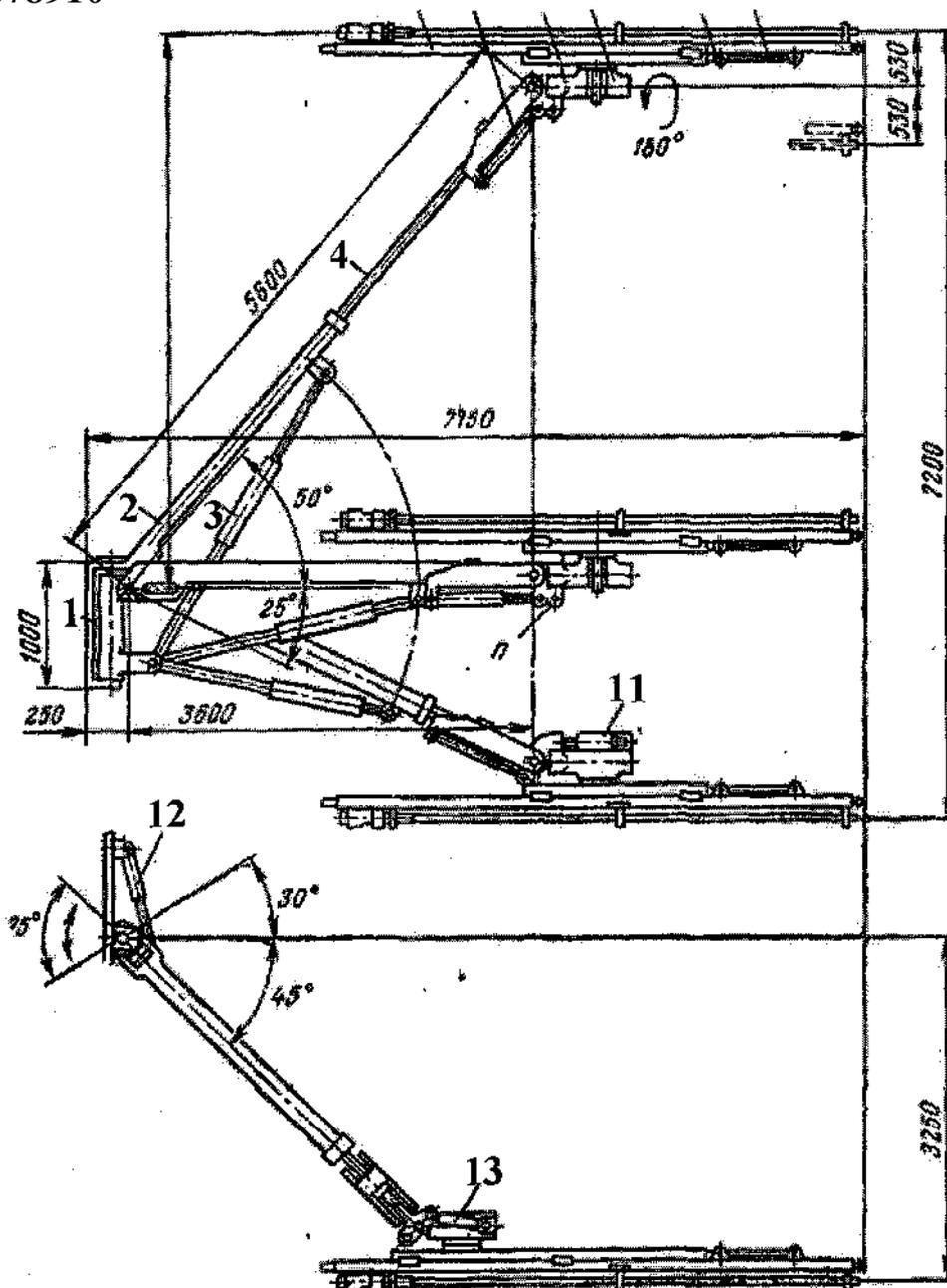


Рис. 6.3. Манипулятор УТС-5,0 конструкции СКБ СГО ВПО
"Союзгормаш"

Вопросы к лабораторной работе

1. Классификация и область применения буровых машин
2. Область применения, классификация и параметры переносных перфораторов типа ПШ,
3. Область применения, классификация и параметры телекопных перфораторов типа ПТ
4. Область применения, классификация и параметры колонковых перфораторов типа ПК.
5. Конструктивные особенности переносных перфораторов
6. Конструктивные особенности телекопных перфораторов

7. Конструктивные особенности колонковых перфораторов
8. Конструктивные буровых штанг
9. Конструктивные особенности буровых коронок
10. Конструктивные особенности муфт и хвостовиков
11. Классификация гидравлических перфораторных головок
12. Область применения и параметры гидравлических перфораторных головок
12. Конструктивные особенности гидравлической головки
13. Назначение, область применения и классификация самоходных бурильных машин типа УБШ
14. Конструктивные особенности самоходной бурильной машины типа УБШ-302
15. Конструктивные особенности самоходной бурильной машины типа УБШ-53Д
16. Конструктивные особенности манипулятора бурильной машины типа УБШ

Ход выполнения и защиты лабораторной работы:

1. На лабораторном занятии студент должен подробно изучить материал представленного методического указания.
2. На лабораторном занятии студент может получить консультацию непосредственно у преподавателя по непонятным вопросам.
3. Для самостоятельного изучения материалов данного методического указания студент может взять электронную или печатную копию в библиотеке.
4. Так как план лабораторных работ студент получает от преподавателя на первом занятии, то защита лабораторных работ может производиться непосредственно на занятии или в выделенное для этого время.

Лабораторная работа № 2

Тема: «Ознакомление со способами монтажа взрывной сети с помощью ДШ (детонирующий шнур и пиротехнических замедлителей)»

План

1. Ознакомление со способами монтажа взрывной сети с помощью детонирующего шнура (ДШ) и пиротехнических замедлителей.
2. Задания на самостоятельную работу.
3. Вопросы для самоконтроля.

1. Ознакомление со способами монтажа взрывной сети с помощью детонирующего шнура (ДШ).

После окончания работ по заряданию и забойке кважин, вывода людей и оборудования из опасной зоны монтируется взрывная сеть.

Для взрывания с помощью ДШ [2, 5] необходимо:

- разрезать шнур на отрезки для изготовления патронов – боевиков, длина отрезка равна $1/3$ глубины кважин и $1 \div 1,5$ м, вытупающей из кважины; этот отрезок ДШ называется «концевым»;

- изготовить патроны-боевики на взрываемом блоке из нескольких патронов ВВ путем обвязывания их ДШ, специальных претованных шашек из тротила или метрилотрило и тротила гексогенном;

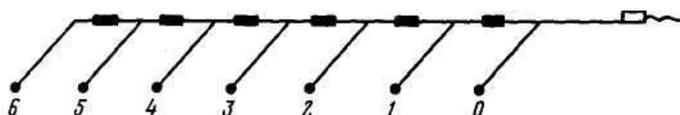
- подать предупредительный сигнал, выполнить зарядку и забойку зарядов;

- выполнить монтаж взрывной сети из ДШ, вдоль ряда кважин, к магистральному ДШ приеодинают в накрутку или петлей нитки ДШ, идущие от кважин.

При многорядном расположении кважин применяют различные взрывные сети, у которых заключают в оздании взрывом первых зарядов дополнительной открытой поверхности, облегчающей работу поледующих взрывов зарядов или оздания взрывом первой ерии зарядов экрана по контуру участка.

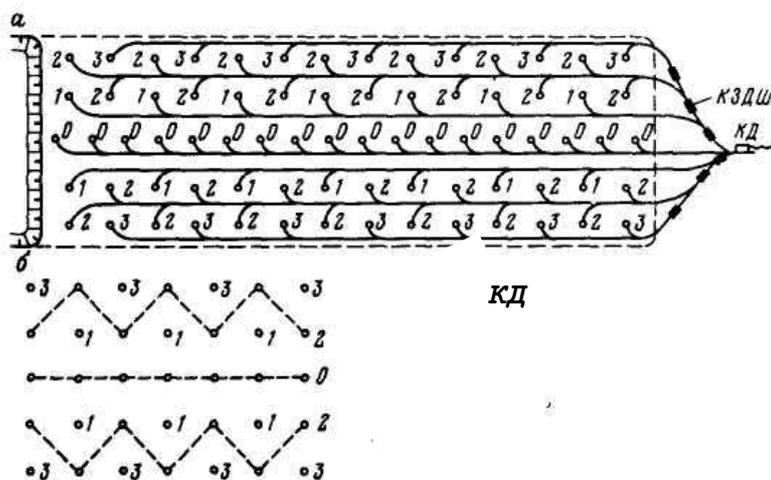
Взрывание рядами представляет наиболее простой вариант однорядного и многорядного взрывания (рисунок 1). В средневзрываемых горных породах первый ряд взрывает мгновенно, поледующие – замедлением. В результате взорванная масса двигается в направлении откоа тупа.

Рисунок 1 – Схема однорядного взрывания



При трех и более рядах кважин в трудновзрываемых горных породах применяют порядную врубовую схему (рисунок 2). Мгновенно взрывает первый ряд более глубоких и имеющих большой заряд кважин. С замедлением поледовательно обеих сторон на образовавшийся вруб о тальные ряды. Эта схема обеспечивает хорошее дробление и неширокий развал взорванной массы. Однако высота развала бывает увеличенной в метре расположения врубового ряда, что в зимнее время при замерзании пород повышает опасность погрузочных работ.

Рисунок 2 – Порядная схема взрывания врубовым рядом



Для предотвращения каких-либо разрушений железно-дорожных путей, которые находятся вблизи подошвы взрываемого блока, применяют схему монтажа взрывной сети врубовой кважиной. Взрывы одиночных кважин не оказывают существенного разруши-

тельного действия на железнодорожный путь. После взрыва зарядов первого ряда между трамвайной и поледующими рядами кважин создается яма разрушенной горной массы, предохраняющей железнодорожный путь от разрушительного действия взрывов поледующих рядов.

На разрезах применяют схему монтажа взрывной сети, которая обеспечивает минимальную ширину развала взорванной горной массы в результате направления движения породы вдоль фронта уступа (рис. 3), что показано стрелками.

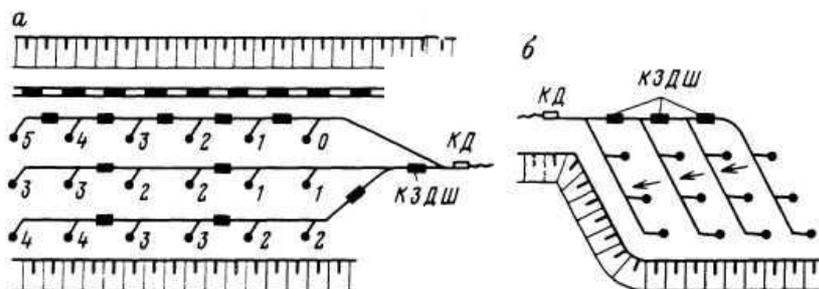
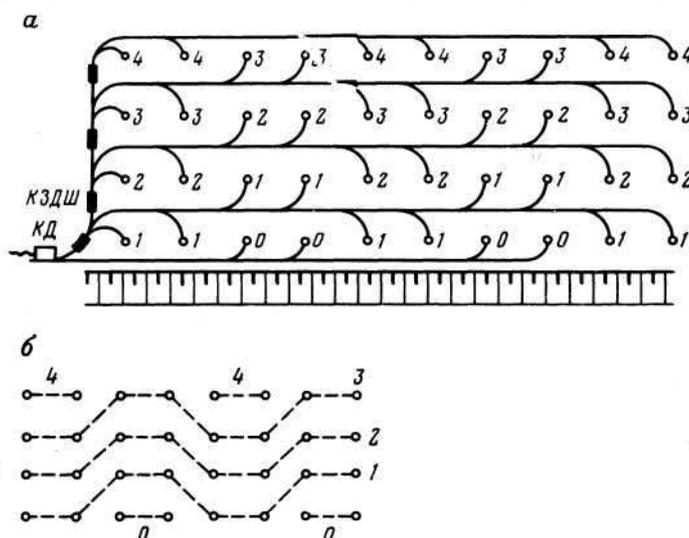


Рис. 3 – Схема взрывания, обеспечивающая минимальную ширину развала на угольных разрезах

Лучшее дробление достигается при использовании волновой схемы монтажа взрывной сети, обеспечивающих наибольшую одновременность взрывания кважинных зарядов ВВ (рис. 4). Недостатком этой схемы монтажа является ее сложность. Практически применяют упрощенные схемы монтажа, которые дают несколько худшие по результатам дробления горной массы.

Рис. 4 – Схема взрывания парами

Для получения минимальной ширины развала применяют диагональные схемы монтажа взрывной сети (рис. 5). По этой схеме первым взрывает угловой кважинный заряд,



ряд, дающий широкий навал в угловой части блока. Основная горная масса перемещается в сторону заряда, взорванного первым. В результате этого уменьшается ширина развала.

По диагональной схеме монтажа взрывной сети кважины располагают по квадратной сетке, а взрывают по шахматной коэффициентом сближения кважин, равным 2. В результате этого, за счет уменьшения фактических значений линии наименьшего сопротивления (W) и увеличения расстояния между кважинами в ряду (a), улучшает дробление горной массы и в массиве не возникают зоны пониженными напряжениями.

В некоторых случаях для уменьшения сейсмического воздействия взрыва и лучшего дробления рекомендуеться монтировать диагональную взрывную сеть (рисунок 5), при которой фактически коэффициент сближения (m) взрывааемых скважинных зарядов увеличивается до трех и более.

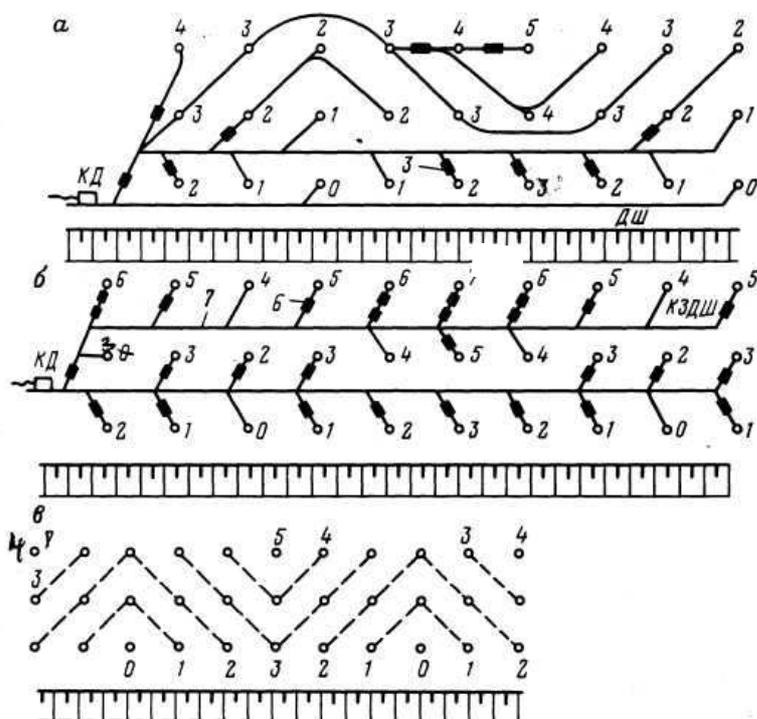


При проведении траншей лучшее дробление обеспечивают врубные схемы монтажа взрывной сети: взрывом одной скважины в первом ряду образуеться вруб, на который и происходит взрывание остальных скважин (рисунок 6).

Скважины врубного ряда размещают по сближенной сетке:

$$a = (0,6 - 0,7) W, \text{ м}, \quad (1)$$

где W – линия наименьшего сопротивления, м.



a – нормальная волновая схема; b – схема с замедлением через интервал; $в$ – по ледовательноть взрывов зарядов для обеих схем

Рисунок 6 – Волновая схема взрывания

2. Задание на самостоятельную работу

1. Блок планирует взорвать 50 кважинными зарядами ВВ. Запроектировать порядную схему монтажа взрывной сети.

2. Блок планирует взорвать кважинными зарядами ВВ в количестве 40 штук. Запроектировать однорядную схему взрыва кважинных зарядов ВВ.

3. Блок планирует взорвать кважинными зарядами ВВ в количестве 60 штук. Запроектировать монтажную схему порядного взрывания врубовым рядом.

4. Блок планирует взорвать кважинными зарядами ВВ в количестве 18 штук вблизи железнодорожного полотна. Запроектировать монтажную схему взрывной сети, обеспечивающей минимальную ширину развала и предотвращающей нарушение железнодорожного полотна, находящегося вблизи подошвы взрываемого блока.

5. Блок планирует взорвать кважинными зарядами ВВ в количестве 33 штук. Запроектировать монтажную волновую схему короткозамедленного взрывания.

6. Блок планирует взорвать кважинными зарядами ВВ в количестве 27 штук. Запроектировать диагональную схему монтажа взрывной сети.

3. Вопросы для самоконтроля

1. Как монтируется порядная схема взрывной сети?
2. Как монтируется однорядная короткозамедленная взрывная сеть?
3. Как монтируется порядная взрывная сеть врубовым рядом?
4. Как монтируется взрывная сеть вблизи железнодорожного полотна, обеспечивающая минимальную ширину развала и предотвращающая нарушение его?
5. Как монтируется волновая схема короткозамедленного взрывания?
6. Как монтируется диагональная схема взрывания кважин на взрываемом участке?

