

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**ГЛАВНЫЙ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ ЦЕНТР ПЕРЕПОДГОТОВКИ
И ПОВЫШЕНИЯ КВАЛИФИКАЦИИ ПЕДАГОГЧЕСКИХ И
УПРАВЛЕНЧЕСКИХ КАДРОВ СИСТЕМЫ ВЫСШЕГО
ОБРАЗОВАНИЯ ПРИ МИНИСТЕРСТВЕ ВЫСШЕГО СРЕДНЕГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**ОТРАСЛЕВОЙ ЦЕНТР ПЕРЕПОДГОТОВКИ И ПОВЫШЕНИЯ
КВАЛИФИКАЦИИ ПЕДАГОГИЧЕСКИХ КАДРОВ ПРИ
ТАШКЕНТСКОМ ГОСУДАРСТВЕННОМ ТЕХНИЧЕСКОМ
УНИВЕРСИТЕТЕ**

**УЧЕБНО МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС
ПО МОДУЛЮ**

**«ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»**

Направление

«ГОРНЫЕ ДЕЛА»

ТАШКЕНТ -2019

МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

ГОЛОВНОЙ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ ЦЕНТР ПО ОРГАНИЗАЦИИ
ПЕРЕПОДГОТОВКИ И ПОВЫШЕНИЯ КВАЛИФИКАЦИИ
ПЕДАГОГИЧЕСКИХ И РУКОВОДЯЩИХ КАДРОВ СИСТЕМЫ ВЫСШЕГО
ОБРАЗОВАНИЯ ПРИ МИНИСТЕРСТВЕ ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО
СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

ОТРАСЛЕВОЙ ЦЕНТР ПЕРЕПОДГОТОВКИ И
ПОВЫШЕНИЯ КВАЛИФИКАЦИИ ПЕДАГОГИЧЕСКИХ
КАДРОВ ПРИ ТАШКЕНТСКОМ ГОСУДАРСТВЕННОМ ТЕХНИЧЕСКОМ
УНИВЕРСИТЕТЕ

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС

по модулю

«ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»

**Разработали: доц. Ю.Э.Петросов
асс. Ф.Т.Худойбердиев**

ТАШКЕНТ -2019

Данный учебно-методический комплекс разработан на основании учебного плана и программы утвержденного приказом Министерства высшего и среднего специального образования Республики Узбекистан № 1023 от 2 ноября 2019 года.

Разработали: доц. Ю.Э.Петросов - к.т.н. доцент кафедры, «Горное дело» ТГТУ,

Ф.Т.Худойбердиев - асс.кафедры «Геотехнология угольных и пластовых месторождений» ТГТУ,

Рецензент: У.Ф. Носиров - д.т.н. профессор декан факультета «Инженерной геологии и горного дела» ТГТУ

Данный учебно-методический комплекс рекомендован к изданию Советом Ташкентского государственного технического университета (протокол № 1 от 24 сентября 2019 года).

Содержание

I. Рабочая программа.....	5
II. Интерактивные методы обучения, используемые в модуле.....	10
III. Теоретические материалы.....	13
IV. Материалы практических занятий.....	133
V. Банк кейсов.....	158
VI. Глоссарий.....	162
VII. Список литературы.....	164

I. РАБОЧАЯ ПРОГРАММА

ВВЕДЕНИЕ

Программа составлена на основе указа ПФ-4732 от 12 июня 2015 года Президентом Республики Узбекистан «О мерах улучшения системы переподготовки и повышения квалификации руководящих и педагогических кадров высших учебных заведений», цель которой является улучшение, переподготовка и суть процесса повышения квалификации на основе современных требований, а так же поставленная задача регулярно повышать профессиональную компетентность педагогических кадров высших учебных заведений.

Рабочая программа включает в себя изучение теоритических и практических основ перспективных направлений разработки месторождений полезных ископаемых, средства, методы, структуру и организацию проведения занятий по данному модулю исходя из горно-геологических и горно-технических факторов. Планирован и решение задач по разработке месторождений полезных ископаемых с учетом мировой практики.

Цель и задачи модуля

Цель и задачи модуля состоит в изучении процесса разработки месторождений полезных ископаемых с учетом зарубежного и отечественного передового опыта, обновлении необходимых знаний и требований специальности, обеспечении педагогической компетентности, мастерства педагогов соответствии с учебными планами и программами дисциплин при разработке месторождений полезных ископаемых.

Требования, предъявляемые к знаниям, умениям навыкам и компетенциям по модулю

Слушатель, в пределах задач модуля «Процессы открытой разработки месторождений полезных ископаемых» должен:

знать:

- сущность основных понятий и результатов разработки месторождений полезных ископаемых;
- основные формулировки понятий и результатов разработки месторождений полезных ископаемых;
- основные параметры рудника;
- основные параметры вскрытия;
- характеристику запасов полезных ископаемых;
- технологию открытой разработки пластовых месторождений;
- процессы открытых горных работ;

уметь и владеть навыками:

- уметь вести расчеты показателей потерь и разубоживания руды при добыче полезного ископаемого;

- вести расчеты скважинной отбойки руды при добыче полезного ископаемого;
- графически изображать расположение скважин в взрываемом блоке;
- определять удельный расход взрывчатого вещества;
- составлять паспорта БВР как при проходке горных выработок так и при добыче полезного ископаемого;
- вести расчеты зарядов выброса, рыхления и камуфлетных зарядов;
- составлять расчета электровзрывных сетей.

обладать компетенциями:

- анализировать полученные результаты при решении разных задач;
- использовать и применять на практике компьютерных и коммуникационных технологий;
- создавать показательных презентаций для лекционных и практических занятий с применением современных педагогических и информационных технологий их применения на практике;
- создавать и использовать электронной учебно-методической базы по данному модулю.
- самостоятельно использовать теоретические и практические знания для решения конкретных проблем при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

Рекомендации по проведению и организации модуля

При проведении обучения запланировано использование современных методов, педагогических и информационно-коммуникативных технологий:

- лекции запланировано проводить в форме презентаций с использованием современных компьютерных технологий;
- практические занятия запланировано проводить с помощью интерактивных методов (кейс-стади, «Т-схема», «Мозговой штурм» и др.).

Взаимосвязь учебного модуля с другими модулями

Содержание модуля непосредственно связано с другими блоками учебного плана и служит для решения вопросов внедрения в педагогическую деятельность проблематики и задач отрасли подземной разработки месторождений полезных ископаемых, а также служит для объединения учебного процесса и производства путем внедрения новой техники и технологий данной отрасли.