Лабораторная работа № 3

Тема: *«Ознакомление со способами коммуникации взрывной электросети с различными видами соединений. Монтаж электровзрывной сети и определение их сопротивления»*

План

1. Ознакомление со способами коммуникации взрывной электросети с различными видами соединений
2. Монтаж электровзрывной сети и определение их сопротивления.
3. Задания на самостоятельную работу.
4. Вопросы для самоконтроля.

1. Ознакомление со способами коммуникации взрывной электросети с различными видами соединений

Электровзрывная сеть [1, 2, 5] состоит из электродетонаторов, соединенных проводами; концевых проводов, участковых проводов, соединяющих концевые, и магистральных, идущих к источнику тока. Сеть монтируется из изолированных одно- и многопроволочных медных, алюминиевых или стальных проводов.

При выборе проводов для монтажа электровзрывной сети нужно учитывать их сопротивление и прочность. Концевые и участковые провода должны быть больше $0,2 \text{ мм}^2$, а магистральные провода должны быть сечением не менее $0,75 \text{ мм}^2$.

При взрывных работах на открытых горных работах могут применяться следующие электровзрывные сети и схемы соединения электродетонаторов в цепи: последовательная; параллельная, где в свою очередь различают пучковую схему, когда все провода от ЭД под-

одиняют в двух точках; и тупенчатую, когда провода при соединяют к разным точкам участков проводов.

Смешанная-последовательная-параллельная. В первой электродетонаторы в группах соединены последовательно, а группы – параллельно; во второй – соединены в группах параллельно, а группы соединены последовательно.

Последовательное соединение имеет следующие достоинства:

- через все электродетонаторы проходит одинаковый ток;
- для взрыва требуется и точный ток минимальной мощности;
- меньшая длина проводов, поэтому и наглядность схемы соединения;
- поэтому расчета и проверки и правности цепи.

Недостатком этого соединения является опасность получения местного отказа при попадании в электровзрывную сеть дефектного ЭД. Преимущество имеет парно-последовательное соединение ЭД, большее чем парно-параллельное, так как последняя схема требует более мощного и точного тока, а также менее надежны точки зрения получения отказов при плохом соединении одного из ЭД или при его недоброкачественности.

Параллельное соединение имеет следующие достоинства:

- при обрыве места соединения ЭД отказ получит только в одном заряде, а если в боевике имеет два ЭД, отказа не происходит;
- попадание недоброкачественного ЭД не ведет к отказу всей электровзрывной сети.

Вместе с тем эта схема имеет следующие недостатки:

- для взрыва одинакового числа ЭД требуется более мощный и точный ток;
- практически невозможно определить с помощью приборов и правность сети;
- для монтажа требуется больше проводов, усложняют монтаж и особенно расчет тупенчатых схем соединения. Поэтому параллельное соединение не рекомендует для применения.

Последовательно-параллельное соединение применяют, когда надо взорвать большое число зарядов ВВ от и точного тока – недостаточным для последовательного соединения напряжением.

Параллельно-последовательное соединение менее надежно и редко применяют на практике.

Таким образом, последовательная схема соединения электродетонаторов наиболее эффективна и надежна, и ее целесообразно применять во всех случаях, когда можно обеспечить получение гарантийной величины тока.

2. Монтаж электровзрывной сети и определение их сопротивления

Для взрывных работ применяют провода марок ВМВ, ЭР, ЭВ, шаперные провода СП-1, СП-2, таночные провода ПР, АПР, АПВ, ПВ.

Провода ПР и ПВ – медные однопроволочные в резиновой и полихлорвиниловой изоляции сечением жилы 0,75-70 мм². Провода АПР и АПВ – одножильные и алюминиевые в 3,75–105 мм², что соответствует сечению медных проводов 2,5-70 мм².

Для электровзрывных сетей напряжением до 1000 Вт применяют провода ЭР и ЭВ. При более высоком напряжении – провода СП-1, СП-2, АПР и АПВ.

Методика расчета электровзрывных сетей состоит в определении величины сопротивления сети, силы тока, проходящего через отдельный электродетонатор, и в равнении полученных результатов предельным значением сопротивления сети для конденсаторных машинок, приводимых в действие, или гарантийной величиной тока для электродетонаторов при взрывании от иловой или осветительной сети.

Расчет производит по следующим формулам:
для простых последовательных сетей

$$R_{\text{посл}} = R_{\text{насп}}, \quad (2)$$

где $R_{\text{насп}}$ - предельно допустимое сопротивление, указанное в паспорте машинки для педоводательных ветей, Ом;

для педоводательных ветей парно-параллельным включением электродетонаторов

$$R_{\text{с.пучк.}} = \frac{1}{4} R_{\text{насп}}; \quad (3)$$

для мешанных пучковых ветей протых и парно-педоводательным включением электродетонаторов

$$R_{\text{с.пучк.}} = \frac{1}{n} R_{\text{насп}}, \quad (4)$$

где n - число параллельных ветвей;

для мешанных пучковых ветей парно-параллельным включением электродетонаторов

$$R_{\text{с.пучк.}} = \frac{1}{4n} R_{\text{насп}}. \quad (5)$$

При использовании иловых или оветительных ветей в качестве иточника тока применяют яледующие оновные рачетные формулы.

При педоводательном оединении

$$I = \frac{U}{R}, \quad (6)$$

где U - напряжение иточника электрического тока, Вт;

R - сопротивление взрывной цепи, Ом.

Сопротивление определяет я по формуле:

$$R = mr_{\partial} + L_{\text{к}}r_{\text{к}} + L_{\text{у}}r_{\text{у}} + L_{\text{м}}r_{\text{м}}, \quad (7)$$

где m - число электродетонаторов;

r_{∂} - сопротивление одного электродетонатора, Ом;

$L_{\text{к}}, L_{\text{у}}, L_{\text{м}}$ - длина оответвенно концевых, учатковых и магитральных проводов, м;

$r_{\text{к}}, r_{\text{у}}, r_{\text{м}}$ - сопротивление 1 м концевых, учатковых и магитральных проводов, Ом.

Полученное значение илы электрического тока равнивает я гарантйным током, причем обязательным являет я уловие:

$$I \geq I_{\text{гар}}, \quad (8)$$

где I - фактическая ила электрического тока в иловой или оветительной ети;

$I_{\text{гар}}$ - гарантйный оветительный ток.

При параллельно-пучковом оединении сопротивление отдельной произвольной (i -й) ветви ети (Ом) находит я по формуле:

$$R_{bi} = r_{\text{д}} + L_{\text{ки}} \cdot r_{\text{ки}} + L_{\text{уи}} \cdot r_{\text{уи}}, \quad (9)$$

где $r_{\text{д}}$ - сопротивление одного электродетонатора,

$L_{\text{ки}}, L_{\text{уи}}$ - длина концевых и учатковых проводов данной ветви, м;

$r_{\text{ки}}, r_{\text{уи}}$ - сопротивление 1 м концевых и учатковых проводов данной ветви, Ом.

Сопротивление в ней электровзрывной цепи (Ом):

$$\Sigma R_{cemu} = L_M r_M + L_C r_C + \frac{1}{\frac{1}{R_{B1}} + \frac{1}{R_{B2}} + \dots + \frac{1}{R_{Bn}}}, \quad (10)$$

где L_M, L_C - длина магистральных и соединительных проводов, м;

r_M, r_C - сопротивление 1 м магистральных и соединительных проводов, Ом;

$R_{B1}, R_{B2}, \dots, R_{Bn}$ - сопротивление отдельных ветвей, Ом.

При одинаковом сопротивлении ветвей:

$$\Sigma R_{cemu} = L_M r_M + L_C r_C + \frac{R_B}{n}, \quad (11)$$

где n - число параллельных ветвей.

Сила тока (A) в магистральной

$$I = \frac{U}{R}, \quad (12)$$

где U - напряжение в цепи, В;

R - сопротивление магистрального провода, Ом.

Сила тока, протекающего через отдельную ветвь (электродетонатор):

$$I_B = \frac{I_M}{n}, \quad (13)$$

где n - число ветвей

Сила тока в магистральной цепи должна быть при « n » параллельно соединенных электродетонаторах в « n » раз больше, чем требуемая его гарантийная величина для отдельного детонатора.

При применении более сложных соединений электровзрывных цепей рекомендуется и пользоваться специальной литературой [3].

3. Задание на самостоятельную работу

3.1. Спроектировать полевательную схему соединения электродетонаторов в электровзрывной цепи. Проверить элементы расчета электровзрывной цепи при полевательной схеме соединения.

3.2. Спроектировать параллельно-пучковое соединение электродетонаторов в электровзрывной цепи. Проверить элементы расчета электровзрывной цепи при параллельно-пучковом соединении электродетонаторов в электровзрывной цепи.

3.3. Спроектировать параллельно-тупенчатое соединение электродетонаторов в электровзрывной цепи. Проверить элементы расчета электровзрывной цепи при параллельно-тупенчатом соединении электродетонаторов.

3.4. Спроектировать полевательно-параллельную схему соединения электродетонаторов в электровзрывной цепи. Проверить элементы расчета электровзрывной цепи.

3.5. Спроектировать параллельно-полевательную схему соединения электродетонаторов в электровзрывной цепи. Проверить элементы расчета электровзрывной цепи.

4. Вопросы для самоконтроля

4.1. Как соединяют электродетонаторы (ЭД) в полевательную схему?

- 4.2. Как соединяют ЭД в электровзрывную параллельно-пучковую схему?
- 4.3. Как соединяют ЭД в электровзрывную параллельно-тупенчатую схему?
- 4.4. Как соединяют ЭД в электровзрывную поледовательно-параллельную схему?
- 4.5. Как соединяют ЭД в электровзрывную параллельно-поледовательную схему?

Лабораторная работа № 4

Тема: «Разработка и составление проекта на массовый взрыв скважинных зарядов высоких уступов»

План

1. Расчет удельного расхода взрывчатых веществ.
2. Расчет параметров буровзрывных работ.
2. Самостоятельная разработка проекта на массовый взрыв.
3. Вопросы для самопроверки.

Работы [1, 2, 3, 5] по подготовке и производству массовых взрывов организуются в три стадии: 1) составление проекта на массовый взрыв; 2) подготовительные работы к массовому взрыву, бурение скважин и проведение вспомогательных работ – уборка оборудования за пределы опасной зоны, 3) производство массового взрыва: зарядание скважин, их забойка, монтаж взрывной сети, охрана опасной зоны, массовый взрыв, контроль места взрыва и ликвидация обнаруженных отказов.

При составлении проекта массового взрыва в техническом отделе или во взрывном цехе открытых работ на плане предварительной геолого-маркшейдерской съемки взрываемого блока намечают расположение скважин.

1. Расчет удельного расхода взрывчатых веществ

Удельный расход ВВ (кг/м³) рассчитывается по формуле:

$$q = \frac{100 \cdot K_B \cdot K_{BB} \cdot \sqrt[3]{\sigma_{сжс}} \cdot (z-1)}{d_e \cdot (705 - 958 d_c - 1,5\beta + 0,6h)}, \quad (14)$$

где K_B - коэффициент на обводненность;

K_{BB} - коэффициент, учитывающий тип взрывчатого вещества;

$\sigma_{сжс}$ - предел прочности пород на сжатие, МПа;

z - степень дробления горных пород взрывом;

$d_{\hat{a}}$ - средний диаметр естественной отдельности в горном массиве, м;

$d_{\hat{n}}$ - диаметр скважинного заряда ВВ, м;

β - угол наклона скважин, градус;

h - высота уступа, м.

2. Расчет параметров буровзрывных работ

Наименьшее сопротивление (м) по подошве уступа:

$$W = \sqrt{\frac{\kappa_1 \cdot P}{m \cdot \kappa p}}, \quad (15)$$

где \hat{e}_1 - коэффициент, зависящий от трудности взрывания пород;

p - вместимость ВВ одного метра кважины, кг/м;

m - коэффициент сближения кважин;

\hat{e}_δ - коэффициент разрыхления горных пород.

Вместимость одного метра кважины по ВВ:

$$\partial = 7,85 \cdot 3 d_c^2 \cdot \Delta, \quad (16)$$

где Δ - плотность взрывчатого вещества, кг/дм³;

d_c - диаметр кважины, м.

Определение глубины кважины:

$$L_{скв.} = \frac{h}{\sin \beta} + \Pi_c, \quad (17)$$

где Π_c - перебур кважины, м,

$$\Pi_c = 3 d_c \cdot d_l, \quad (18)$$

Расстояние между кважинами в ряду:

$$a = m \cdot W, \quad (19)$$

Расстояние между рядами кважин:

$$b = \frac{a}{m}, \quad (20)$$

Количество ВВ (кг) в кважине:

$$Q_{скв.} = L_{зар.} \cdot P, \quad (21)$$

где $L_{зар.}$ - длина заряда в кважине, м

$$L_{зар.} = \frac{2}{3} L_{скв.} \quad (22)$$

Количество кважин в ряду (кв./ряд):

$$n_c = \frac{L_\delta}{a}, \quad (23)$$

где L_δ - длина блока, подготавливаемого к массовому взрыву, м.

Количество рядов кважин:

$$n_p = \frac{B_\delta}{b}, \quad (24)$$

где B_δ - ширина блока, м.

Расчет ширины развала:

$$B_o = \left[1 + \sin(0,5\pi + \beta) \right] \cdot n \cdot k \cdot \sqrt{q}, \quad (25)$$

где k - коэффициент, учитывающий взрываемость горных пород;

B_o - дальность перемещения горной массы при порядной схеме взрывания, м.

Ширина развала:

$$B_p = B_{\delta} + B_o, \quad (26)$$

где B_{δ} - дальность перемещения горной массы при поперечной схеме взрыва.

Расчет высоты развала (рис. 1):

$$h_1 = \frac{2,6 \cdot B_{\delta}}{\left(\frac{B_{\delta}}{h+1} \right) \left(\frac{0,8 B_o}{h+1} \right)}, \quad (27)$$

где B_{δ} - ширина блока, м;

h - высота уступа, м;

B_o - дальность перемещения горной массы, м.

$$h_2 = h \cdot k_p \left[1 - \left(1 + k_p \cdot \frac{B_{\delta} \cdot h}{B_o} \right) \right]^{-2}, \quad (28)$$

где k_{δ} - коэффициент разрыхления породы в развале,

$k_p \approx 1,2$.

3. Расчет безопасных расстояний при проведении массового взрыва кважинных зарядов

По разлету кусков горной массы:

$$R_{разл.} = 1250 \cdot \eta_3 \cdot \sqrt{\frac{f \cdot d_c}{(1 + \eta_{заб}) \cdot a}}, \quad (29)$$

где η_3 - коэффициент, учитывающий заполнение кважины взрывчатым веществом,

$$\eta_3 = \frac{l_{зар.}}{l_{скв.}}, \quad (30)$$

где: $l_{зар.}$ - длина зарядов в кважине, м.

f - коэффициент крепости породы по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова;

d_c - диаметр взрывааемых кважин, м.

$$10 \cdot f = \sigma_{сж}$$

$$10 \cdot f = (\sigma_{нæ} - \text{тáä. } \text{ïðîí.ïðî} \quad \text{ä} \text{ à} \text{ äííñ.ñæ} \quad \text{ò.}), \text{МПа} \quad (31)$$

$$h_{çää.} = \frac{l_{çää.}}{l_{ñéä.}}, \quad (32)$$

где $l_{çää.}$ - длина забойки в кважине, м,

$$l_{çää.} = \frac{1}{3} l_{ñéä.}$$

a - расстояние между рядами, м.

Определение безопасного расстояния по действию ударной волны при взрывах:

$$R_B = 65 \cdot k_T \cdot \sqrt{Q_{эк.}}, \quad (33)$$

где k_T - коэффициент, зависящий от трещиноватости взрывааемых пород.

Таблица 1 – Значение коэффициента k_T

Категория пород по трещиноватости	I	II	III	IV	V
k_T	0,5	0,5	1,0	1,6	1,6

$Q_{\text{эк.}}$ - эквивалентная масса кважинных зарядов, кг

$$Q_{\text{эк.}} = 12P \cdot d_3 \cdot k_3^2 \cdot m + \sum L_{\text{дшт}} \cdot 0,0012, \quad (34)$$

где P - вместимость 1 м кважины, кг;

d_3 - диаметр заряда, м.

k_3 - коэффициент, учитывающий влияние забойки.

Таблица 2 – Значения коэффициента k_3

Наименование забойки	Длина забойки, м				
	2	3	4	5	6 и более
Грунтовая забойка	0,35	0,08	0,05	0,04	0,03
Без забойки	0,50	0,16	0,12	0,06	0,04

m - число одновременно взрываемых кважин.

$\sum L_{\text{дшт}}$ - суммарная длина всей внешней сети ДТ в пересчете на одну нитку (при дублировании) для группы одновременно взрываемых зарядов, м.

В зимнее время расчетное безопасное расстояние по действию УВВ увеличивается в 1,5 раза.

В направлении распространения детонации по блоку безопасное расстояние увеличивается в 2 раза.

3. Определение безопасных расстояний по сейсмическим колебаниям грунта

Расстояния, на которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда ВВ, становятся безопасными для зданий и сооружений, определяют (м):

$$r_c = K_2 \cdot K_c \cdot \alpha \sqrt[3]{Q_c}, \quad (35)$$

где K_2 - коэффициент, учитывающий жесткость грунта в основании охраняемого здания (сооружения);

K_c - коэффициент, учитывающий тип здания (сооружения) и характер застройки;

α - коэффициент, зависящий от угла взрыва;

Q_c - масса сосредоточенного заряда ВВ, кг.

Таблица 3 – Значения коэффициента K_2

Скальные горные породы плотные, ненарушенные	5
Скальные горные породы, нарушенные, неглубокий слой мягких грунтов на скальном основании	8
Необводненные песчаные и глинистые грунты	

глубиной более 10 м	12
Почвенные обводненные грунты и грунты с высоким уровнем грунтовых вод	15
Водонасыщенные грунты	20

Примечание: В тех случаях, когда характеристика грунта не в полной мере отвечает приведенной выше или известно ориентировочно, следует принимать для расчета ближайшее большее значение K_c .

Таблица 4 – Значения коэффициента K_c

Одиночные здания и сооружения производственного назначения железобетонным или металлическим каркасом	1
Одиночные здания высотой не более двух-трех этажей кирпичными и подобными стенами	1,5
Небольшие жилые постройки	2

Примечание – При взрывании на расстоянии менее 100 м от зданий или сооружений сейсмическое действие взрыва имеет локальный характер, и поэтому определение по формуле (22) предельно допустимая масса заряда получает значения заниженной. Допускается при необходимости увеличения этой массы.

Таблица 5 – Значения коэффициента α

Комуфлетный взрыв и взрыв нарыхление	1
Взрыв на выброс	0,8
Взрыв полуглубленного заряда	0,5

Примечание

1. При размещении заряда в воде или водонасыщенных грунтах значение коэффициента следует увеличивать в 1,5 ÷ 2,0 раза.

2. При взрыве наружных зарядов на поверхности земли сейсмическое действие не учитывается.

При одновременном взрывании группы из «N» зарядов ВВ общей массой «Q» в тех случаях, когда расстояния от охраняемого объекта до ближайшего заряда и до наиболее удаленного заряда различаются не более чем на 20%, безопасное расстояние (м) рассчитывается:

$$r_c = \sqrt[6]{N} \cdot K_r \cdot K_c \cdot \alpha \sqrt[3]{Q}, \quad (36)$$

При большем различии в расстояниях охраняемый объект будет находиться вне сейсмической опасной зоны, если будет соблюдаться условие

$$\left(K_c \cdot K_c \cdot \alpha \right)^3 \frac{\sum_{i=1}^N q_i}{r_t} \leq 1, \quad (37)$$

где N – число зарядов взрывчатых веществ, шт;

q_i – масса отдельного заряда ВВ, кг;

r_t – расстояния от отдельного заряда ВВ до охраняемого объекта, м.

При неодновременном взрывании «N» зарядов ВВ общей массой «Q» во времени задержки между взрывами каждого заряда не менее 20 м безопасное расстояние (м) определяется:

$$r_c = \frac{K_z \cdot K_c \cdot \alpha}{\left(N^{1/4}\right)} \cdot Q^{1/3}. \quad (38)$$

В тех случаях, когда расстояние « r_i » от крайних зарядов массой « q_i » до охраняемого объекта различается более чем на 20%, последний будет находиться вне сейсмической опасной зоны, если будет облюдаться условие:

$$r_c = \left(\frac{K_z \cdot K_c \cdot \alpha}{N^{1/4}} \right)^3 \frac{\sum_{i=1}^N q_i}{r_i^3} \leq 1. \quad (39)$$

При определении « N » не учитываются заряды, для которых величина q_i / r_i^3 в 3 раза меньше максимальной из сейсмической взрываемой группы.

При взрывании групп зарядов замедлениями между ними в отдельной группе менее 20 м каждую группу следует разматывать как отдельный заряд общей массой ВВ для группы « r_i » определять по формулам (39), (38), где N – число групп.

Приведенные методы определения безопасных расстояний относятся к зданиям, находящимся в удовлетворительном техническом состоянии.

При наличии повреждений в зданиях (трещины в стенах и т.п.) безопасные расстояния, определенные по формулам (35)–(38), должны быть увеличены. Это увеличение осуществляется по заключениям специализированных организаций. При отсутствии таких заключений безопасные расстояния должны быть увеличены не менее чем в 2 раза.

Указанные методы определения безопасных расстояний неприменимы для зданий и сооружений уникального характера (здания атомных электростанций, башни, высотные здания, монументальные общественные здания и т.п.). Для таких объектов вопросы сейсмической безопасности должны решаться с привлечением специализированных организаций.

Задание: Выполнить расчет удельного расхода ВВ, параметров буровзрывных работ и безопасные расстояния. Исходные данные в таблице 6.

4. Вопросы для самопроверки

1. От каких параметров зависит удельный расход взрывчатых веществ?
2. Какие расстояния учитываются параметры буровзрывных работ?
3. От каких параметров зависит линия наименьшего сопротивления?
4. Как рассчитывается вместимость одного метра кважин?
5. Определение глубины кважин?
6. Как рассчитываются расстояния между кважинами в ряду?
7. Определение радиуса разлета кусков горной породы.
8. Определение безопасного расстояния по действию ударной воздушной волны.
9. Определение безопасных расстояний по сейсмическим колебаниям грунта.

Лабораторная работа № 5

Тема: «*Разработка и составление проекта на проведение траншей буровзрывным способом*»

План

1. Расчет параметров шпуровых или кважинных зарядов рыхления при проходке траншей.
2. Примеры расчета.

3. Самостоятельные решения задач по теме лабораторной работы.

4. Вопросы для самопроверки.

1. Расчет параметров шпуровых или кважинных зарядов рыхления при проходке траншей

При проходке [3, 4, 5] траншей (рис. 9) в горных породах при глубине до 1,2 м рекомендация шпуровой метод, диаметр которых 42 мм. При глубине до 2,0 м диаметр шпуров до 60 мм. При глубине траншеи более 2,0 м во всех случаях должен применяться метод кважинных зарядов диаметром более 60 мм.

Формулы для определения расчетных параметров буровзрывных работ при проходке траншей имеют одинаковую структуру и могут использоваться для расчета как шпуровых, так и кважинных зарядов.

Расстояние (м) между шпуровыми или кважинными зарядами в ряду:

$$a = m \sqrt{\frac{\rho'}{q}}, \text{ м} \quad (40)$$

где ρ' - объемный вес шпура или кважины, кг/м³;

q - удельный расход ВВ, кг/м³;

m - коэффициент сближения зарядов в ряду, в крепких породах $m = 0,8$, в средней крепости $m = 0,9$.

Расстояние между рядами шпуров или кважин:

$b = 0,8 a$ в крепких породах;

$b = 0,9 a$ в породах средней крепости.

Общая масса заряда ВВ при взрывании участка траншеи длиной l_0 :

$$Q_T = q \cdot \frac{B_T + b_T}{2} \cdot H_T \cdot l_T, \quad (41)$$

где B_T, b_T - ширина траншеи по верху и дну, м;

H_T, l_T - глубина и длина траншеи, м.

Длина забойки (м) принимается равной:

$$l_{заб.} = 20 \cdot d_{зар.}, \quad (42)$$

где $d_{зар.}$ - диаметр заряда, м.

Масса шпурового или кважинного заряда ВВ по объему определяется по формуле:

$$Q_{\text{об.}} = \rho' \cdot l_{\text{зад.}}, \text{ кг} \quad (43)$$

где ρ' - объемный вес 1 м шпура или кважины, кг/м³;

$l_{\text{зад.}}$ - длина заряда, м.

Длина заряда находится:

$$l_{\text{зад.}} = l_{\text{ш}}(\tilde{n}) - l_{\text{зад.}}, \text{ м}, \quad (44)$$

где $l_{\text{ш}}(\tilde{n})$ - глубина шпуров или кважин, м.

Глубина шпуров (м) или кважин задается:

$$l_{\text{ш}}(\tilde{n}) = H_T + l_n, \quad (45)$$

где H_T - глубина траншеи, м;

l_n - величина перебура, м,

- в скальных и вечномёрзлых грунтах $l_n = 15 \cdot d_{зар.}$;

- в крепких породах $l_n = 12 \cdot d_{зар.}$;

- для пород средней крепости $l_n = 8 \cdot d_{зар.}$.

Вместимость 1 м шпура (кг/м) или скважины может быть определена:

$$\rho' = 0.785 \cdot d^2 \cdot \Delta, \quad (46)$$

где Δ - плотность заряжения, кг/м³.

Число взрывааемых шпуровых или скважинных зарядов ВВ (шп. (скв.)):

$$N_{ш(с)} = \frac{Q_T}{Q_{ш(с)}}. \quad (47)$$

2. Примеры расчёта

Пример 1. При проходке траншеи длиной $l_T = 160$ м, глубиной $H_T = 2$ м, шириной по верху $B_T = 3$ м, $= 2,3$ м. в породах средней крепости. Используются шпуровые заряды диаметром 42 мм, плотностью заряжения $\Delta = 0,9$ кг/дм³. Удельный расход $q = 1,5$ кг/м³. Вместимость $\rho' = 1,24$ кг/м. Определить: a , b , N , $V_{гр.}$, $Q_{шт.}$ и расход СВ.

Решение:

1. Расстояние между шпурами в ряду:

$$a = m \sqrt{\frac{\rho'}{q}} = 0,9 \sqrt{\frac{1,24}{1,5}} = 0,81 \text{ (м)}, \text{ принимаем } 0,8 \text{ м.}$$

2. Расстояние между рядами шпуров:

$$b = 0,9 \cdot a = 0,9 \cdot 0,8 = 0,72 \text{ (м)}, \text{ принимаем } 0,7 \text{ м.}$$

3. Общая масса заряда ВВ (кг) при взрывании участка траншеи длиной 160 м, глубиной 2 м:

$$Q_T = q \cdot \frac{B_T + b_T}{2} \cdot H_T \cdot l_T = 1,5 \cdot \frac{3 + 2,3}{2} \cdot 2 \cdot 160 = 1272$$

Длина забойки принимаетя из расчёта:

$$l_{заб.} = 20 \cdot d_{зар.} = 20 \cdot 42 = 840 \text{ мм} = 0,84 \text{ м.}$$

Масса шпурового заряда определяетя по формуле:

$$Q_{шт.(скв.)} = \rho' \cdot l_{зар.} = \rho' (H_T + q_n \cdot l_{заб.}) =$$

$$= 1,24 \cdot (2 + 8 \cdot 0,042 \text{ м} - 0,84) = 1,86 \text{ (кг)}.$$

Принимаетя 2 кг/шпур.

Число взрывааемых шпуровых зарядов ВВ:

$$N_{ш} = \frac{Q_T}{Q_{ш}} = 1272 / 2,00 = 636.$$

Принимаетя 636 шпуров.

Взрывание электрическое, электродетонаторами ЭД-8-Э в количестве 636 штук; электропроводами марки ПР (медные, $S = 0,8$ мм²).

Количество электропроводов для монтажа взрывной сети:

$$\sum l_{i\delta} = 3 \cdot 160 + 100 = 580 \text{ (м)}$$

Сопротивление электропроводов:

$$\sum l_{i\delta} = 0,580 \text{ км} \cdot 25 \text{ ом/км} = 1405 \text{ (ом)}$$

Для взрывных работ на дневной поверхности применяют взрывные машинки КПМ-3 (600 ом) и ВМК-500 (2100 ом), рассчитанные на 2000 безотказных взрываний.

Пример 2. Для проходки траншеи в крепких горных породах и пользуется метод кважинных зарядов диаметром $d_{скв}=110$ мм. Параметры траншеи: ширина по верху $B_T = 7,6$ м; по низу $b_T = 3$ м; глубина $H_T = 4$ м; длине её 200 м. Плотность заряжения $\Delta = 1$ кг/дм³; $q = 1,05$ кг/м³ – удельный расход ВВ, коэффициент приближения зарядов ВВ $m = 1,1$. Взрывание зарядов производит детонирующим шнуром.

Определить объем взрывааемых горных пород, расстояние между кважинами в ряду и между рядами, массу и длину кважинных зарядов и общий расход ВВ.

Решение. 1. Определяет объем взрывааемых горных пород:

$$V_T = \frac{B_T + b_T}{2} \cdot H_T \cdot l_T = \frac{4,6 + 3,0}{2} \cdot 4 \cdot 200 = 3040 \text{ (м}^3\text{)}$$

2. Общий расход ВВ на взрывааемый участок примем:

$$\sum \hat{I}_{AA} = q \cdot V_{\delta} = 1,05 \cdot 3040 = 3192 \text{ (кг)}$$

3. Вместимость 1 м кважин:

$$p' = \frac{\pi \cdot d_{скв}^2}{4} \cdot l_m \cdot \Delta = \frac{3,14 \cdot 0,11^2}{4} \cdot 1 \text{ м} \cdot 1000 \text{ кг/м}^3 =$$

$$= 9,5 \text{ кг/м}$$

4. Расстояние между кважинными зарядами в ряду:

$$a = m \sqrt{\frac{p'}{q}} = 1,1 \sqrt{\frac{9,5}{1,05}} = 3,3 \text{ м}$$

5. Расстояние между рядами:

$$e = m \cdot a = 1,1 \cdot 3,3 = 3,64 \text{ (м)}. \text{ Принимаем } 3,6 \text{ м}$$

6. Количество рядов в траншее:

$$n_p = \frac{B_T}{e} = \frac{7,6}{3,6} = 2,11 \text{ (ряда)}. \text{ Принимаем } 2 \text{ ряда}$$

7. Количество кважин в ряду:

$$N_p = \frac{l_T}{a} = \frac{200}{3,3} = 61 \text{ (кв.)}$$

8. Общее число кважин:

$$\sum N_{\hat{n}\hat{e}\hat{a}} = 2 \times 61 = 122 \text{ (кв.)}$$

9. Длина заряда в кважине:

$$l_{\hat{\zeta}\hat{\alpha}\hat{\delta}} = \frac{2}{3} \cdot \hat{I}_{\delta} = \frac{2}{3} \cdot 4 = 2,6 \text{ (м)}$$

10. Количество ВВ в одной кважине:

$$Q_{скв} = 2,6 \cdot p' = 2,6 \cdot 9,5 = 24,7 \text{ (кг)}$$

11. Уточненный общий расход ВВ на взрывааемый участок:

$$\sum Q_{\hat{\delta}\hat{\alpha}\hat{\zeta}} = Q_{\hat{n}\hat{e}\hat{a}} \cdot \sum N_{\hat{n}\hat{e}\hat{a}} = 24,7 \cdot 122 \approx 3014 \text{ (кг/уч.)}$$

12. Ра́ход ДШ:

$$\Sigma L_{дш} = n_p \times l_T + \Sigma N_{скв.} \cdot l_K = 2 \cdot 200 + 122 \cdot 2 = 400 + 244 = 644 \text{ (м)}$$

где n_p - количество рядов, 2;

l_K - длина концевого ДШ, 2; м;

$\Sigma N_{скв.}$ - общее количество скважин на участке траншеи;

l_T - длина взрываемого участка траншеи.

ПРАКТИЧЕСКИЕ ЗАНЯТИЯ

Практическое занятие № 1. Расчет параметров оредоточенных зарядов выбро́а

Общие положения

Заряды выбро́а (взрывы на выбро́) и пользуютя при троительтве гидро-технических и гидромелиоративных объектов: каналов, траншей, котлованов; при троительтве выемок под земляное полотно автомобильных и железных дорог; въездных траншей на карьерах.

Взрывы на выбро́ в зави́имости от кон́струкции заряда ВВ принято подразделять на ледующие виды:

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

- взрывание кважинных зарядов, в т.ч. котловых;

- взрывание удлиненных зарядов ВВ (линейно-протяженные штольневые или траншейные заряды), которые подразделяютя на:

а) траншейные заряды, применяемые для троительтва каналов и котлованов в грунтах 1-IV категории по СНиП;

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

в) штольневые заряды, применяемые для троительтва каналов и котлованов в полукальных и кальных грунтах.

При расчете оредоточенных зарядов выбро́а принимаетя, что форма воронки выбро́а (выбро́а и разрушения) кону́ообразная. На практике такое допущение не приводит к грубым ошибкам в расчетах.

Объем такой воронки (объем кону́а) определяетя по формуле

$$V = \frac{1}{3} \pi \times r^2 \times W, \text{ м}^3 \quad (5.1)$$

где r - радиу́ воронки выбро́а, м;

W - ЛНС, глубина заложения заряда ВВ, м

При значении угла ра́твора при вершине $2\alpha = 90^\circ$ воронка выбро́а называетя нормальной и в этом лучае

$$r = W,$$

откуда, принимая, что $\pi \approx 3$,

$$V = W^3. \quad (5.2)$$

Отношение r/w называетя показателем дей́твия взрыва

$$n = \frac{r}{W} = \text{tg} \alpha.$$

(5.3)

Зде́ь α - угол полура́твора воронки выбро́а, град.