Роль модуля в системе высшего образования

Происходящие коренные изменения в системе образования, особенно научно-техническое развитие определяет роль модуля “Процессы открытой разработки месторождений полезных ископаемых” в системе высшего образования.

Организация эффективного и плодотворного образования путем создания новых инновационных технологий обучения дисциплин направления модуля “Процессы открытой разработки месторождений полезных ископаемых” и их применения в системе образования помогает системно увеличить качество образования. Отдельное внимание обосновывается формированием знаний, умений и навыков применения современных информационных технологий и педагогических программных средств, информационно-коммуникационных технологий в процессе учебно-воспитательной деятельности.

Распределение часов по модулю

№	Темы	Итого	Теоритические	Практические	Выездные занятия
1.	Процессы подготовки горных пород к выемке	4	2		2
2.	Процесс выемки и погрузки горной массы	4	2		2
3.	Процесс перемещения карьерных грузов	2	2		
4.	Взрывные работы при проведении горных выработок. Паспорт БВР	2		2	
5.	Расчет производительности одноковшового карьерного экскаватора	2		2	
6.	Расчет производительности автотранспорта	2		2	
	Итого:	16	6	6	4

Содержания теоретических занятий

1-тема: Процессы подготовки горных пород к выемке

Общие сведения о подготовке пород к выемке. Способы бурения взрывных скважин. Бурение взрывных скважин. Расчет производительности станков при бурении взрывных скважин. Взрывное рыхление пород в карьере

2-тема: Процесс выемки и погрузки горной массы.

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ. ТИПЫ ВЫЕМОЧНЫХ МАШИН И ИХ ВЫБОР. ХАРАКТЕРИСТИКА И КЛАССИФИКАЦИЯ ЭКСКАВАТОРОВ ЦИКЛИЧНОГО ДЕЙСТВИЯ. ОДНОКОВШОВЫЕ КАРЬЕРНЫЕ ЭКСКАВАТОРЫ.

3-тема: Процесс перемещения карьерных грузов

ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ГОРНОЙ МАССЫ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫМ ТРАНСПОРТОМ. ХАРАКТЕРИСТИКА ПОДВИЖНОГО СОСТАВА И РЕЛЬСОВОГО ПУТИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА. СХЕМА РАЗВИТИЯ ПУТЕЙ И ОРГАНИЗАЦИЯ ОБМЕННЫХ ОПЕРАЦИЙ НА УСТУПАХ. ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ГОРНОЙ МАССЫ АВТОМОБИЛЬНЫМ ТРАНСПОРТОМ.

ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ГОРНОЙ МАССЫ КОНВЕЙЕРНЫМ ТРАНСПОРТОМ

Содержание практических занятий

1-практическое занятие: Взрывные работы при проведении горных выработок. Паспорт БВР

Определение расчета взрывных работ при проходке горных выработок.

2-практическое занятие: Расчет производительности одноковшового карьерного экскаватора

Определение теоретической или паспортной производительности. Техническая производительность экскаватора. Определение коэффициента экскавации. Продолжительность цикла в зависимости от угла поворота экскаватора при разработке пород разных типов

3-практическое занятие: Расчет производительности автотранспорта.

Расчет производительности автомобильного транспорта. Техническая производительность экскаватора. Рассчитать скорость автосамосвала по динамическим характеристикам для карьеров. Рассчитать безопасную скорость движения.

Содержание выездных занятий

Выездное занятие:

1-тема: Процессы подготовки горных пород к выемке.

2-тема: Процесс выемки и погрузки горной массы

Форма обучения

Форма обучения отражает такие внешние стороны учебного процесса, как способ его существования: порядок и режим; способ организации обучения: лекция, семинар, самостоятельная работа и др; способ организации

совместной деятельности обучающего и обучающихся: фронтальная, коллективная, групповая, индивидуальная.

При обучения важным является выбор формы организации учебной деятельности участников:

- Коллективная – коллективное, совместное выполнение общего учебного задания всеми студентами. Характер полученного результата: итог коллективного творчества.
- Групповая – совместное выполнение единого задания в малых группах. Характер полученного результата: итог группового сотрудничества на основе вклада каждого.
- Индивидуальная – индивидуальное выполнение учебного задания. Характер полученного результата: итог индивидуального творчества. Обычно предшествует групповой работе.

II. ИНТЕРАКТИВНЫЕ МЕТОДЫ ОБУЧЕНИЯ, ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ В МОДУЛЕ

Техника «Т-схема»

«Т-схема» - универсальный графический органайзер для записи двойных (да/нет, за/против) или сравнения 2-х аспектов одной концепции/ информации. Это сравнительная таблица. Развивает навыки критического мышления. Применяется в заключительной лекции/по завершению тематической

Применения техника «Т-схема» в учебный процесс

Задания: Определить достоинство и недостатки основных параметров вскрытия и заполнить таблицу

Вертикальными стволами		
достоинства		недостатки
1.		1.
2.		2.
3.		3.

Наклонными стволами		
достоинства		недостатки
1.		1.
2.		2.
3.		3.

Комбинированным способом		
достоинства		недостатки
1.		1.
2.		2.
3.		3.

Таблица SWOT-анализа

SWOTнаименование происходит от начальных букв следующих английских слов:

Strengths- сильные стороны, предполагает наличие внутренних ресурсов;

Weakness- слабые стороны или наличие внутренних проблем

Opportunities - возможности наличие возможностей для развития предприятия

Threats- угрозы, угрозы от внешней среды

Применения метода на занятия

S	Сильные стороны открытого способа разработки облицовочного камня	
W	Слабые стороны открытого способа разработки облицовочного камня	
O	Возможности открытого способа разработки облицовочного камня	
T	Угрозы открытого способа разработки облицовочного камня	

Кейс-стади

«Кейс-стади» (Case-study) – это система обучения, основывающаяся на анализе, решении и обсуждении реальных и смоделированных (вымышленных) ситуаций. Метод «кейс-стади» интегрирует в себе технологии развивающего обучения, включая процедуры индивидуального, группового и коллективного развития, и формирования различных личностных качеств обучаемых.

Под методом «кейс-стади» понимается активный метод обучения, основанный на организации преподавателем в группе обучающихся обсуждения задания, представляющего собой описание конкретной ситуации с явной или скрытой проблемой.

Кейс-стади (от англ. слова *case*– реальная ситуация) – метод конкретных реальных ситуаций.

Сущность кейс-стади – изучение общих закономерностей на примере анализа конкретных случаев.