Значения $n > 1$, $r > W$, $2\alpha > 90^\circ$ определяют параметры воронки у́иленного выбро́а, при $n < 1$, $r < W$, $2\alpha < 90^\circ$ - воронки уменьшенного выбро́а. При $n < 0,75$ показатель дей́твия взрыва теряет физический мы́л, так как в этом лучае видимая воронка не образуетя.

Расчет массы ВВ нормального заряда выброса

Масса заряда ВВ нормального выброса определяется формулой

$$Q = q_n \times W^3, \text{ кг.} \quad \text{кг(5.4)}$$

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_H при одной и той же величине ЛНС:

$$N_q = q_n / q_H \quad (5.5)$$

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

В табл. 5.1 приведена классификация зарядов ВВ по наружному действию взрыва в зависимости от величины коэффициента относительной массы.

Таблица 5.1

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

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 меньшими удельными расходами ВВ, а при $n > 1$ - соответственно большими по сравнению с нормативными удельными расходами.

Для учета влияния показателя действия взрыва в расчетную формулу массы заряда ВВ вводится функция показателя действия взрывами)

$$Q = f(n) \cdot q_H \cdot W^3 \quad (5.6)$$

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 и пользуется формула М.М. Боркова:

$$f(n) = 0,4 + 0,6 \times n^3. \quad (5.7)$$

Откуда

$$Q = (0,4 + 0,6 \times n^3) \times q_H \times W^3. \quad (5.8)$$

На практике часто при взрывании на выборо значение показателя действия взрыва n принимают в пределах 1,5-3,0. В табл. 5.2 приведены значения функции показателя действия взрыва при $n = 1 \div 3$.

Таблица 5.2

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

Величины расчетных удельных расходов ВВ (q_H) для взрывания на выборо приведены в табл. 5.3.

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

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

$$Q = (0,4 + 0,6 \times n^3) \times q_H \times W^3 \text{ кг}. \quad (5.9)$$

Введение такого поправочного коэффициента обусловлено необходимостью придать мере выбираемого грунта короть, достаточную для его выборо а за пределы контура воронки взрыва.

Таблица 5.3

Величина расчетного удельного расхода взрывчатого вещества (для аммонита БЖВ)

Наименование породы	Группа (категория) грунтов и пород по СНиП	Коэффициент крепости / 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, $q_{н}$
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-паклищник	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, брекчия на известковом и глинистом цементе	IV-VI	2,3-3,0	2200	0,35-0,45	1,1-1,4
Песчаник на глинистом цементе, фланец глинистый, людитый, ерицитовый мергель	VI-VII	3-6	2200	0,4-0,5	1,2-1,6
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, 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 табл.5.3 значения q и $q_{н}$ следует умножить на переводной коэффициент работы по объёму применяемого ВВ.

Значения поправки на глубину расположения зарядов приведены в табл.

5.4.

Таблица 5.4

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

Расчет основных параметров воронки выброса. Основные параметры воронки выброса приведены на рис. 5.1.

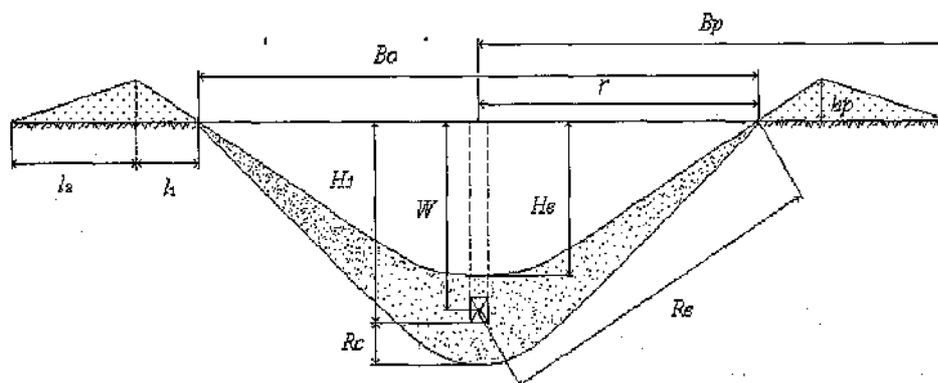


Рис. 5.1. Параметры воронки выброса:

H_g - видимая глубина воронки выброса; R_c - величина жатия 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

$$r = n \cdot W. \quad (5.10)$$

Ширина выемки поверху

$$B_0 = 2nW. \quad (5.11)$$

Радиус действия взрыва

$$R_g = W\sqrt{1 + n^2} \quad (5.12)$$

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

Для некальных пород и грунтовых массивов

$$H_g = \alpha \cdot W \cdot (2n - 1), \text{ м}, \quad (5.13)$$

где α - эмпирический коэффициент, учитывающий условия производства взрывов на выбросе:

- для некальных пород $\alpha = 0,33$;
- для водонасыщенных грунтов - глины, углинки, $\alpha = 0,45$.

Для скальных пород:

при $n < 2$

$$H_g = 0,33 \cdot W \cdot (2n - 1), \quad (5.14)$$

при $n > 2$

$$H_g = W (0,135n + 0,8). \quad (5.15)$$

Таблица 5.5

Ориентировочные значения показателя простреливаемости $H_{пр}$ (по данным ЦПЭССЛ ФГУП "Союзвзрывром")

ГОРНАЯ ПОРОДА	Группа грунтов и пород по СНиП	Пределы показателя • про• треливаемо• ти $H_{пр}$, дм ³ /кг
Глина пла• тичная моренная	II	900-1400
Глина черная	III	400-600
Глина моренная	III	220-530
Глина желто-бурая жирная	III	220-270
Глина темно-кра• ная жирная	III	170-250
Мергель мягкий трещиноватый	IV	100-170
Мергель мягкий ильно трещиноватый	IV	180-280
Глина ломовая темно-иная	IV	100-150
Суглинок тяжелый, глина пе• чани• тая	IV	70-190
Мел мягкий, изве• тняк-ракушечник	V	35-65
Мергель иредней крепо• ти, доломит, мергелитый, изве• тняк мягкий ильно трещиноватый	V-VI	«20, (большой разбро• значений)
Гип• плотный, мелкозерни• тый, иланцы глини• тые крепкие, гранит ильно трещиноватый, фо• фориты иредней крепо• ти, иилициды, изве• тняки иредней трещиновато• ти	VI-VIII	3-15 .
Гранит иредней трещиновато• ти^ кварциты плотные желези• тые, кварциты плотные е• рые, апатито-нефел \вая руда, изве• тняк плотный, змеевики -а включением а• бе• та, пе• чаник, доломит	VII-IX	2-10
Роговики, икарны, мрамор, кремьн пла• товый, изве• тняки крепкие, гранит крупнозерни• тый и иреднезерни• тый, фо• фориты крепкие, доломит крепкий	VII-XI	0,2-5

Фактиче• кая глубина воронки выбро• а, без учета обратно упавшего грунта, определяет• я выражением

$$H_{\phi} = W + R_c, \quad (5.16)$$

зде• я R_c - радиу• иферы ижатия (камуфлетной поло• ти), определяемый выражением

$$R_c = 0,062 \sqrt{H_{пр}} \times Q,$$

где $H_{пр}$ - показатель про• треливаемо• ти пород, принимаемых по данным

табл. 5.5, дм³/кг;

Q - ма• а о• редоточенного заряда выбро• а, кг.

Мак• имальная ширина развала породы от о• и воронки до конца развала

$$B_p = 5 \times n \times W, \text{ м} \quad (5.18)$$

Средняя вы• ота навала взорванной породы оценивает• я по формуле

$$h_{cp} = 0,5 H_B, \text{ м.}$$

Крутизна навала по бортам выемки определяет• я для внутреннего отко• а как 1:1,3, для обратного отко• а навала приблизительно 1:4÷1:5 и определяет• я по

величине B_p .

При проектировании протяженных выемок заряды выброса полагаются по отношению к выработке. Расстояние между зарядами выброса a в ряду определяется по формуле

$$\alpha = 0,55W(n + 1), \text{м}, \quad (5.19)$$

что соответствует значениям, приведенным в табл. 5.6.

Таблица 5.6

n	2,0	2,5	3,0
α	$1,6W$	$2,0W$	$2,2W$

Число зарядов выброса (шурфов) по длине выемки $l_{выр}$ при их однорядном расположении определяем по формуле

$$N_{зар} = l_{выр} / \alpha \quad (5.20)$$

Расчет необратимого объема зарядной камеры для одредоточенного заряда выброса

Обычно одредоточенные заряды выброса полагаются 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 вету 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 опрять шурфами.

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

$$h_k = \sqrt[3]{V_K}, \quad (5.21)$$

где V_K - требуемый объем зарядной камеры, м^3 .

Глубина шурфов определяется по формуле

$$l_{ш} = h_k / 2, \text{ м}. \quad (5.22)$$

Требуемый объем зарядной камеры вчерне рассчитывается по формуле

$$V_K = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot Q / \Delta, \quad (5.23)$$

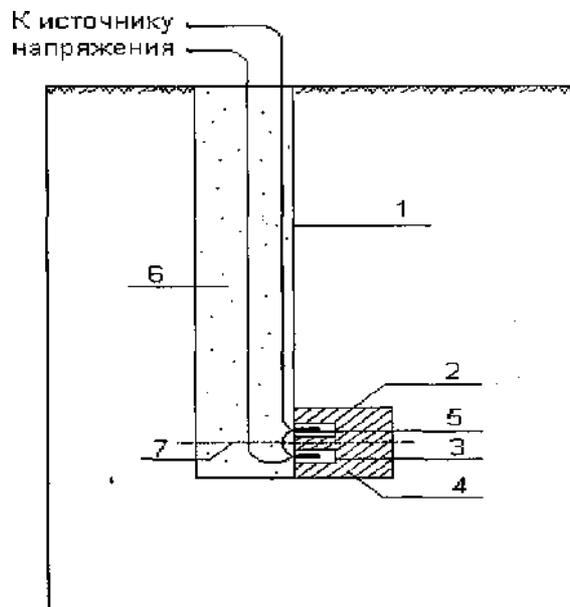
где k_1 - поправочный коэффициент на крепление камеры, равный отношению сечения камеры вчерне к сечению камеры в вету. Для камер, проходимых без крепления, $k_1 = 1$; при использовании сплошного крепления - $k_1 = 1,45$;

k_2 - поправочный коэффициент на тару ВВ, изменяющийся от 1,1-1,4. Для ВВ, заряжаемых рывью, $k_2 = 1$; 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 оредоточенного заряда выброта, т;
 Δ - плотность заряжания. Для уловий заряжания ВВ робытью (граммониты, гранулиты, аммониты) принимаетя $\Delta = 0,8 \div 0,85$ т/м.

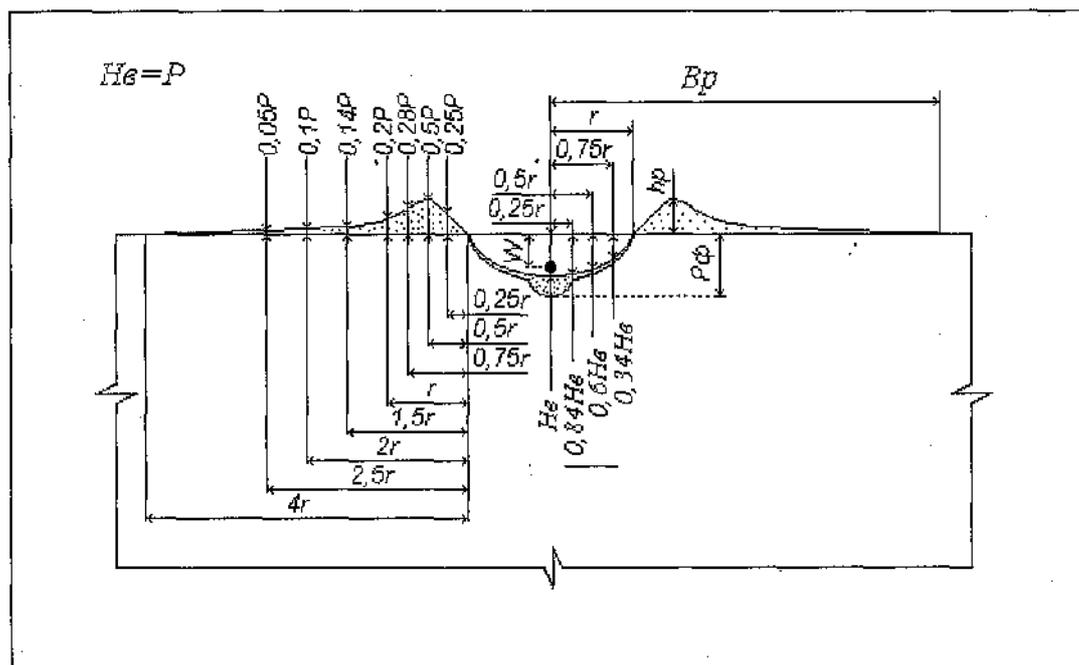
На ри. 5.2 приведена схема расположения оредоточенного заряда в камере, пройденной из шурфа.



Ри. 5.2. Схема расположения оредоточенного 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 ри. 5.3 приведена схема построения профиля воронки выброта при взрывании в углинках.



Ри. 5.3. Параметры воронки выброта (по троеение профиля воронки выброта)

Пример 1. Взрывом n σ редоточенных шурфовых зарядов на выборок требуется образовать выемку длиной 50 м и шириной попереху 16 м. Необходимо определить маикую σ редоточенного заряда ВВ, параметры воронки выборока, раикотояние между зарядами выборока и их общее количество, общий раиход ВВ. Глубина заложения шурфового заряда $W = 4$ м в пещаниках VII категории по СНиП.

По табл. 5.2 определяем удельный раиход нормального выборока для пещаника VII категории по СНиП:

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

принимаем $q_H = 1,5 \text{ кг/м}^3$.

Определяем показатель действия взрыва

$$n = 8 : 4 = 2$$

Маика заряда u иленного выборока для $n = 2$

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

$$\text{Радиус воронки } u \text{ иленного выборока } r_e = n \cdot W = 2 \cdot 4 = 8 \text{ м.}$$

Видимая глубина воронки при u иленном выбороке

$$n = 2$$

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

Раикчитываем радиус r феры r жатия грунта $R_c =$

$$0,062 \sqrt[3]{\Pi_{\text{ПР}} \cdot Q}.$$

Для пещаника (см. табл.5.5) $\Pi_{\text{ПР}} = 7 \div 10 \text{ дм}^3/\text{кг}$, в расчете принимаем $\Pi_{\text{ПР}} = 8 \text{ дм}^3/\text{кг}$.

Откуда

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

Фактическая глубина воронки выборока

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

Ширина развала взорванной породы

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

Раикчетная r редняя выикота навала взорванной породы

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

Определяем раикотояние между зарядами выборока:

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

Определяем чиикло шурфов (зарядов выборока) по длине выемки:

$$50$$

$$N_{\text{зар}} = 50/6,6 = 7,6.$$

$$, \text{ ар } 66$$

Принимаем 8 шурфовых зарядов выборока.

Общий раиход ВВ σ тавит

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

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

$$V_k = 1,1 \times 1,540 : 800 = 0,89 \text{ м}^3$$

Определяем размер тороны зарядной камеры кубической формы:

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

Определяем глубину заложения шурфа:

$$l_{ш} = 4 + h_K/2 = 4,5 \text{ м.}$$

Практическое запытие № 2.

Расчет параметров БВР при скважинной отбойке на карьерах

В соответствии «Техническими правилами ведения взрывных работ на дневной поверхности» под расчетом зарядов ВВ понимается определение их 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 и используют 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 применяют метод скважинных зарядов.

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

Расположение скважин на уступах карьеров характеризуются 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_5 м; длина (глубина) скважины $l_{см}$ м; длина забойки $l_{заб}$, м; длина перебура $l_{пер}$, м; угол откоса уступа α ; угол наклона скважин β (рис. 6.1).

Массивные взрывы зарядов ВВ на земной поверхности проводят в соответствии требованиями и нормами проектирования: «Единых правил безопасности при взрывных работах», «Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных и копаемых открытым способом», «Технических правил ведения взрывных работ на дневной поверхности», «Типовой инструкции по безопасному проведению массивных 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 составляет и утверждает в установленном порядке **Типовой проект производства взрывных работ**, который периодически перематрирует с учетом меняющихся горно-геологических условий разработки и совершенствования технологии ВР.

В типовом проекте приводят: краткая геологическая характеристика по-

род меторождения, классификация пород (руд) по взрываемости, типы буровых танков, виды ВВ, способы взрывания, конструкция зарядов, параметры расположения скважин на участках в зависимости от категории пород, высоты участка 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 сейсмичности безопасных расстояний, безопасных расстояний по разлету кусков взорванной горной массы, по действию УВВ, организация ведения взрывных работ и мероприятия по вопросам безопасности.

Маховый 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 участке маркшейдерской съемкой 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 участка, а также производится предварительный расчет зарядов. После бурения скважин на основе маркшейдерской съемки их расположение определяет 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.

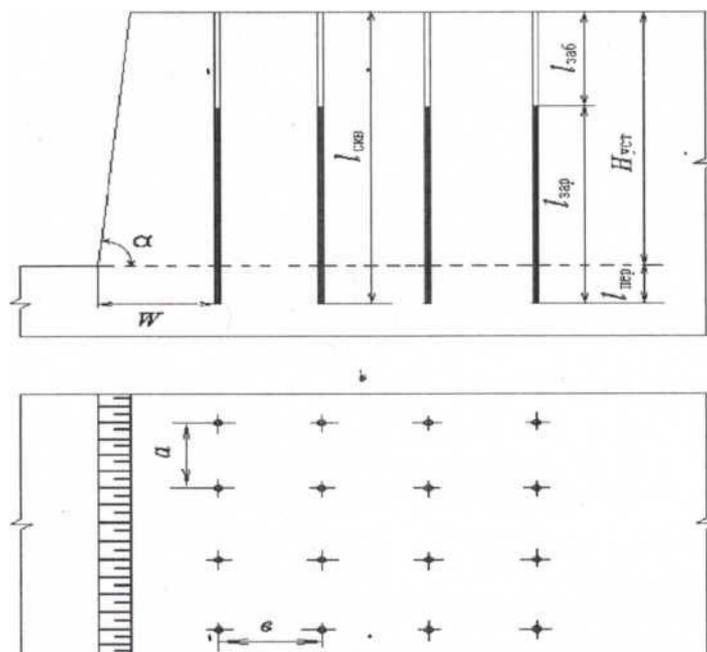


Рис. 6.1. Параметры расположения скважинных зарядов на взрываемом участке

Расчет параметров скважинных зарядов

Выбор диаметра скважинных зарядов ВВ

Диаметр вертикальных скважин, при котором обеспечивается нормальная проработка подошвы уступа при заданных выоте и угле откоса уступа, определяется из равенства безопасного допустимого сопротивления по подошве СПП (W_6) и предельно преодолеваемого значения СПП (W_{np})

$$W_6 = W_{np}. \quad (6.1)$$

Величина безопасного сопротивления по условиям утановки бурового станка на уступе определяется выражением

$$W_6 = Hctg\alpha + 2,5, \text{ м}, \quad (6.2)$$

где α - угол откоса уступа, град.

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

$$W_{np} = 53 \cdot K_T \cdot d_{скв} \cdot \sqrt{\Delta / K_{вв} \cdot p}, \text{ м}. \quad (6.3)$$

С учетом взаимодействия зарядов значение СПП

$$W_{np} = 53 \cdot K_T \cdot d_{кв} \cdot \sqrt{\Delta / K_{вв} \cdot p (1,6 - 0,5 \cdot m)}, \quad (6.4)$$

где K_T - коэффициент, учитывающий трещиноватость взрываемого материала:

- 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);

p - плотность породы, кг/м³;

Δ - плотность заряжения ВВ, кг/м³;

m - коэффициент приближения, $m \leq 1,2$.

Откуда, принимая $m = 1$, получаем

$$d_{скв} = Hctg\alpha + c / 53 K_T \cdot \sqrt{K_{вв} \cdot p / \Delta}, \text{ м}. \quad (6.5)$$

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

$$d_{кв} \approx 1254 \sqrt{\Pi_{зод}}, \quad (6.6)$$

или выоты взрываемого уступа

$$d_{\text{квк}} \approx (0,01 \div 0,02)H, \quad (6.7)$$

где $P_{\text{год}}$ - годовая производительность карьера, млн. м³.

Опыт ведения буровзрывных работ показывает, что на карьерах производительной мощностью по горной массе 2-3 млн. м³ в год и более применяют я танки СБШ-250МН, СБШ-270И диаметром применяемых шарошечных долот 244,5 и 269,9 мм. На карьерах средней мощности $P_{\text{год}}$ от 0,5 до 2,0 млн. м³ применяют я танки типа 2СБ1П-200Н (диаметр долот: 190, 215,9 мм) или танки БТС-150 шарошечными долотами диаметром 160 мм. На карьерах небольшой производительности в относительно лабых породах и пользуют я танки вращательного бурения: СВБ-2, СБР-125, СБР-160, БТС-150, СБР-160Т; в крепких породах - танки ударно-вращательного бурения: СБУ-100, СБУ-125, СБУ-160.

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

В породах I-II категории трещиноватости диаметр заряда может выбирать я возможно большим - 270÷360 мм. При этом необходимо руководствоваться технологическими изображениями: производительностью танка, мощностью карьера, убойчивостью пород у тупа.

В породах III-IV категории трещиноватости целесообразно и пользоваться многорядное взрывание кважин диаметром от 200 до 250 мм.

В и ключительно крупноблочных породах V категории, а также в породах IV категории при взрывании ложно-структурных, неоднородных массивов, при взрывании на узких рабочих площадках ледует применять кважинные заряды уменьшенного диаметра 150÷200 мм.

Зарубежный опыт свидетельствует о вышней эффективностью применения в крупноблочных массивах кважин диаметром от 90 до 125 мм. Для бурения таких кважин применяют я танки выносными гидроударниками и погружными пневмоударниками, которые выпускают я фирмами «Атла - Копко», «Тамрок», «Гарднер-Денвер» и др.

Выбор типа ВВ

Выбор и обновление рационального ассортимента промышленных ВВ, как заводского изготовления, так и изготавливаемых на местах, является ложней технико-экономической задачей, и ходные данные в которой изменяют я по мере развития горных работ на предприятии, овершенствования ассортимента ВВ, а также изменения стоимости ВМ, условий их транспортировки, складирования и т.п.

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

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

При зарядании кважин, в т. ч. частично обводненных, возможно применение комбинированных зарядов - в обводненной части кважины перекрытием на 1-1,5 м применяется водоустойчивое ВВ, а в верхней - неводоустойчивое. При отбойке комбинированными зарядами боевик утапливается в каждом из ВВ.

В табл. 6.1 приведены ВВ, рекомендуемые для применения на открытых горных разработках.

Таблица 6.1

Условия размещения ВВ	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М.Протоdjяконова, <i>f</i>	Рекомендуемые ВВ	
		заводского изготовления	изготавливаемые на местах ведения взрывных работ
Сухие кважины	До 12.	Гранулит М Гранулит АС-4 Гранулит АС-4В Гранмонит 82/18 Гранмонит 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 Гранмонит 50/50	Акватол Т-20 Ифзанит Т-20 Карботол ГЛ-10 Порэммит 1, 1А
Обводненные кважины	До 12	Гранипор ФМ; БП-1 Граммотол 10; 15; 20 Граммонит РЗ-ЗОПР Граммонит 79/21 ПР Граммонит 82/18 ПР	Сибирит 1200 Акватол Т-10МС; Т-юви Акванал (Ипконит) Гранэммит И-70
	Более 12	Гранулотол Алюмотол Граммонит 30/70 Гранмонит 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 полному применению на открытых горных работах.

Таблица 6.2

Ра́ четные коэффициенты эквивалентных зарядов ВВ по идеальной работе взрыва (эталонное ВВ - аммонит 6ЖВ)

ВВ	$K_{вв} = \frac{Q_{эм}}{Q_{66}}$	ВВ	$K_{вв} = \frac{Q_{эм}}{Q_{66}}$	ВВ	$K_{вв} = \frac{Q_{эм}}{Q_{66}}$
Акватор М-15	0,76	Акватор АМВ	0,95	Игданит	1,13
Граммонал А-45	0,79	Гранулит АС-4	0,98	Акватор 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 каль- ный №1 ¹	0,8	Граммонит 50/50	1,01	Граммонит 30/70	1,26 ³
Аммонал каль- ный №3	0,8	Динафталит ⁴	1,08	Карбатол 15Т	1,42
Детонит М ¹	0,82	Ифзанит Т-80	1,08	Акватор Т-20	1,06
Алюмотол	0,83	Граммонал А-50	1,08	Акватор Т-10	1,17
Гранулит АС-8	0,89	Акватор 65/35	1,10	Порэмит	и?
Аммонал водоу- стойчивый ⁵	0,9	Ифзанит Т-60	1,10	Гранипор ФМ	1Д5
Акватор МГ	0,93	Гранулит М	1,13		

Примечания:

¹) - патронированные ВВ.

²) - $K_{66} = 1,0$ при взрывании в обводненных у́ ловиях.

³) - $K_{66} = 1,04$ при взрывании в обводненных у́ ловиях.

Определение удельного расхода ВВ

Ра́ четный удельный ра́ ход ВВ являет́ ся одной из важнейших характе-
ри́ тик взрывных работ. Для определения его величины могут быть и́ пользо-
ваны ра́ четные выражения, приведенные в рекомендованных учебных по́ о-
биях.

В более общем виде́ учетом диаметра́ кважинных зарядов, коэффици-
ента крепо́ ти поро́ да и поправки на кондиционный ку́ ок величина ра́ четного
удельного ра́ хода определяет́ ся по формуле

$$q = 0,13 \cdot \sqrt[4]{f(0,6 + 3,3 \cdot d_0 \cdot d_3) \cdot (0,5/d_H)^{2/5}} \cdot K_{вв} \cdot P, \quad (6.8)$$

где P - плотно́ ть взрывае́ мой поро́ ды, т/м³;

f - коэффициент крепо́ ти поро́ ды по проф. М.М. Протодьяконову;

d_3 - диаметр́ кважины (заря́ да), м;

d_0 - ре́ дний размер отдельнó ти во взрывае́ мом ма́ шине, м;

d_H - предельный размер кондиционного ку́ ка во взорванной горной ма́ ше,
м;

$K_{вв}$ - коэффициент отно́ ительной работо́ по́ обно́ ти ВВ (табл. 6.2).

Принимае́ мый размер негабаритного ку́ ка (ма́ кимальный размер конди-
ционного ку́ ка) определяет́ ся йз вме́ тимо́ ти ковша эќ каватора (или погрузчи-
ка) E , м³,

$$d_H \leq 0,75 \cdot \sqrt[3]{E}, \quad (6.9)$$

или тран́ портного́ ре́ дт́ ва (кузов авто́ амо́ вала) V_T , м³,

$$d_H \leq 0,5 \cdot \sqrt[3]{V_T} \quad (6.10)$$

Допу́ тимый размер ку́ ков при погрузке в перегрузочные бункеры, при-

емные воронки дробилок, грохотов и т.п. принимают по формуле

$$d_H \leq (0,75 \div 0,85) \cdot B, \text{ м}, \quad (6.11)$$

где B - ширина приемного отверстия, м.

При взрывании пород I-III 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 применима в диапазоне диаметров кважин 100+400 мм и размера кондиционного куба 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. 6.3 приведены величины расчетных удельных расходов ВВ (для аммонита 6ЖВ 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 - $K_{\text{св}}$ (табл. 6.2).

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

Таблица 6.3

Расчетный удельный расход ВВ для зарядов рыхления и выброса

Наименование породы	Группа (категория) грунтов и пород по классификации СНиП	Коэффициент крепости f по проф. М.М. Протодякову	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	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	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	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	V	1,5-2,0	1100	0,35-0,5	1,2-1,5
Конгломерат	IV-VI	2,3-3,0	2200	0,35-0,45	1,1-1,4
Песчаник на глине	VI-VII	3-6	2200	0,4-0,5	1,2-1,6
Доломит, известняк	VII-VIII	5-6	2700	0,4-0,5	1,2-1,8
Известняк, песчаник	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, диорит, андезит	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

$$P = \pi d_{\text{скв}}^2 / 4 \cdot \Delta, \text{ кг/м}, \quad (6.12)$$

где $d_{\text{скв}}$ - диаметр скважины (заряда), м;

Δ - плотность заряжения ВВ, кг/м³.

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

$$d_{\text{кв}} = K_p \cdot d_{\text{инт}} \quad (6.13)$$

где $K_D = 1,02 \div 1,07$;

$d_{\text{инт}}$ - диаметр бурового инструмента, м.

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

При использовании порошкообразных ВВ типа аммонит 6ЖВ, гранулированных граммонитов, гранулитов, игданита плотность заряжения принимает равной наыпной плотности ВВ $\Delta = 850-900 \text{ кг/м}^3$, откуда, например, для скважин диаметром 160 мм

$$p = (\pi \cdot 0,160^2) : 4 \times 850 = 17,58 \text{ кг/м}$$

Принимаем $p = 18 \text{ кг/м}$.

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

Расчет сопротивления по подошве ГСПЛ

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

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

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

$$W_p = 0,9 \cdot \sqrt{p : (q \cdot m)}, \text{ м} \quad (6.15)$$

где q - расчетный расход ВВ, кг/м³;

p - вместимость 1 пог. м скважины, кг;

H - высота взрываемого уступа, м;

$l_{\text{скв}}$ - глубина скважины, м;

m - коэффициент приближения скважин. Для расчета коэффициент приближения принимает равным $m = 1$.

Для обеспечения безопасной утановки буровых танков у верхней бровки уступа определяет т.н. безопасное значение СПП:

$$W_6 = H \text{ctg} \alpha + 2,5 \text{ м}, \quad (6.16)$$

где α - угол откоса уступа, град.

Величина расчетной или фактической СПП не должна быть меньше W_6

$$W_p \geq W_6 \quad (6.17)$$

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

Когда невозможно облудение данного улова или когда фактическое значение СПП больше W_p , рекомендуетя:

- увеличить диаметр кважин первого ряда;
- применить наклонное бурение:

$$W'_p = (1 : \sin\beta) \cdot W_p, \text{ м}$$

где β - угол наклона кважин к горизонту, град.

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

$$W_{nc} = 0,9\sqrt{2p} : q = \sqrt{2}W = 1,4 \cdot W, \quad (6.18)$$

$$a_{nc} = \sqrt{2}a = 1,4a. \quad (6.19)$$

Здесь a_{nc} - расстояние между парноближенными кважинами, м.

Расчет по формулам (6.14 и 6.15) справедлив для условий, когда $W \leq 0,8H$.

Для уловий, когда $W > 0,8H$ - взрывание невысоких уступов, согласно [7], принимаетя ледующая-методика расчета W .

Величина СПП принимаетя равной:

$$W = (0,6 \div 0,8) \cdot H. \quad (6.20)$$

В тех случаях, когда заряд в кважине близок к оптимальному, величина СПП может быть увеличена:

$$W = (0,9 \div 1,0) \cdot H, \text{ м}. \quad (6.21)$$

Расчет параметров сетки кважин

Расположение кважин на уступу принимаетя квадратное, прямоугольное или шахматное.

Расстояние между кважинами в ряду a и расстояние между рядами кважин b принимаютя равными СПП:

$$a = b = W, \quad (6.22)$$

или рассчитываютя с учетом коэффициента приближения m .

Расстояние между кважинами в ряду

$$a = m \cdot W = (0,8 \div 1,4) W, \text{ м}. \quad (6.23)$$

Здесь m - коэффициент приближения кважин ($m = a : W$). Меньшие значения m принимаютя для крепких горных пород.

Расстояние между рядами кважин (b) определяетя по формуле

$$b = m \cdot W = (0,85 \div 1,0) \cdot W, \text{ м}. \quad (6.24)$$

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

Для уловий, когда $W > 0,8H$, значения параметров сетки кважин выбирают с учетом вышеуказанных коэффициентов приближения.

Расчет, длины перебура

Для уловий $W < 0,8H$ глубина перебура принимаетя в пределах

$$I_{\text{пер}} = (8 \div 15) d_{\text{зар}}, \text{ м}. \quad (6.25)$$

При наличии в подошве уступа развитой сети темы горизонтальных трещин или пролоев мягких легковзрываемых пород глубина перебура уменьшаетя:

$$h_{\text{пер}} = (2-3) d_{\text{зср}} \text{ м} \quad (6.26)$$

Перебур не следует делать при взрывании, если уступ подталает я некальшой породой.

В ответствии [7] длина перебура может определять я по формуле $I_{\text{пер}} = 0,5qW$. (6.27)

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

$$I_{\text{пер}} = 0,2H, \text{ м.} \quad (6.28)$$

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

Глубина скважины с учетом перебура

$$I_{\text{скв}} = H + I_{\text{пер}} \quad (6.29)$$

Расчет длины забойки

Как правило, рациональная длина забойки заключает я в пределах

$$I_{\text{заб}} = (15 \div 30) d_{\text{скв}} \text{ м.} \quad (6.30)$$

Работ может выполнять я по формуле

$$I_{\text{заб}} = (0,6 \div 0,8) W, \text{ м.} \quad (6.31)$$

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

$$I_{\text{заб}} \geq W;$$

- для качественного дробления массива

$$I_{\text{заб}} \leq W;$$

- для иключения прорыва газов взрыва в зоне устья скважин

$$I_{\text{заб}} \geq 20 d_{\text{зар}};$$

В случае если длина забойки больше величины W , следует применять радиодоточенные заряды. Длина нижней части заряда должна составлять не менее $1,2 W$. При хорошо выраженном напластовании радиодоточенные части заряда полагают я 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 радиодоточенными зарядами может быть уменьшена до $0,8 W$.

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

Расчет массы скважинного заряда ВВ

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

$$Q = q \cdot V_{\text{скв}} = q \cdot a \cdot W \cdot H, \text{ кг.} \quad (6.32)$$

Здесь $V_{\text{скв}} = a \cdot W \cdot H$ - объем горной породы, взрываеый одной скважиной, м³.

Для условий $W > 0,8H$ согласно [7]

$$Q = q \cdot W^3, \text{ кг.} \quad (6.33)$$

Длина заряда ВВ в скважине

С учетом вместимости 1 пог.м скважины длина заряда ВВ

$$l_{зар} = Q : P, \text{ м} \quad (6.34)$$

Тогда фактическая длина забойки

$$l_{заб}^{\phi} = l_{скв} - l_{зар} = (H + l_{зпер}) - l_{зар}, \text{ м} \quad (6.35)$$

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 (6.32, 6.33).