нижних горизонтов карьеров

Задача: Изучение видов и способов транспортировки горной массы на карьерах. Сравнение достоинств и недостатков вариантов транспортировки

конкретных условиях исходя из горно-геологических характеристик месторождения и выбор оптимального варианта транспортировки горной массы.

Результативность обучения: участники имеют представление о способах:

- транспортировки горной массы на крьерах и о достоинствах и недостатках видов транспортировки.
- научатся применять в конкретных условиях применять вид транспортировки исходя из горно геологических условий.

Критерии успешности:

- понимание необходимости совершенствования вида транспортировки при разработке каьеров;
- сопоставляются разные варианты транспортировки горной массы и их экономическая целесообразность;
- выбирается наиболее приемлемый вариант транспортировки горной массы;

Ключевая идея: Выбор оптимального варианта транспортировки при разработке углубляющихся карьеров с целью снижения себестоимости добычи полезного ископаемого исходя из мирового опыта применения видов транспортировки.

Ресурсы, материалы, оборудование: Флипчарт, маркеры, стикеры, проектор и презентационный материал.

Кейс: Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом с каждым годом становится труднее. Потому что с каждым годом горные работы придется вести на глубоких горизонтах. С увеличением глубины карьеров появляется проблема проветривания карьера и дорого обходится транспортировка горной массы. Связи с этим возникает вопрос внедрения экономически эффективного вида транспортировки горной массы. Выбор способа транспортировки горной массы на карьерах должно выбираться исходя из мирового опыта применяемых на зарубежных крупных карьерах. Экономическое сопоставление разных вариантов транспортировки дает возможность выбрать наиболее оптимальный вариант при транспортировке горной массы с целью снижения добычи полезного ископаемого с одновременной обеспечением здоровых условий труда для горнорабочих путем сокращения попадания выхлопных газов выделяющихся из транспортных средств.

III. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ МАТЕРИАЛЫ

1. ПРОЦЕССЫ ПОДГОТОВКИ ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

План:

1.1. Общие сведения о подготовке пород к выемке

1.2. Способы бурения взрывных скважин

1.3. Бурение взрывных скважин

1.4. Расчет производительности станков при бурении взрывных скважин

1.5. ВЗРЫВНОЕ РЫХЛЕНИЕ ПОРОД В КАРЬЕРЕ

Ключевые слова: карьер, горная порода, выемка, бурение, буримость, скважина, буровой станок, шروشка, долото, массив, взрывание, метод, способ, взрывчатое вещество, высота уступа, линия сопротивления по подошве, негабарит, кондиционный размер куска.

1.1. Общие сведения о подготовке пород к выемке

Разделение пород с технологической точки зрения на крепкие (твердые), плотные и мягкие (слабые) отражает способность выемочно-погрузочного оборудования к разрушению пород и отделению их порций от массива. С этой точки зрения от массива крепких (твердых) и частично плотных пород не могут быть отделены их порции без предварительной подготовки, сущностью которой является разделение породного массива на куски и его разрыхление. Степень такого разрыхления должна обеспечивать внедрение в разрыхленный массив рабочего органа выемочно-погрузочной машины и отделение от него порции породы для последующего перемещения в транспортное средство или отвал.

При открытой разработке месторождений подготовка пород к выемке может осуществляться механическим или взрывным способом. В первом случае рыхление пород происходит за счет механической энергии движущегося бульдозера, оснащенного рыхлительным оборудованием, а во втором - за счет энергии, выделяют при химическом разложении взрывчатых веществ, размещенных в разрушаемом породном массиве.

Таким образом, для подготовки пород к выемке механическим способом требуется иметь бульдозер со специальным навесным оборудованием, а взрывным способом - создать в разрушаемом массиве выработки для размещения взрывчатых веществ. Поэтому механическое рыхление пород происходит в процессе движения бульдозера, а взрывному рыхлению пород предшествует создание в массиве выработок для размещения взрывчатых веществ (шпуров, скважин, камер, траншей и т.п.). При взрывном рыхлении пород в карьерах основными выработками для размещения взрывчатых веществ в разрушаемом массиве являются взрывные скважины, которые бурят специальными буровыми станками.

Выбор способа подготовки пород к выемке зависит от физико-механических свойств пород, масштаба горных работ, наличия оборудования, персонала, горно-технических условий ведения работ и т.п.

1.2. Механическое рыхление пород

Основным оборудованием, применяемым при рыхлении пород, является бульдозер, на который чаще всего устанавливается одностоечный или трехстоечный рыхлитель (рис.1.1), представляющий собой раму с рабочим органом (зубом), шарнирно закрепленную на базовом тракторе и оснащенную гидроцилиндрами управления.

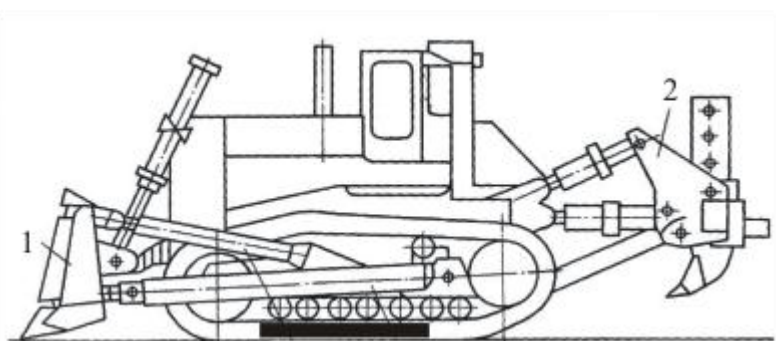


Рис. 1.1. Общий вид бульдозера с установленным рыхлителем

1 – лемех; 2 – рыхлитель.

Процесс механического рыхления начинается с принудительного заглубления рабочего органа (зуба) рыхлителя в породный массив на определенную глубину. Такое заглубление зуба происходит при движении бульдозера вперед с одновременным опусканием стойки рыхлителя. При продолжении движения бульдозера в массиве образуется борозда из разрушенной породы на всю длину разрабатываемого участка, в конце которого бульдозер разворачивается и, двигаясь параллельно ранее пройденной борозде на некотором расстоянии от нее, прорезает следующую борозду. Затем цикл повторяется, а рыхление массива происходит параллельными смежными ходами при движении рыхлителя по челночной схеме (рис.1.2), которая называется параллельно-челночной схемой рыхления.

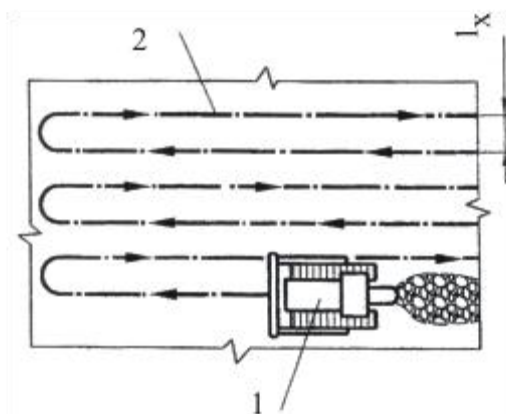


Рис. 1.2.Схема движения бульдозера-рыхлителя при рыхлении пород:

1 – бульдозер-рыхлитель, 2 – ось движения бульдозера-рыхлителя; l_x – расстояние между смежными проходами

Борозда из разрушенной породы, образовавшаяся при протаскивании через массив рыхлителя, имеет форму трапеции с широким основанием на уровне земной поверхности и наклоном боковых стенок под углом α к горизонту. При этом в нижней части разрушенного слоя между смежными бороздами остаются «гребни» не разрушенной породы (рис.1.3). Поэтому

эффективная глубина рыхления $h_э$ всегда меньше величины заглабления зуба рыхлителя:

$$h_э = h_з - h_г, \text{ м}; \quad (1)$$

где $h_з$ – величина заглабления зуба в породе, м;

$h_г$ – высота «гребней» не разрушенной породы, м.

Высота «гребней» не разрушенной породы может быть определена по формуле:

$$h_г = \frac{\text{tg} \alpha}{2} (l_г - b), \text{ м}; \quad (2)$$

где $l_г$ – расстояние между смежными бороздами (при трехстоечном рыхлителе равно расстоянию между осями стоек), м;

b – ширина основания борозды (зависит от свойств пород и ширины наконечника зуба рыхлителя), м.

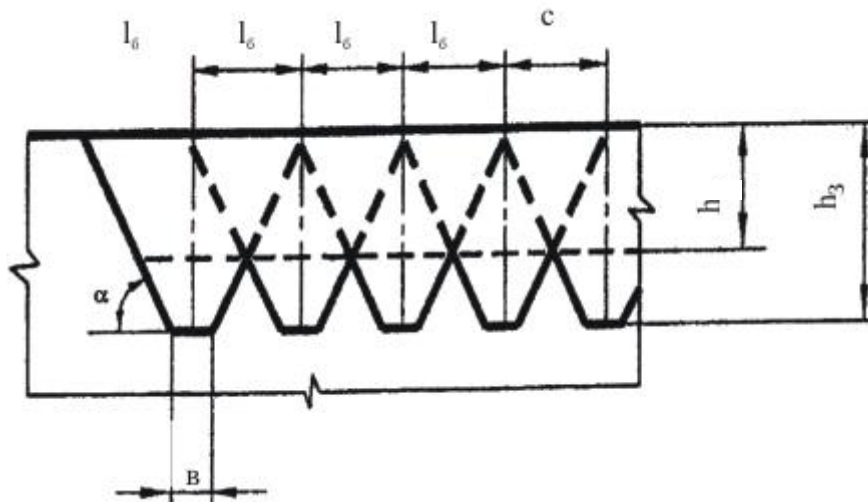


Рис. 1.3. Схема взаимного расположения борозд при рыхлении массива

Глубина эффективного рыхления зависит также от формы поперечного сечения борозды, а высота «гребней» - от состояния массива, что в расчетах учитывается через эмпирические коэффициенты. Тогда глубина эффективного рыхления h_3 при параллельно-челночной схеме движения рыхлителя может быть найдена по формуле:

$$h_3 = \frac{1}{K_2} \left[K_1 \cdot h_3 - \frac{\text{tg } \alpha}{2} (l_0 - b) \right], \text{ м} \quad (3)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий форму поперечного сечения борозды;

K_2 - коэффициент, учитывающий влияние состояния массива на размеры неразрушенных гребней;

α – угол наклона боковых стенок борозды, градус;

Значения параметров формул (2) и (3) приведены в табл.1.

Таблица 1

Значения параметров для расчета показателей рыхления пород

Породный массив	Значение параметров						
	K_1	K_2	b , м	h_3 , м	v_p , м/с	α , град	l_0 , м
Малотрещиноватый, труднорыхлимый	0,8 - 0,9	0,95- 1,0	(1,5- 2,0) b_1	0,5· h_o	0,6· V_o	60°	0, 7
Среднетрещиноватый, средней трудности рыхления	0,9 - 1,0	0,9- 0,95	(2,0- 3,5) b_1	0,7 5· h_o	0,8· V_o	50°	0, 9
Сильнотрещиноватый, легкорыхлимый	1,0	0,8- 0,9	(3,5- 6,0) b_1	h_o	V_o	40°	1, 1

Примечание: b_1 – ширина наконечника зуба рыхлителя, м;

h_o – заглубление зуба по технической характеристике рыхлителя, м;

v_o – скорость движения при рыхлении пород по технической характеристике рыхлителя, м/с;

v_p – расчетная скорость движения при рыхлении пород, м/с.

Для уменьшения объема «гребней» неразрушенной породы и увеличения глубины эффективного рыхления применяют метод рыхления перекрестными ходами, когда под углом $\sim 90^\circ$ к ранее пройденным параллельным бороздам проводят дополнительные борозды. В этом случае глубина эффективного рыхления практически совпадает с величиной заглубления зуба, увеличиваясь на 15...20 %, а такая схема работы рыхлителя называется параллельно-перекрестной схемой.

Фактическое заглубление зуба рыхлителя в массив находится в обратной зависимости от механических характеристик пород (чем прочнее порода, тем меньше заглубление) и в прямой зависимости от энергосиловых параметров бульдозера (чем больше мощность двигателя, тем больше заглубление). Техническая характеристика бульдозеров-рыхлителей приведена в табл.2 и 3. в основу классификации которых положена мощность двигателя и соответствующее ей тяговое усилие базового трактора. По этому признаку базовые тракторы делятся на сверхмощные, мощные, средней мощности, малой мощности и легкие (мощность двигателя свыше 500 кВт, 300...500 кВт, 200...300 кВт, 130...200 кВт и менее 130 кВт).

В расчетах максимальное заглубление зуба при использовании трехстоечных рыхлителей следует принимать в $\sim 1,6$ раза меньше, чем при использовании одностоечных рыхлителей, а скорость передвижения при рыхлении – одинаковой для обоих вариантов.