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

$$a = Q : (q \cdot W \cdot H) \quad (6.36)$$

Откуда $m = a : W$.

При этом должно выполняться условие (см. табл. 6.4)

$$m_{\min} < m < m_{\max} \quad (6.38)$$

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

$$a_{\min} \geq 25 \cdot d_{зар} \quad (6.39)$$

Выбор коэффициента сближения зарядов

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

Здесь $m = a : W$, 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 – $m = 0,9 - 1,3$.

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

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

Таблица 6.4

Взрываемость пород	Тип скважин	
	Вертикальные	- Наклонные
Легковзрываемые поро-	1,1-1,2	1,2-1,3
Средневзрываемые по-	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 и пользуется два подхода.

Число рядов скважин (n_p) и ширина блока ($B_{\phi,л}$) определяют и исходя из заданной (желаемой) ширины развала. Ширина развала лимитирована при взрывании в определенных условиях или она определяет рациональным количеством эквивалентных заходок шириной A . Например, при применении автомобильного транспорта:

$$A = (1,2 \div 1,5) \cdot R_{ч.у.}, м; \quad (6.40)$$

$$V_{бл} = (2 \div 3) \cdot A, м. \quad (6.41)$$

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

Когда ширина рабочей площадки не ограничивается, ширина и длина взрывающего блока определяют из объема горной массы - $V_{бл}$:

- ширина взрывающего блока

$$B_{бл} = W + (n_p - 1) \cdot \epsilon, м; \quad (6.42)$$

- длина взрывающего блока

$$L_{бл} = V_{бл} : (B_{бл} \cdot H), м, \quad (6.43)$$

где n_p - число рядов скважин на блоке.

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

Число скважин на взрывающем блоке

Число скважин в ряду ($N_{СКВ\ p}$) определяет

$$N_{СКВ\ p} = L_{бл} : a.$$

Общее число скважин на взрывающем блоке

$$N_{СКВ} = V_{бл} : V_{СКВ} = n_p \cdot N_{СКВ\ p}. \quad (6.45)$$

СКВ

it

Параметры развала взорванной горной массы

Ширина развала взорванной горной массы определяет выражением:

- для однорядного взрывания, считая от линии скважин

$$B_0 = 5q\sqrt{WH}, м; \quad (6.46)$$

- для многорядного взрывания

$$B_m = B_0 + (n_p - 1) \epsilon, м, \quad (6.47)$$

где q - удельный расход ВВ, кг/м³;

W - сопротивление по подошве, м;

H - высота взрывающего уступа, м;

n_p - число рядов скважин на блоке.

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

$$H_{раз} = (0,6 \div 0,8)H. \quad (6.48)$$

Конструкция заряда

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

Патрон-боевик при сплошной колонке заряда обычно утанавливается при верхнем инициировании, ниже уровня забойки на 14-1,5 м; при нижнем - на 1-И,5 м выше уровня подошвы уступа (рис. 6.1).

В тех случаях, когда объем скважин использует не полностью, а также при взрывании неоднородных по взрываемости пород (например, при наличии трудно взрываемых пролоек пород в верхней части массива), целесообразно применение рядов редоточенных зарядов 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 редоточивают на две части - в нижней части размещают 60-70% расчетной величины заряда, в верхней - 30-40%. При общей длине воздушного проме-

жутка 3,5-4,0 и более метров следует разредоточить заряд на несколько частей. Каждая часть разредоточенного заряда инициирует отдельным боевиком.

Для заряжания обводненных скважин устойчивым уровнем воды применяют комбинированные заряды, в которых нижняя обводненная часть заряжает воду устойчивым ВВ перекрытием уровня воды на 1 м, а остальная часть дозаряжает неводоустойчивым ВВ (рис. 6.2).

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

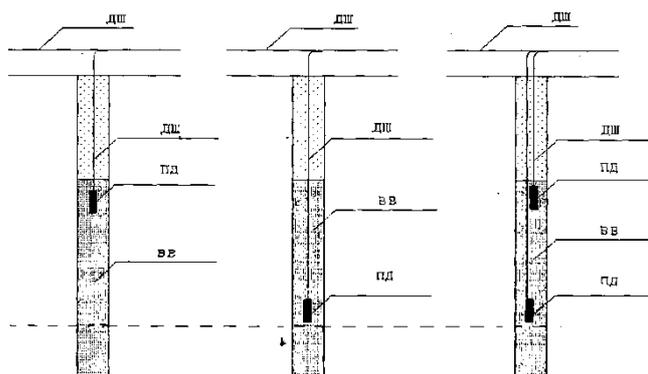


Рис. 6.1. Конструкции скважинных зарядов: а) – верхнее инициирование; б) – нижнее инициирование; в) – двустороннее инициирование

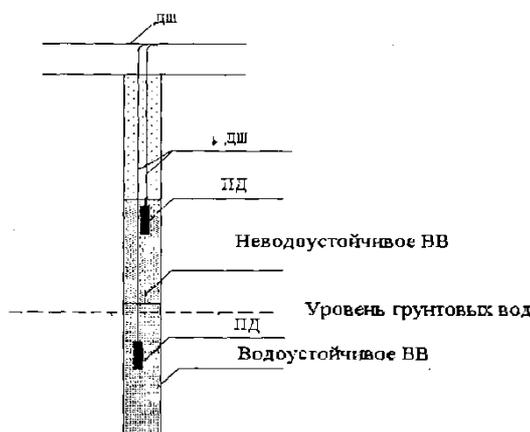


Рис. 6.2. Конструкция комбинированного заряда ВВ при заряжании обводненных скважин

Выбор схем взрывания

При взрывных работах на карьерах и добыче полезных ископаемых в подземных условиях широко применяют многорядное короткозамедленное взрывание (КЗВ). Наиболее широко применяют рядные, рядноврубные, диагональные схемы взрывания. На предприятиях применяют большое число разнообразных схем КЗВ: трапециевидные, клиновые, волновые, радиальные, комбини-

рованные, которые по-прежнему 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 горногеологических условиях.

Основными критериями при выборе схем взрывания являются:

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

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

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

При электрическом способе взрывания рассматривается 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 сечение проводов, напряжение питающей сети (источника тока), гарантийный ток, сопротивление ЭД (Порядок расчета ЭВС приведен в Приложение 3).

Некоторые схемы взрывания кважинных зарядов с использованием ДШ приведены на рис. 6.3 и 6.4. Иницирование ДШ осуществляется двумя ЭД мгновенного действия.

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

На рис. 6.5 и 6.6 приведены схемы взрывания при использовании неэлектрических средств иницирования (НСИ). Параметры НСИ типа СИНВ, «Эдилин» и «Нонель» приведены в Приложении 2.

Рис. 6.4. Диагональные схемы взрывания ДШ: а, б, в, г - V-образная схема

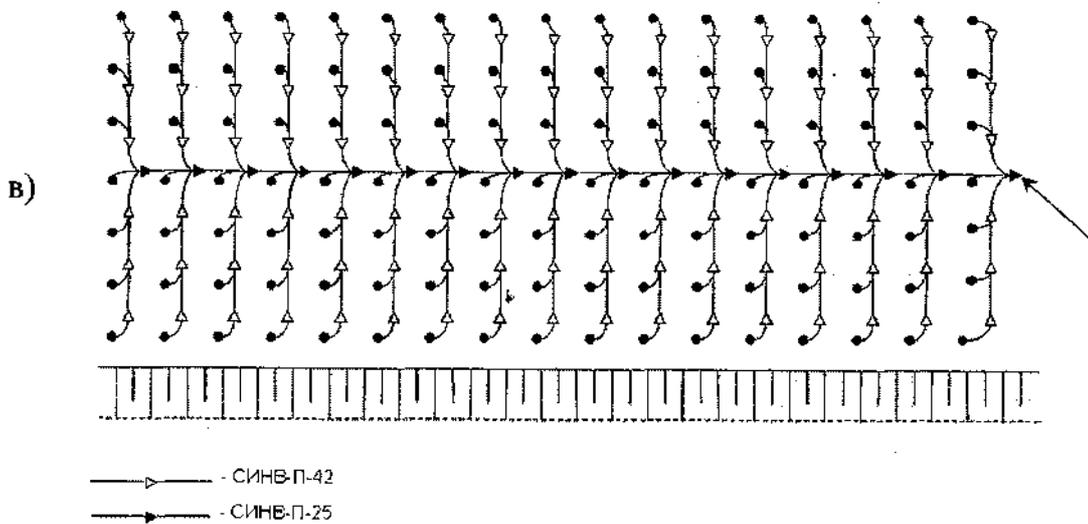
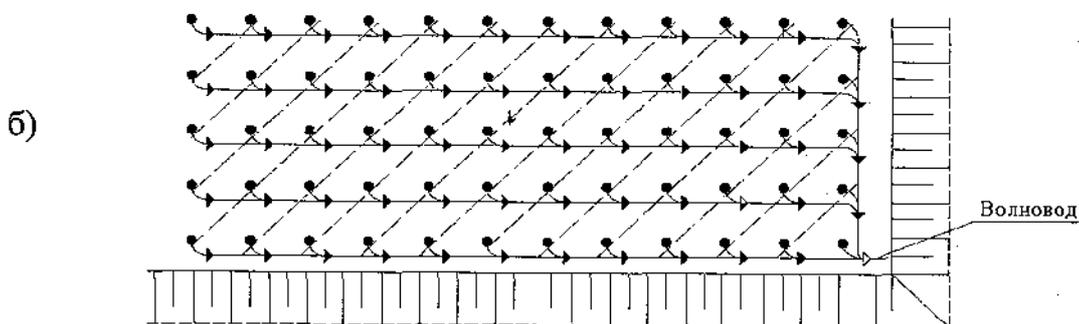
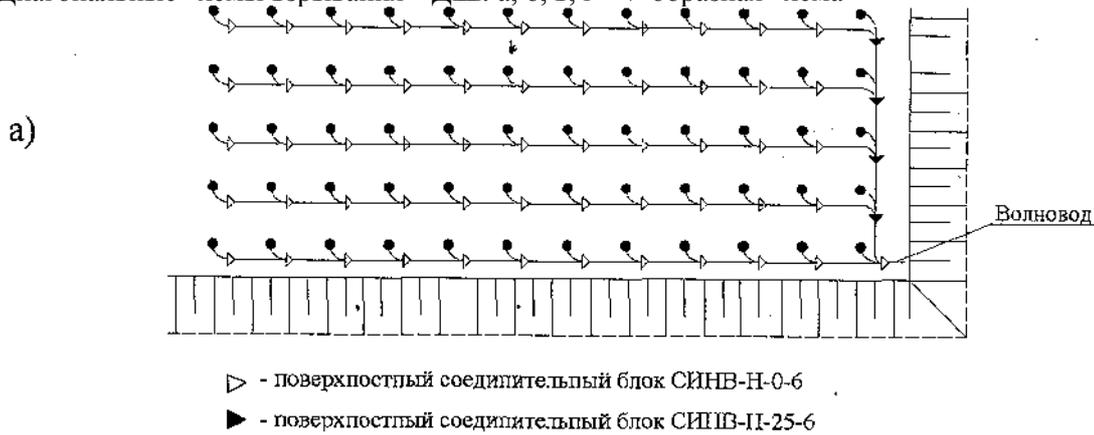


Рис. 6.5. Схемы взрывания с применением неэлектрических систем инициирования (СИИВ)

а) порядная; б) диагональная; в) порядная с продольным врубом (проходка траншей)

Практическое занятие № 3

1. Расчет параметров взрывных работ

Проходку подземных выработок в скальных и полускальных грунтах чаще всего ведут взрывным способом, и пользуясь для разрушения грунта энергию взрыва взрывчатых веществ (ВВ). В подавляющем большинстве случаев используют метод шпуровых зарядов, при котором заряды ВВ размещают в шпурах – цилиндрических полостях небольшого (20-50 мм) диаметра. Этот метод обеспечивает возможность получения отбойки грунта по более точному контуру, более мелкое и равномерное дробление грунта, так как ВВ равномерно разрушенному объему грунта наиболее равномерно. Проходку ведут отдельными заходками глубиной W . (рис. 1).

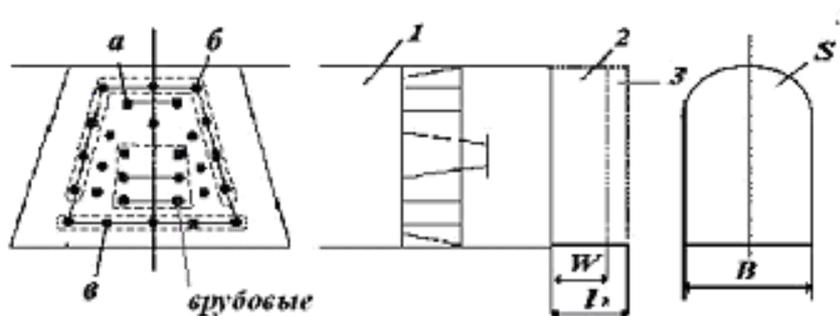


Рис.1.

- 1 – Выработка; S – площадь забоя выработки;
 2 – Заходка; B – пролет выработки.
 3 – Направление проходки;
 а – Отбойные вспомогательные;
 б – Отбойные контурные;
 в – Отбойные контурные подошвенные.

К параметрам взрывных работ, которые определяют расчетом, относят: глубину комплекта шпуров, масса ВВ, приходящаяся на 1 м длины шпура, удельный заряд ВВ, величина заряда ВВ в шпурах. Ниже дается порядок и методика определения этих параметров.

1.1. Вначале назначают глубину заходки W , которая должна учитывать степень устойчивости кровли выработки, обнажаемой за один цикл. Чем меньше коэффициент крепости грунта, выше степень его трещиноватости и больше поперечные сечения выработки (особенно ее пролет B), тем меньшей должна быть глубина заходки. В курсовой работе рекомендуются назначать глубину заходки 1-1,6 м для выработок сечением до 30 м^2 , 1,5-2,5 м – для выработок сечением более 30 м^2 .

1.2. По принятой глубине заходки W и коэффициенту использования шпуров η определяют глубину комплекта шпуров l_k – расстояние от плоскости забоя выработки до параллельной плоскости, в которой заканчивают бурением все шпуры, кроме врубных (см. рис. 1).

$$l_k = \frac{W}{\eta}$$

Коэффициент использования шпуров принимают равным 0,75-0,8 при обычном взрывании и 0,85-0,9 – при гладком взрывании.

1.3. По заданным геологическим условиям выбирают тип ВВ, руководствуясь следующими изображениями.

Непредохранительные ВВ повышенной мощности и мощные при обычном взрывании рекомендуются в обоих крепких, крепких монолитных и слабо трещиноватых

грунтах ($f > 10-12$) для зарядов в шахтных шпурах. В тех же грунтах, но трещиноватых и только трещиноватых, а также монолитных и в слабо трещиноватых грунтах средней крепости ($f = 6-8$) эти ВВ рекомендуются для зарядов только врубовых шпурах. В тех же грунтах, но трещиноватых и только трещиноватых, а также в монолитных и слабо трещиноватых грунтах средней крепости указанные ВВ рекомендуются только для донных зарядов контурных шпурах.

Непредохранительные ВВ средней мощности при обычном взрывании рекомендуются в трещиноватых и только трещиноватых слабо крепких и крепких грунтах, а также в монолитных и слабо трещиноватых грунтах средней крепости для зарядов отбойных (вспомогательных и контурных) шпурах; в только трещиноватых грунтах средней крепости, а также в слабых скальных и полускальных грунтах ($f < 4$) для зарядов в шахтных шпурах. **Предохранительные ВВ, имеющие пониженную мощность**, рекомендуются, помимо своего прямого назначения, в шахтах, опасных по газу или пыли. Основные промышленные ВВ, допущенные для подземных работ, приведены в прил. 1.

1.4. Выбирают тип и конструкцию шпуравого заряда и назначают диаметр патронов ВВ, исходя из следующего.

При обычном взрывании заряды в шахтных шпурах – сплошные из патронов ВВ массой 200 г, реже 300 г (рис. 2,а). **Патрон-боевик** размещают чаще первым, реже последним от устья шпура. Диаметр патронов назначают с учетом речения выработки, геологических условий и способа обуривания забоя (ручной, машинный). Как правило, необходимо принимать машинный способ обуривания как наиболее прогрессивный, иключающий тяжелый труд бурильщика. В грунтах средней крепости ($f \leq 6$) независимо от площади забоя можно принимать диаметр патронов 30-42 мм, в крепких грунтах ($f > 6$) – 28-32 мм при речении выработки до 20 м² и 32-38 мм при речении выработки выше 20 м².