Таблица 2

Техническая характеристика бульдозеров-рыхлителей производства СНГ

Показатели	Значение				
	100	150	250	350	750
Тяговый класс, кН	100	150	250	350	750
Модель рыхлителя	ДП-26С	ДП-22С	ДП-10С	ДЗ-141ХЛ	ДП-35УХЛ
Базовый трактор	Т-130	Т-180	Т-330	Т-500	Т-50.01
Мощность двигателя базового трактора, кВт	118	133	250	353	523
Число стоек рыхлителя, штук	1	1; 3	1; 3	1	1
Расстояние между осями стоек, м	-	0,8	0,7	-	-
Ширина наконечника зуба, м	0,07	0,09	0,11	0,12	0,13
Максимальное заглубление зуба, м:					
одностоечный рыхлитель	0,45	0,50	0,70	1,30	1,78
трехстоечный рыхлитель	-	0,31	0,43	-	-

Скорость передвижения, м/с:					
при передвижении обратным ходом	1,3	1,2	1,9	1,6	1,8
при наборе и перемещении породы	0,9	0,7	0,8	1,0	0,9
при рыхлении	0,6	0,6	0,7	0,9	0,6

Таблица 3

Техническая характеристика бульдозеров-рыхлителей фирмы «Катерпиллер»

Показатели	Значение			
	250		350	750
Тяговый класс, кН				
Базовый трактор	D8R	D9R	D10R	D11R
Мощность двигателя базового трактора, кВт	265	299	415	609
Число стоек рыхлителя, штук	1; 3			
Расстояние между осями стоек, м	0,7		0,8	
Ширина наконечника зуба, м	0,10	0,12	0,13	0,15
Максимальное заглубление зуба, м:				
одностоечный рыхлитель	1,16	1,23	1,37	1,61
трехстоечный рыхлитель	0,72	0,77	0,85	1,07
Скорость передвижения, м/с:				
при передвижении обратным ходом	1,08...1,33		1,11...1,15	1,08...1,33
при наборе и перемещении породы	0,4...0,5		0,4...0,5	0,4...0,5
при рыхлении	0,4...0,5		0,4...0,5	0,4...0,5

Расстояние между смежными ходами при параллельно-челночной схеме движения одностоечного рыхлителя составляет $l_x=0,7...1,1$ м, а между поперечными ходами при параллельно-перекрестной схеме движения рыхлителя – $l_d= (1,2...1,5) l_x$. При этом более высокие значения принимаются для легкорыхлимых, а более низкие значения – для труднорыхлимых пород.

Угол наклона боковых стенок борозды в легкорыхлимых породах следует принимать равным 40° , в среднерыхлимых породах - 50° и в труднорыхлимых породах - 60° .

При определении категории пород по рыхлимости в качестве классификационного признака целесообразно принять скорость распространения продольных волн, поскольку этот показатель достаточно полно отражает не только физико-механические свойства пород, но и особенности их строения, а также структуру и состояние горного массива.

Тогда породы со скоростью распространения продольных волн до 750 м/с могут быть отнесены к легкорыхлимым, 750...1200 м/с – к среднерыхлимым и более 1200 м/с – к труднорыхлимым. При этом следует учитывать тот факт, что возможности механического рыхления ограничиваются энергосиловыми параметрами базового трактора. Так, например, возможности рыхлителей на базовых тракторах тягового класса 150 кН реально позволяют рыхлить породы со скоростью продольных волн не более 1400 м/с, тягового класса 250 кН – породы со скоростью продольных волн не более 1600 м/с, тягового класса 350 кН – породы со скоростью продольных волн не более 1830 м/с, тягового класса 750 кН – породы со скоростью продольных волн не более 2450 м/с.

Область применения бульдозеров-рыхлителей разного тягового класса для рыхления различных пород приведена на рис. 4. Анализ приведенных диаграмм позволяет в первом приближении определить возможность применения механического рыхления конкретных пород.

Эксплуатационная производительность рыхлителя в плотной массе может быть определена по формуле:

- при параллельно-челночной схеме движения:

$$Q_{\text{эч}} = \frac{3600K_{uc}}{T_{\text{чч}}} h_3 l_{\text{уз}} L, \text{ м}^3 / \text{ч}; \quad (4)$$

- при параллельно-перекрестной схеме движения:

$$Q_{\text{эпн}} = \frac{3600K_{uc}}{T_{\text{пнп}}} h_3 l_{\text{уз}} L, \text{ м}^3 / \text{ч}; \quad (5)$$

где K_{uc} – коэффициент использования времени, $K_{uc} = 0,8-0,9$;

$l_{\text{уз}}$ – ширина захвата рыхлителя, равная расстоянию между бороздами при одностоечном рыхлителе и трем расстояниям между стойками при трехстоечном рыхлителе.

L – длина участка рыхления, м;

$T_{\text{чч}}, T_{\text{пнп}}$ – продолжительность цикла соответственно при параллельно-челночной и перекрестной схеме движения рыхлителя, с.

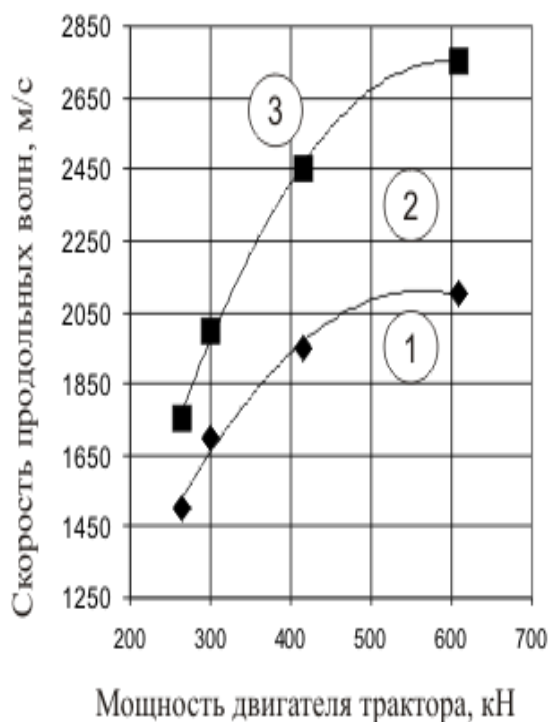
Под продолжительностью цикла при параллельно-челночной схеме движения понимается время, затрачиваемое рыхлителем на одиночный

проход вдоль участка с переездом на смежную борозду, а при параллельно-перекрестной схеме – время, затрачиваемое рыхлителем на одиночный проход вдоль и одиночный проход поперек участка с двумя переездами на смежные борозды (совмещенный цикл).