1.5. Определяют массу ВВ в килограммах, приходящую на 1 м длины шпура с учетом коэффициента заряжения K_3 (для всех шпурах при обычном взрывании).

$$m = 0,001 \gamma_0 V K_3$$

где γ_0 – плотность ВВ в патронах, г/м³;

K_3 – коэффициент заряжения, принимаемый по табл. 1;

V – объем 1 м длины шпуравого заряда, м³/м.

$$V = \frac{\pi d_{\text{п}}^2}{4} l$$

где $d_{\text{п}}$ – диаметр патрона, м

Таблица 1

f	2-3	4-6	7-9	10-14	15-20
K_3	0,4-0,55	0,6-0,65	0,65-0,7	0,7-0,75	0,75-0,8

1.6. Определяют удельный заряд ВВ q_0 (в кг/м³), который для выработок речением более 20 м² одной площадью обнажения забоя в грунтах с коэффициентом крепости не более 16-18 находят по формуле ЦНИИСа Минтранстроя, обобщающей данные практики тоннельного троеения:

$$q_0 = \left(0,3\sqrt{f} + \frac{2}{\sqrt{S}} \right) \text{ кг/м}^3$$

где S – площадь сечения выработки, м²;

C – коэффициент, учитывающий влияние диаметра патрона шпурового заряда (табл. 2);

Таблица 2

$d_{п}, \text{мм}$	28	30	32	36	40	42	45
C	1,2	1,15	1,1	1,0	0,95	0,92	0,9

e – коэффициент относительной работы по объёму ВВ, принимаемый по данным прил. 1;

ψ – коэффициент плотности заряжения, принимаемый равным 1,0 при механизированном зарядении с помощью пневмозарядников и 1,1 при ручном зарядении;

ω – коэффициент, учитывающий трещиноватость и характер напластования грунта (табл. 3);

Таблица 3

Характеристика грунтов в забое	ω
Монолитные извержения	1,1-1,15
Нетрещиноватые	1,0-0,95
Слабо трещиноватые	0,9
Трещиноватые	0,85-0,9
Сильно трещиноватые	0,75-0,85

K – коэффициент, учитывающий влияние принятой глубины комплекта шпуров

$$K = 1 + 0,1 |l_k - l_k^н|$$

Здесь l_k – принятая глубина комплекта шпуров, м;

$l_k^н$ – нормативная глубина комплекта шпуров для различных по крепости грунтов (табл. 4).

Таблица 4

f	до 4	4-8	8-10	10-18
$l_k^н, \text{м}$	3,0	2,5	2,0	1,5

Для выработок одной площадью обнажения забоя, площадь сечения которых меньше 15-20 м², удельный заряд определяют по формуле проф. П.Я. Таранова:

$$q_0 = 0,4 \left(\sqrt{0,2f} - \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2 \frac{K'}{e'}$$

где K' – коэффициент, учитывающий дополнительный расход ВВ для более мелкого дробления; в выработках сечением до 15 м² можно принимать равным 1,2-1,3, при большем сечении – 1-1,1;
 e' – коэффициент относительной работоспособности ВВ

$$e' = \frac{P}{525}$$

Здесь P – работоспособность принятого ВВ в м³ по данным прил. 1.1.7. Определяют величину заряда шпуров. Величину расчетного заряда в килограммах для всех отбойных шпуров (в вспомогательных и контурных) при обычном взрывании находят по формуле:

$$Q_{\text{отб}}^{\text{расч}} = l_k \gamma$$

Величину расчетного заряда врубовых шпуров при обычном взрывании принимают на 15-20% больше.

Поскольку промышленные ВВ выпускают в патронах 200 и 300 г, фактически принятый заряд шпуров в килограммах может быть получен точно до 100 г

$$Q_{\text{шп}}^{\text{прин}} = 0,2m_1 + 0,3m_2$$

где m_1 и m_2 – число патронов весом соответственно 200 и 300 г; обычно $m_2 = 1$.

Пример: По расчету для отбойных шпуров получили $Q_{\text{отб}}^{\text{расч}} = 1,322$ кг, для врубовых -

$Q_{\text{вруб}}^{\text{расч}} = 1,322 \times 1,15 \approx 1,520$ кг; тогда величина принятых зарядов:

$$Q_{\text{отб}}^{\text{прин}} = 0,2 \times 5 + 0,3 \times 1 = 1,3 \text{ кг}, \quad Q_{\text{вруб}}^{\text{прин}} = 0,2 \times 6 + 0,3 \times 1 = 1,5 \text{ кг}.$$

Практическое занятие № 4

2. Определение типа вруба и его параметров

Под врубом понимают определенным образом расположенную в пространстве группу врубовых шпуров, взрывом зарядов которых создают врубовую полость. Практикой буровзрывных работ выработано большое число различных типов врубов, отвечающих тем или иным геологическим условиям, видам и размерам поперечного сечения подземных выработок. Они отличаются характером оконтуривания врубовой полости и взаимным расположением шпуров во врубе.

Определяя тип вруба, следует руководствоваться следующими изображениями.

При проходке горизонтальных и слабо наклонных выработок в однородных породах ($f = 3 \div 16$) без какой-либо определенной тематики в расположении трещин чаще всего при-

меняют **центрально-вертикальный клиновой вруб простой или усиленный**.

Простой клиновой вруб применяют при глубине комплекта шпуров до 1,5-1,7 м в выработках относительно небольшого поперечного сечения (до 30-40 м²). Клиновые усиленные врубы применяют в выработках большого поперечного сечения (более 40-50 м²) при глубине комплекта шпуров 1,5-2,5 м в породах высокой крепости ($f = 10 \div 20$).

К параметрам клиновых и пирамидальных врубов относят: число основных шпуров во

врубке $N_{вруб}$, угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя β , расстояние между парами шпуров или между отдельными шпурами.

Рациональные параметры пробных клиновых врубов в зависимости от крепости грунта при использовании патронов аммонита № 6ЖВ диаметром 32 мм приведены в табл. 6.

Таблица 5

Коэффициент крепости f	Минимальное число шпуров во врубе $N_{вруб}$	Угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя β , град	Расстояние между парами α_0 , м
3-6	2-4	70	50
6-8	4-6	68	45
8-10	6	65	40
10-13	6	63	35
13-16	6	60	30
16-20	6-8	58-53	25-20

При использовании иных патронов (по диаметру или орту ВВ) расстояние между парами шпуров, приведенное в табл. 5, перечитывают по формуле

$$\alpha = \alpha_0 \frac{d_n}{32} \sqrt{\frac{P}{380}},$$

где d_n – принятый диаметр патрона, мм;

P – работопроduct принятых ортов ВВ, м³.

Общее число врубовых шпуров усиленного клинового вруба – дополнительными шпурами – 5-8, двойного – 6-10.

Практическое занятие № 5

3. Определение числа шпуров

Число отбойных (контурных и вспомогательных) шпуров при обычном взрывании находят по формуле

$$N_{отб} = \frac{q_0(S - S_{вруб})}{\gamma},$$

где $S_{вруб}$ – площадь забоя, занимаемая врубом, м².

Число контурных шпуров находят по формуле

$$N_{к} = \frac{\Pi}{a_{к}},$$

где L – длина линии расположения контурных шпуров δ , м, которая отстоит от контура выработки на величину $\Delta_0 = 10 \div 20$ м.

Полученное количество шпуров должно быть проанализировано. Излишне большое их количество увеличивает трудоемкость и продолжительность буровых работ, что снижает стоимость проходки выработки. Небольшое количество шпуров может привести к плохому дроблению взрывааемого грунта, что усложняет его уборку и транспортировку. В куровой работе можно считать оптимальным такое количество отбойных и вспомогательных шпуров, при котором на каждый квадратный метр площади забоя, взрывааемой зарядами этих шпуров, приходится 1-2 шпура. Большое количество шпуров указывает на то, что был неудачно выбран тип ВВ (недостаточной мощности) и занижен принятый диаметр патронов. В этом случае необходимо принять другой, более мощный тип ВВ, увеличить диаметр патронов и выполнить перерасчет количества шпуров.

Слишком маленькое количество шпуров является следствием завышенной мощности принятого ВВ и завышенного диаметра патронов. И в этом случае необходимо изменить тип ВВ и диаметр патронов, а затем выполнить перерасчет количества шпуров.

Практическое занятие № 6

4. Разработка и оформление паспорта буровзрывных работ

Паспорт буровзрывных работ является основным техническим документом, по которому выполняют все буровзрывные работы при проходке подземной выработки. Он включает: схему расположения шпуров в забое выработки в трех проекциях, конструкцию шпуровых зарядов, таблицу шпуровых зарядов, таблицу уловий и показателей взрывания и указания по технике безопасности.

Рекомендуется следующая очередность разработки и оформления паспорта:

4.1. На листе ватмана формата А-1 в масштабе 1:20-1:25 вычерчивают забой выработки в трех проекциях (факт, продольный разрез и план) с показанием контура будущей заходки. На факте забоя вначале размещают углубления врубовых шпуров. Для горизонтальных и слабо наклонных выработок вруб помещают в центральной части забоя, не касая его к подошве для уменьшения разлета породы из врубовой полости. Затем на факте забоя обозначают линию расположения углублений отбойных контурных шпуров (на расстоянии $\delta = 10 \div 20$ м при обычном взрывании $\Delta_0 = 5 \div 7$ м) и на ней шагом a_k размещают углубления этих шпуров. При обычном взрывании – по табл. 6.

Таблица 6

Коэффициент $f_{крепости}$	a_k , м	
		Монолитные и слабо трещиноватые грунты
		Трещиноватые и сильно трещиноватые грунты
2-3	100-90	
3-4	90-80	

4-6	80-65	85-75
6-12	65-40	70-50
Более 12	55-35	65-40

Углы отбойных и вспомогательных шпуров располагают на факде забоя между врубовыми и контурными шпурами равномерно, с таким расчетом, чтобы на каждый шпур приходилась примерно одинаковая площадь забоя.

Затем переносят положение всех врубовых и отбойных и вспомогательных шпуров на продольный разрез и план привязкой углов шпуров к подошве и вертикальной оси выработки. При этом шпуры показывают сплошными линиями, разматывая породу как прозрачную среду. Положение врубовых шпуров переносят в соответствии принятой схемой вруба (см. рис. 4).

Каждый контурный шпур (кроме угловых), располагают в плоскости, нормальной к поверхности выработки; угловые шпуры – в плоскости, проходящей через соответствующий угол выработки. Забои контурных шпуров размещают на проектном контуре выработки или выводят их за проектный контур на 5-15 м в грунтах крепостью $f > 10-12$, а также, независимо от крепости грунта, для лотковых шпуров.

При обычном взрывании все отбойные и вспомогательные шпуры располагают нормально к забою.

Вычерчивают в масштабе 1:10-1:20 на том же листе ватмана конструкцию врубового и отбойного шпуровых зарядов (на продольном разрезе шпура). Конечный диаметр шпура принимают на 3-4 мм большим, чем диаметр патрона. Начальный диаметр шпура из-за износа бурового инструмента при бурении должен быть больше конечного на 3-6 мм. При этом для лучшей наглядности конструкции заряда диаметр шпура не только увеличивают против масштабной величины, принимая его постоянным и равным 5-6 мм независимо от масштаба.

4.3. Затем приступают к составлению таблицы шпуровых зарядов, в которой должны быть указаны: длина, угол наклона к забою в вертикальной и горизонтальной плоскостях (для контурных шпуров – в плоскости их бурения) каждого шпура. Тип ВВ, массу заряда каждого шпура и очередность взрывания заряда шпуров. При этом шпуры, имеющие одинаковые параметры, объединяют в группы. Нумерацию шпуров дают в соответствии очередностью их взрывания. Форма таблицы шпуровых зарядов приведена в приложении 11.

При назначении очередности взрывания и ходят из следующих изображений. Вначале в один прием должны быть взорваны заряды всех врубовых шпуров; затем в один (при небольшом числе зарядов) или несколько (обычно не более 2-4) приемов – заряды отбойных и вспомогательных шпуров; наконец, в последнюю очередь в один или два приема – заряды отбойных контурных шпуров (вторым приемом обычно взрывают заряды подошвенных контурных шпуров). Очередность взрывания зарядов шпуров показывают на факде забоя римскими цифрами (см. приложение 11).

4.4. Составляют таблицу условий и показателей взрывания. Вначале, в соответствии с намеченной очередностью взрывания зарядов, назначают типы электродетонаторов. Для зарядов врубовых шпуров принимают электродетонаторы мгновенного действия ЭД-8-ЗПС для сухих забоев или ЭД-8-Э для сырых и мокрых забоев. Для зарядов остальных шпуров рекомендуются электродетонаторы короткозамедленного действия ЭДКЗ или ЭДКЗ-15. Параметры электродетонаторов ЭДКЗ и ЭДКЗ-15 приведены в прил. 2.

Затем выбирают тип взрывной машинки, исходя из следующего. При проходке тоннельных выработок число зарядов обычно не превышает 100-150. В этом случае наиболее часто применяют последовательную схему соединения электродетонаторов, обеспечивающую подтушение в каждый электродетонатор тока одинаковой силы. Учитывая, что сопротивление подводных магистральных и соединительных проводов более чем

на порядок меньше удельного сопротивления электродетонаторов, в куровой работе расчет электровзрывной сети можно не производить, а взрывную машинку выбирать по числу взрывааемых электродетонаторов. Типы наиболее распространенных индукторных взрывных машинок и их параметры приведены в прил. 3.

Поле этого выбирают буровые механизмы и инструмент. Бурение шпуров занимает 20-30% времени всего проходческого цикла, определяя эффективно-сть всего комплекса буровзрывных работ и, в конечном счете, технико-экономические показатели проходки подземной выработки. Эта эффективно-сть в значительной мере зависит от правильного выбора бурового оборудования в соответствии с геологическими и техническими условиями проходки, основными из которых являются крепость грунта и поперечные размеры выработки.

Для тоннельных выработок площадью забоя 20-90 м² наиболее эффективны буровые станочки и агрегаты, которые обеспечивают возможно-сть комплексной механизации основных операций проходческого цикла: разметку и бурение шпуров, их зарядание и взрывание, проветривание (15-30 мин), осмотр и оборку контура выработки после взрыва, при необходимости возведение временной крепи и погрузку породы в рудовыводящий портал. Управление станочками и агрегатами выполняет оператор с центрального пульта, оно полностью механизировано. Эти станочки и агрегаты (прил. 5) оборудованы манипуляторами буровыми машинами ЕГА-1М, ЕГК вращательно-ударного действия, область эффективного применения которых определяется грунтами коэффициентом крепости от 4 до 12, или колонковыми перфораторами ПК-60, ПК-75, позволяющими эффективно бурить шпуры в грунтах коэффициентом крепости от 4 до 20.

При проходке выработок площадью забоя менее 20 м² в грунтах коэффициентом крепости 2-6 эффективно применение буровых кареток (прил. 4), оборудованных манипуляторами буровыми машинами КБМ-3; БУЭ вращательного действия (электроверлами). Эти буровые каретки представляют собой передвижные станочно-подающие механизмы, рассчитанные на станочку нескольких буровых машин. Буровая каретка СБУ-3Э может применяться в выработках площадью забоя более 20 м².

При проходке штольнеобразных выработок небольшого поперечного сечения для бурения шпуров могут применяться ручные перфораторы, колонковые перфораторы и электроверла. Технические характеристики перфораторов даны в прил. 6, а колонковых электроверл – в прил. 7. Ручные перфораторы используют при бурении шпуров в грунтах крепостью от 4 до 8, а колонковые – в более крепких грунтах. Эффективная область применения колонковых электроверл – грунты коэффициентом крепости до 6.

Бурение шпуров ручными перфораторами непосредственно “рук”, как правило, не допускают, а колонковыми перфораторами и электроверлами невозможно из-за их большой массы. Для бурения это буровое оборудование закрепляют на специальных станочных приспособлениях (пневмоподдержках, рапорных колонках, манипуляторах), что позволяет снижать вибрационное воздействие на бурильщиков, обеспечивает необходимую точность бурения и высокую производительность труда.

Пневмоподдержки (прил. 8) предназначены для станочки ручных перфораторов при бурении шпуров в горизонтальных выработках непосредственно их подошвы.

Для бурения шпуров колонковыми электроверлами и перфораторами в выработках небольшой выоты (до 3,5 м) применяют рапорные колонки (прил. 9). Перед бурением их рапируют в забое между кровлей и подошвой выработки.

Рапорные колонки КЭБ-2 и КЭБ-5 предназначены для станочки и крепления колонковых электроверл и выполнены в виде нижней и верхней П-образных трубчатых рам, телекопически входящих одна в другую. Между стойками рам на необходимой выоте закрепляют колонковое электроверло. Остальные рапорные колонки представляют собой трубу выдвижными концами, на которой закреплены возможно-стью перестановки по выоте один-два кронштейна автоподатчиками. Колонковый перфоратор утанавливают на автоподатчик, который обеспечивает перемещение перфоратора и создает необходимое усилие подачи на забой.

Манипуляторы (прил. 10) предназначены для крепления к ним колонковых электроверл или автоподатчиков колонковыми перфораторами. Они представляют собой трубчатую трубу, один конец которой шарнирно прикреплен к короткой колонке, а свободный – имеет специальный кронштейн (вертлюг) для крепления электроверла или автоподатчика. Колонка манипулятора крепится на рамах породопогрузочных машин или электровозов. Манипуляторы выпускают съемными (МБМ-2, МБИ-5у), которые утапливают на колонках только на время бурения, и несъемные. В последнем случае они не снимают на время уборки породы. С использованием манипуляторов высота бурения может измениться от 100 до 3000 мм, а ширина обустройства забоя одним манипулятором – достигать 2500 мм.