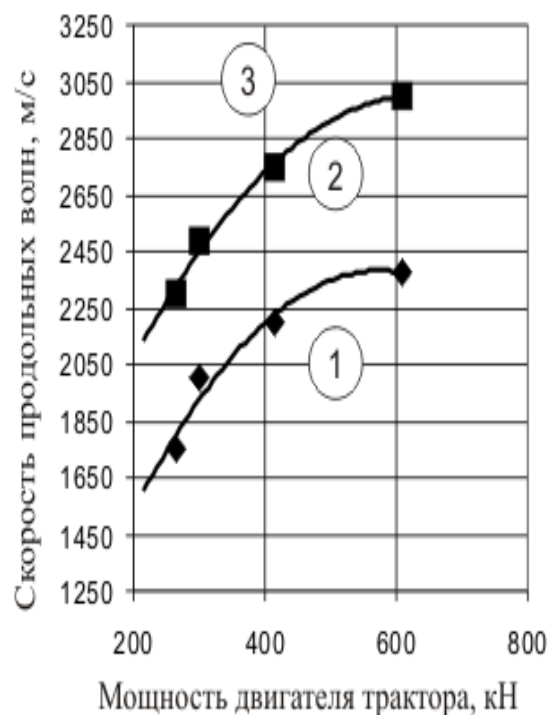
а

б

Глина, глинистые породы, мергель



Магматические и метаморфические породы



в

Осадочные породы

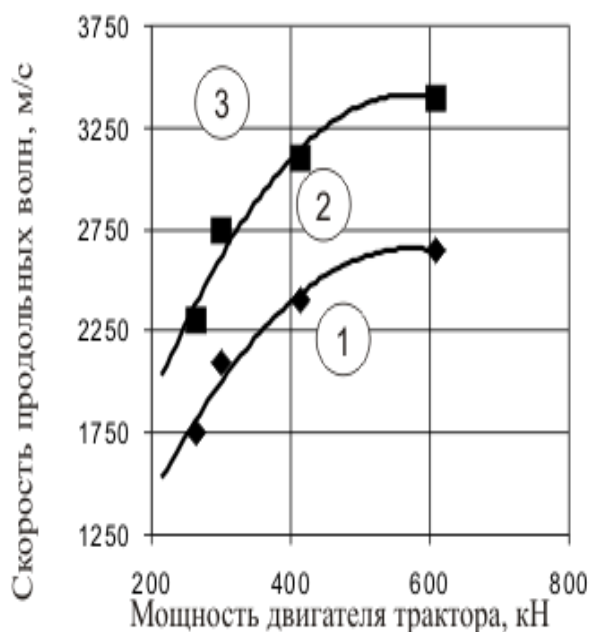


Рис. 2.2.4. Область применения механического рыхления в зависимости от мощности базового трактора и скорости продольных волн при рыхлении глинистых (а), магматических и метаморфических (б) и осадочных (в) пород:

1, 2, 3 – соответственно область эффективного, возможного (предельного) и невозможного применения рыхлителей.

Продолжительность цикла при параллельно-челночной и параллельно-перекрестной схеме движения соответственно может быть определена по формулам:

$$T_{\text{чч}} = \frac{L}{v_p} + t_m, \text{с}; \quad (6)$$

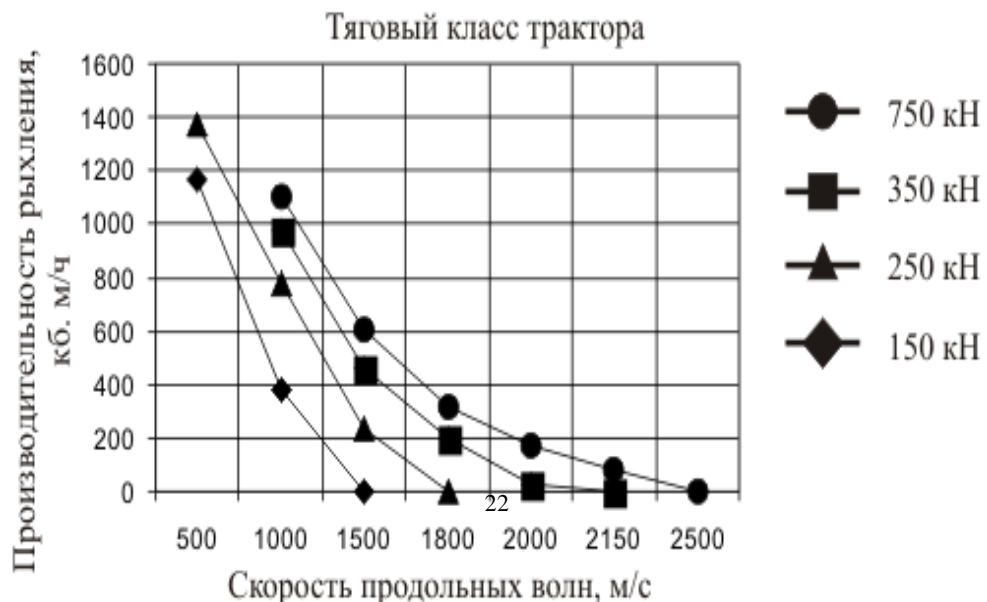
$$T_{\text{пнп}} = \frac{L+B}{v_p} + 2t_m, \text{с}; \quad (7)$$

где v_p – скорость передвижения рыхлителя в процессе рыхления, м/с;

B – ширина участка рыхления, м;

t_m – продолжительность переезда рыхлителя на смежную борозду, $t_m = 30-50$ с.

Производительность оборудования при механическом рыхлении пород может быть определена также по графикам (рис.3) в зависимости от скорости продольных волн в разрабатываемом массиве. Производительность рассчитана за 1 час чистого времени работы одностоечных рыхлителей при параллельно-челночной схеме. Для получения эксплуатационной производительности значение производительности, полученное по графикам рис. 5, должно быть умножено на коэффициент использования времени $K_{ис}$.



1.3. Бурение взрывных скважин

1.3.1. Способы бурения взрывных скважин

Взрывное рыхление пород требует размещения в горном массиве зарядов ВВ. С этой целью в массиве бурят скважины, называемые **взрывными скважинами**. Бурение таких скважин в карьерах осуществляется специальными буровыми машинами, которые по способу воздействия на разрушаемую породу подразделяются на две группы:

- воздействие механическими способами (удар, резание и т.п.);
- воздействие физическими способами (термические, волновые, взрывные и т.п.).