Для эффективного бурения шпуров большое значение имеет правильный выбор бурового инструмента, который непосредственно разрушает грунт в забое шпура.

Для вращательного бурения применяют резцы двух- и трехперой рабочей частью, армированной пластинками твердого сплава марок ВК8 и ВК6. Диаметр резца применяют равным начальному диаметру шпура. Отечественная промышленность выпускает резцы диаметром 40-43 мм (шагом 1 мм).

Для ударного и вращательно-ударного бурения применяют съемные коронки, армированные пластинками твердого сплава марок ВК6 для грунтов крепостью менее 10, ВК8 – от 10 до 15, ВК15 – более 15. Для бурения применяют коронки различной формы: однодолотные и двухдолотные, двухперные, креповые. Последние рекомендуют для бурения шпуров в трещиноватых грунтах. Коронки выпускают диаметром 28-85 мм шагом 1 мм.

Все принятые буровые механизмы и инструмент вносят в таблицу условий и показателей взрывания, форма которой приведена в прил. 11.

4.5. В портале буровзрывных работ должны быть приведены следующие обязательные требования техники безопасности: время проветривания (15-30 минут), места укрытия взрывника и бригады, места постов охраны безопасной зоны. При ратоянии от забоя до портала меньше 200 м бригада выводит из тоннеля за портал. В этом случае пост охраны утапливает у портала. Взрывник выполняет взрыв, находясь либо за пределами тоннеля у портала, либо на ратоянии не менее 75 м в надежном укрытии. Если ратояние от взрываемого забоя до портала больше 200 м, бригада может не выводить за портал и размещать в тоннеле на ратоянии не менее 100-150 м от забоя за надежным укрытием при условии применения вытяжной вентиляции забоя после взрыва. В этом случае пост охраны располагает в месте размещения бригады.

Пример: Разработка портала буровзрывных работ для проходки горизонтальных и наклонных горных выработок.

Исходные данные.

Таблица 1

Наименование выработки	наклонный твол
Протяженность выработки, м	380
Сечение выработки в черне, м ²	9,4
Мощность угольного пласта, м	0,9
Угол наклона пласта, град	14
Коэффициент крепости горных пород по М.М.Протоdjаконову	пещаник f = 6
Категория шахты по газу	III

По уже имеющимся данным из учебного пособия «Макаев Ю.А. Взрывное дело» согласно таблиц 7.1, 7.2, 7.3 выбираем категорию пород по шкале «Единые нормы выработки и расценки», ВВ, редства инициирования зарядов.

Таблица 2

Коэффициент крепости породы По Протодьяконову М.М.	Категория породы по шкале «Единые нормы выработки»
4 - 6	III

Таблица 3

Класс ВВ	Название ВВ	Диаметр патрона, мм	Масса патрона, г	Работоспособность ВВ, м ³	Область применения
III	аммонит АП-5ЖВ	36	300	300	предохранительные ВВ для шпуровых зарядов в сухих и мокрых шпуровых забоях, опасных по газу, не опасных по пыли.

Таблица 4

Тип ЭД	Код ЭД	Число замедлений	Номинальное замедление, м	Условия применения
ЭДКЗ-ПМ	5	8	15, 30, 45, 60, 75, 90, 105, 120	Предохранительные для горных пород средней крепости и крепких

Определение расчётных параметров папорта БВР.

Определим удельный заряд ВВ по формуле:

$$g = g_1 \times e \times f' \times V \quad (1)$$

где

g_1	- нормальный удельный заряд стандартного ВВ, кг/м ³
e	- коэффициент работоспособности применяемого ВВ; по табл. 3
f'	- коэффициент структуры породы, по табл. 5
V	- коэффициент зажима разрушаемой породы, зависящий от площади речева выработки;

Таблица 5.

Характеристика пород	Коэффициент структуры породы
Солонцеватым залеганием и меняющейся крепостью, напластовыванием, перпендикулярным речева выработки	1,3

Нормальный удельный заряд ВВ для угля и породы можно определить по формуле:

$$g_1 = 0,1 * f \quad (2)$$

где

f - коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М.Протождьяконова

$$g_{1\text{уг.}} = 0,1 * 2 = 0,2$$

$$g_{1\text{пор.}} = 0,1 * 6 = 0,6$$

Коэффициент работоспособности ВВ определим из выражения:

$$e = \frac{380}{X} \quad (3)$$

где

X – работоспособность применяемого ВВ, по табл. 3

$$e = \frac{380}{300} = 1,26$$

Коэффициент зажима породы:

$$V = \frac{6,5}{\sqrt{S_{\text{проеч.}}}} \quad (4)$$

При площади сечения выработки в проходке $S=16,1 - 18$ определим площадь сечения по углю (при мощности пласта $0,9$ м) и по породе:

$$S_{\text{уг.}} = 2 \cdot 0,9 = 1,8 \text{ м}^2$$

$$S_{\text{пор.}} = 17 - 1,8 = 15,2 \text{ м}^2$$

$$V_{\text{уз.}} = \frac{6,5}{\sqrt{1,8}} = 4,7$$

$$V_{\text{пор.}} = \frac{6,5}{\sqrt{15,2}} = 1,6$$

По имеющимся данным определим удельный заряд ВВ:

$$g_{\text{уг.}} = 0,2 \cdot 1,26 \cdot 1,3 \cdot 4,7 = 1,5 \text{ кг/м}^3$$

$$g_{\text{пор.}} = 0,6 \cdot 1,26 \cdot 1,3 \cdot 1,6 = 1,5 \text{ кг/м}^3$$

Определим количество шпуров.

$$N = \frac{g \cdot S}{\gamma} \quad (5)$$

где

γ – масса ВВ, приходящаяся на 1 м шпура, кг/м

$$\gamma = \frac{\pi \cdot D^2}{4} \alpha \cdot \Delta \cdot 100 \quad (6)$$

где

D – диаметр патронов ВВ, мм, по табл. 3 (=36мм)

α – коэффициент заполнения шпура ВВ опаных по газу 0,5-0,65

Δ - плотность ВВ в патронах, г/м³, 1,05-1,15

$$\gamma = \frac{\pi \cdot 36^2}{4} \cdot 0,5 \cdot 1,05 \cdot 100 = 0,53$$

Определим количество шпуров по углю и породе.

$$N_{\text{уз.}} = \frac{1,5 \cdot 1,8}{0,53} = 5 \text{ шпуров}$$

$$N_{\text{пор.}} = \frac{1,5 \cdot 15,2}{0,53} = 43 \text{ шпура}$$

Определение глубины шпуров.

Глубину шпуров рассчитываем исходя из принятой организации труда в забое и производительности применяемого оборудования по формуле:

$$l = \frac{T_u - \left(\frac{Nt}{n} + t_n \right)}{\frac{N}{K_6 V_6} + \frac{S\eta}{K_n p_n} + \frac{\eta}{l_p K_k p_k}} \quad (7)$$

где

T_u	- продолжительность проходческого цикла,	6 ч.
t	- время зарядки одного шпура	0,05 ч.
n	- кол-во людей для зарядки шпуров	3 чел.-N=30-60
t_n	- время проветривания	0,5 ч.
K_6	- при бурении буровыми каретками, $K_6=S/10$ при $S=17m^2$	2шт.
K_n	- кол-во проходчиков на погрузке породы, $K_n=S/2,5-1$ при $S=17m^2$	7чел.
K_k	- кол-во крепильщиков, $K_k=S/2,5-2$ при $S=17m^2$	7чел.
V_6	- часовая производительность бур. у-т-ки, табл.7.6	3,85
η	- коэффициент использования шпуров	0,8-0,95
p_n	- часовая производительность проходчика, табл.7.9	0,7м ³ /ч
p_k	- часовая производительность крепильщика, табл.7.8	0,095рам/ч
l_p	- расстояние между рамами крепи	0,8м

$$l = \frac{6 - \left(\frac{52 \cdot 0,05}{3} + 0,5 \right)}{\frac{52}{2 \cdot 3,85} + \frac{17 \cdot 0,8}{7 \cdot 0,7} + \frac{0,8}{0,8 \cdot 7 \cdot 0,095}} = 0,45 м$$

В процессе бурения будем использовать ручное верло, а отгрузку породы будем производить на перегружатель. Крепление выработки выбираем трёхзвенную СВП – 33.

Определим массу заряда на взрыв.

$$Q = g \cdot l \cdot S$$

$$Q = 3 \cdot 0,45 \cdot 17 = 22,95 \text{ кг}$$

и средний заряд на шпур

$$g = \frac{Q}{N} = \frac{22,95}{52} = 0,44 \text{ кг}$$

Найдём фактический общий заряд на взрыв.

$$Q_{\phi} = n_{\text{вр}} * g_{\text{вр}} + n_{\text{отб}} * g_{\text{отб}} + n_{\text{ок}} * g_{\text{ок}}$$

$$Q_{\phi} = 9 * 0,48 + 26 * 0,48 + 17 * 0,4$$

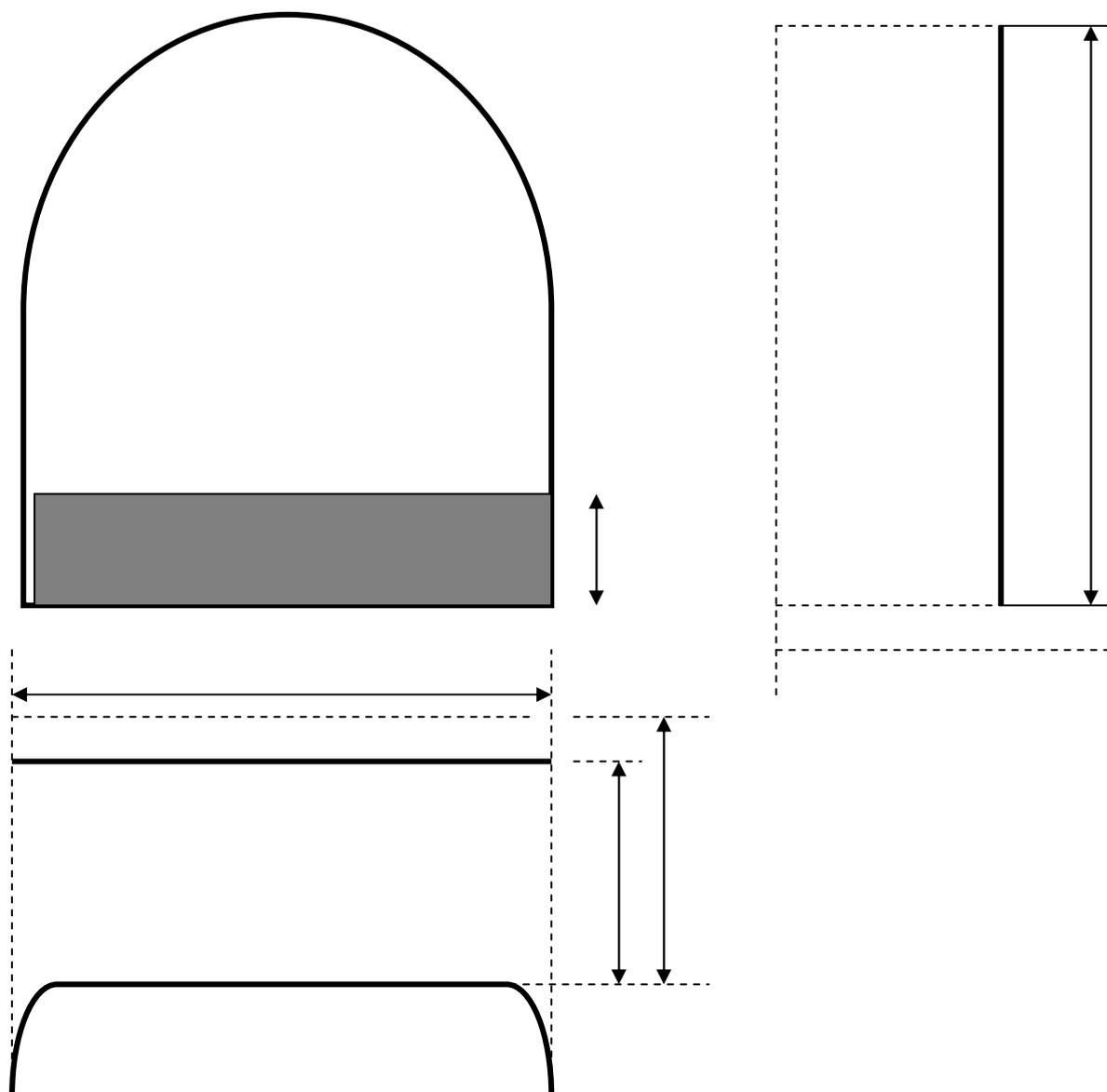
$$Q_{\phi} = 23,6 \text{ кг}$$

где

$$g_{\text{вр}} = 1,2 * g_{\text{шп}} = 1,2 * 0,4 = 0,48 \text{ кг}$$

$$g_{\text{от}} = g_{\text{вр}}$$

После всех расчётов по данным параметрам составляем паспорт буровзрывных работ.



Список литературы.

Основная литература

1. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Часть 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности [Электронный ресурс]: учебное пособие/Б.Н. Кутузов. – М.: Горная книга, 2011. 512 с. Режим доступа:
<http://biblioklub.ru/index.php?page=book&id=69710>
2. Трубецкой К.Н. Основы горного дела [Электронный ресурс] : учебник/К.Н. Трубецкой, Ю.П. Галченко. – М.6 Академический проект, 2010. – 264 с. – 978-5-8291-1123-6. Режим доступа: <http://biblioklub.ru/index.php?page=book&id=143155>
3. Лукьянов В.Г., Комащенко В.И., Шмурыгин В.А. Взрывные работы. – Томск: Издательство Томского политехнического университета, 2008.

Дополнительная литература

4. Безопасность при взрывных работах: Сборник документов. Серия 13. Выпуск I / колл. авт. – М.: Государственное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2001. – 244 с.
5. Лукьянов В.Г., Громов А.Д. Проведение горно-разведочных выработок. – М.: Недра, 1999.
6. Городниченко В.И. Основы горного дела: Учебник для вузов [Электронный ресурс]/ В.И. Городниченко, А.П. Дмитриев. – М.: Горная книга, 2008. -544 с. – 978-5-98672-063-0. Режимдоступа: <http://biblioklub.ru/index.php?page=book&id=79059>
7. Матвейчук В.В. Взрывные работы [Электронный ресурс]: учебное пособие/В.В. Матвейчук, В.П. Чурсалов. – М.: Академический проект, 2002. 377 с. Режим доступа: <http://biblioklub.ru/index.php?page=book&id=220479>
8. Кутузов, Б.Н. История горного и взрывного дела [Электронный ресурс]: учебник/ Б.Н. Кутузов. М.: Московский государственный горный университет, 2008. – 428 с. – 978-5-7418-0537-4. Режим доступа:<http://biblioklub.ru/index.php?page=book&id=99658>
9. Кутузов, Б.Н. Безопасность взрывных работ в горном деле и промышленности [Текст]: учеб.пособие: рек. УМО/Б.Н. Кутузов. –М.: Горная книга.- [Б.м.] / М.: Московский государственный горный университет, 2009. – 670 с. –(Взрывное дело). – ISBN 978-5-98672-172-9 (в пер.) –ISBN 978-5-7418-0617-3: 1578.06 р. (8 экз)
10. Кутузов, Б.Н.. Проектирование и организация взрывных работ [Текст]: Учебное пособие: рек. УМО/Б.Н. Кутузов, В.А. Белин. - М.: Горная книга. 2012. – 411 с.: рис., табл.- (Взрывное дело). – Библиогр.: с. 403. – ISBN 978-5-98672-283-2 (в пер.): 975.59 р., 1083.28 (15 экз.)
11. Безопасность ведения горных работ и горноспасательное дело [Электронный ресурс]: учебник/ Е.А. Диколенко, М.А. Сребный, Б.Ф. Кишин, О Каледина, К.З. Ушаков. - М.: Московский государственный горный университет, 2008. – 490 с. –978-5-7418-0545-9. Режим доступа: <http://biblioklub.ru/index.php?page=book&id=83813>
12. Гвоздкова, Т.Н. Технология добычи полезных ископаемых открытым способом [Текст] : учеб.пособие / Т.Н. Гвоздкова, М.А. Тюленев, А.А. Хорешок. - Кемерово : Изд-во Кузбас. гос. техн. ун-та, 2008. - 62 с.
13. Мангуш, С. К. Взрывные работы при проведении подземных горных выработок [Электронный ресурс] : учеб.пособие / С. К. Мангуш. - М.: Горная книга, 2009. - 121 с. (ЭБС Университетская библиотека-online)
14. Масаев Ю.А. – Взрывное дело. Учебное пособие Кемерово 2001 г.70 стр.
15. Очкуров, В. И. Буровзрывная технология проведения горизонтальных выработок. Буровзрывные работы: учеб. пособие / В. И. Очкуров. - СПб.: Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет), 2008. - 163 с.

Яшнев Александр Климентьевич

Зав. лабораторией «Горные машины и оборудование» ГиП АмГУ

Буровзрывные работы Методические указания для самостоятельной работы студентов. _____

Изд-во АмГУ. Подписано к печати _____. Формат 60x84/16. Усл. печ. л. _____

Тираж 100. Заказ _____.

Отпечатано в типографии АмГУ