Соответственно по способу воздействия буровой машины на разрушаемую породу выделяют ударный, вращательный (резанием), ударно-вращательный (комбинация удара с поворотом инструмента вдоль вертикальной оси), термический, комбинированный и другие способы бурения взрывных скважин.

Сущность **ударного способа бурения** скважин заключается в разрушении породы в забое скважины под воздействием ударных нагрузок, которые создаются буровым инструментом, находящимся в возвратно-поступательном движении. Для этого используется кинетическая энергия, возникающая под действием силы тяжести, сжатого воздуха или жидкости. В первом случае ударный способ бурения реализован в *ударно-канатных буровых станках*, принцип действия которых основан на разрушении пород свободно падающим буровым инструментом. На такой способ бурения приходится 1 % от общего объема бурения скважин, а его использование целесообразно только в закарстованных разнородных и разнопрочных породах при диаметре скважин 150...350 мм и глубине их до 50 м. В карьерах Узбекистана этот способ не применяется и поэтому в учебном пособии подробно не рассматривается.

Во втором случае ударный способ бурения реализован в *пневматических и гидравлических бурильных молотках* (перфораторах), которые используются для бурения шпуров диаметром от 32...40 до 50...75 мм в скальных породах. При этом широко применяются различные установочные приспособления, в том числе самоходные каретки.

Сущность **вращательного способа бурения** заключается в разрушении пород в забое скважины резанием при использовании режущих коронок или их локальном объемном раздавливании при использовании шарошечных долот. В первом случае разрушенная порода выносятся из скважины шнеком

(шнековое бурение), а во втором – сжатым воздухом (шарошечное бурение). При таком способе бурения скважин усилие вращающимся буровым ставом передается на буровой инструмент, который внедряется в породы за счет осевого усилия, создаваемого либо весом бурового става с приводом, либо специальным напорным механизмом. Скорость бурения в этом случае находится в прямой зависимости от осевого усилия: чем выше осевое усилие, тем выше скорость бурения.

На шнековое бурение приходится до 15 %, а на шарошечное - около 70 % объема буровых работ в карьерах.

Сущность **ударно-вращательного способа бурения** заключается в объемном разрушении породы в забое скважины под воздействием ударных нагрузок, которые периодически создаются буровым инструментом. Этот инструмент (погружной пневмоударник) имеет поршень-боек, который находится в поступательно-возвратном движении под действием сжатого воздуха или жидкости. Поршень-боек наносит удар по хвостовику бурового долота. Пневмоударник вращается вместе с долотом и буровым ставом с частотой 30-70 об/мин. В результате такого вращения буровое долото каждый удар наносит на новую часть забоя скважины. На ударно-вращательный способ бурения приходится до 5 % объема буровых работ в карьерах.

Сущность **термического способа бурения** заключается в разрушении пород в забое скважины под действием напряжений, возникающих в результате их теплового расширения при нагреве сжигаемым жидким топливом (керосина с воздухом). Наиболее эффективно применяться для расширения нижней части скважин в чрезвычайно крепких породах, например, кварцитах с пределом прочности пород на сжатие $\sigma_{сж} > 160$ МПа. В Узбекистане этот способ бурения проходил испытания в карьере Мурунтау, но дальнейшего применения не нашел и поэтому в учебном пособии детально не рассматривается.

Сущность **комбинированного способа бурения** заключается в разрушении пород в забое скважины комбинацией механических и физических способов воздействия, что позволяет объединить их преимущества. В результате такой комбинации разработаны термо-шарошечный, термо-ударный, ударно-шарошечный и режуще-ударный способы бурения взрывных скважин. Способы воздействия на породу при комбинированном бурении могут выполняться последовательно или одновременно. Например, скважина сначала бурится шарошечным способом, а затем в нижней части расширяется термическим способом. Ударно-шарошечный способ совмещает удар с объемным разрушением, а режуще-

ударный способ предусматривает поочередное применение режущего и ударного воздействия.

Комбинация способов воздействия определяется в первую очередь физико-механическими свойствами буримых пород. В частности, ударно-шарошечный способ бурения целесообразно применять в весьма и исключительно труднобуримых породах ($P_b > 20$, $\sigma_{сж} > 200$ МПа), а режуще-ударный – при бурении легко-буримых пород ($\sigma_{сж} < 60 \dots 70$ МПа) с включениями слоев средне- и трудно-буримых пород ($60 \dots 70$ МПа $< \sigma_{сж} < 120 \dots 150$ МПа).

Таким образом, при открытой разработке месторождений наибольшее распространение получили шарошечное, шнековое и ударно-вращательное бурение взрывных скважин, для чего предусмотрено производство соответствующих типов буровых станков:

1. СБР – станки вращательного бурения резовыми коронками с очисткой скважины шнеком (шнекового бурения).

2. СБШ - станки вращательного бурения шарошечными долотами с очисткой скважины воздухом (шарошечного бурения).

3. СБУ – станки ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками с очисткой скважины воздухом (пневмо-ударного бурения).

4. Станки с использованием комбинации разных способов бурения.

Типоразмеры буровых станков определяются условным диаметром пробуриваемой скважины. В условное обозначение станка входят тип станка, условный диаметр пробуриваемой скважины в миллиметрах и глубина бурения. Например, обозначение станка СБШ-320-36 означает, что этот станок предназначен для шарошечного бурения скважин диаметром до 320 мм и глубиной до 36 м.

Все станки могут бурить скважины с углом наклона к вертикали 0° , 15° и 30° , но конструктивно не исключены и дополнительные углы наклона.

Изготавливаются станки и с различными комбинациями способов бурения. Типоразмер комбинированного станка устанавливается по преобладающему способу бурения.

При вращательном способе бурения резанием для удаления разрушенной породы (буровой мелочи) из скважины часто используют витые штанги – шнеки (шнековое бурение) иногда с одновременной продувкой скважины сжатым воздухом. При других способах бурения буровая мелочь из скважины удаляется, как правило, ее продувкой сжатым воздухом или воздушно-водяной смесью.

Станки могут обеспечиваться энергией от постороннего (по линиям

электропередач) или автономного (дизельный привод) источника. При этом автономный источник энергообеспечения может быть установлен на станке или за его пределами.

На выбор способа бурения, а соответственно и типа бурового станка влияют горно-геологические условия месторождения, физико-механические свойства горных пород, производственная мощность карьера и параметры системы разработки.

1.3.2. Область применения способов бурения взрывных скважин

Бурение взрывных скважин – трудоемкий и дорогостоящий процесс, эффективность которого определяется скоростью бурения, зависящей от:

- сопротивляемости пород воздействию бурового инструмента (основной фактор);
- вида и формы бурового инструмента, способа его воздействия на забой скважины (ударное, вращательное, ударно – вращательное и т.д.);
- усилий и скорости воздействия бурового инструмента на забой скважины;
- диаметра скважины и, в ряде случаев, ее глубины;
- способа удаления из забоя скважины буровой мелочи, препятствующей дальнейшему разрушению породы.

Все перечисленные факторы определяют не только выбор способа бурения скважин, но и технологические параметры буровых станков (диаметр и тип бурового инструмента, мощность привода вращения бурового става, создаваемую величину осевого усилия, производительность компрессора для удаления буровой мелочи, глубину бурения, угол наклона скважин). Однако основным критерием выбора является **буримость пород**, под которой понимается сопротивляемость породы разрушению буровым инструментом. Она включает в себя в скрытом виде такие механические характеристики пород, как упругие свойства, прочность и пластичность, а также технологические показатели (твердость, вязкость и абразивность). Кроме свойств пород, буримость зависит также от конструктивных особенностей бурового инструмента и режима работы бурового оборудования.

Буримость пород принято оценивать по коэффициенту крепости пород, пределу прочности пород на сжатие, контактной прочности пород, скорости бурения, а также времени и энергоемкости бурения 1 м скважины. Разработанные для такой оценки классификации пород по буримости

разделяют их на легкобуримые (например, каменный уголь), среднебуримые (например, мергели), труднобуримые (например, перидотиты) и весьма труднобуримые (например, железистые кварциты). Причем проведение границ между категориями (классами, группами) пород носит условный характер. Эта условность объясняется тем, что свойства одних и тех же пород различаются в пределах одного месторождения, а буровые станки и буровой инструмент имеют конструктивные и качественные особенности даже у одного производителя, что вносит определенные коррективы в границы раздела. Поэтому становится очевидным, что оценка пород по буримости носит достаточно субъективный характер, а выбор разделительного признака и классификации зависит от учебных программ и сформировавшихся традиций.

При отсутствии фактических данных по конкретному месторождению нормы выработки (времени) на бурение взрывных скважин могут быть предварительно установлены на основании Единой классификации горных пород по буримости Центрального бюро нормативов по труду (ЦБНТ) [1]. В дальнейшем по мере накопления фактического материала эта классификация должна быть уточнена применительно к условиям конкретного карьера.

Показатели бурения скважин в характерных породах приведены в табл. 1.3.1.

Т а б л и ц а 1.3.1

Показатели бурения скважин в характерных породах

(станки СБР-160 и СБШ-250)

Порода	Средний коэффициент крепости f	Предел прочности на сжатие, МПа	Категория буримости породы	Средняя энергоёмкость бурения, МДж/м	Среднее время бурения 1 м скважины, минут
Каолинизированные кварциты	4	35	V1	2,16	0,84
Каолинизированные гранодиориты	5	40	VI	2,70	1,16
Аргиллиты	6	55	V1-1X	3,24	1,55
Песчаник на известковом цементе	7	70	VIII-1X	3,96	2,01
Мрамор кристаллический	8	85	IX-X1	4,68	2,59
Кремнистые фосфориты	9	100	IX-X1	5,39	3,15
Мелкозернистые доломиты	10	115	X1-XII	6,12	3,70
Песчаник крепкий	13	165	XIII	9,00	4,5
Маргито-гематитовые роговики	14	185	XIII-XV	10,08	5,43

Гранодиориты	15	205	XIV-XV	11,30	6,49
Диоритовые порфиры	17	240	XV-XVI	12,60	7,72
Ороговикованные песчаники	18	260	XV-XVI	13,50	9,14

Для определения показателя буримости пород вместо экспериментально определенной скорости бурения может быть использован расчетный **показатель трудности бурения P_b** , зависящий только от свойств пород. Такой расчетный показатель, предложенный акад. В.В.Ржевским, устанавливается исходя из следующих предпосылок [2]:

1. Пределы прочности породы в образце при сжатии $\sigma_{сж}$ и сдвиге $\sigma_{сдв}$, а также ее плотность γ устанавливаются экспериментально.

2. Сжимающие (при ударном бурении) и скалывающие (при вращательном бурении) усилия, имеющие решающее значение при бурении скважин, участвуют в разрушении пород в равной степени.

3. Усилия на перемещение буровой мелочи в забое скважины учитываются через плотность породы.

При указанных предпосылках величина P_b определяется из эмпирического выражения:

$$P_b = 0,07 (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7 \gamma, \quad (2.3.1)$$

где: $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$ выражены в МПа;

γ - в т/м³.

Предел прочности пород при сдвиге экспериментально определяется редко, но его с достаточной для практического применения точностью можно рассчитать по формуле:

$$\sigma_{сдв} = 0,5 \sqrt{\sigma_{сж} \cdot \sigma_p}, \quad (2.3.2)$$

где σ_p – предел прочности породы на растяжение, МПа.

Все горные породы в соответствии с величиной P_b классифицируются на 25 категорий по буримости с подразделением их на пять классов:

I класс – легкобуримые ($P_b = 1 \dots 5$); категории 1.2.3.4.5;

II класс – средней буримости ($P_b = 6 \dots 10$); категории 6, 7, 8, 9, 10;

III класс – труднобуримые ($P_6 = 11 \dots 15$); категории 11, 12, 13, 14, 15;

IV класс – весьма труднобуримые ($P_6 = 16 \dots 20$); категории 16,17, 18, 19, 20;

V класс - исключительно труднобуримые ($P_6 = 21 \dots 25$); категории 21, 22, 23, 24, 25.

Породы с показателем $P_6 > 25$ относятся к внекатегорийным породам по трудности бурения.

Введение показателя P_6 упрощает представление о трудности бурения пород, но усиливает элемент условности расчетов, поскольку один показатель выражается через два других показателя, из которых только один ($\sigma_{сж}$) устанавливается для всех месторождений и с наибольшей достоверностью. В то же время изучение взаимосвязей прочностных характеристик пород между собой, трещиноватостью и плотностью показало, что категория пород по буримости может быть выражена через предел прочности на сжатие:

$$P_6 = 8,5 \cdot 10^{-2} \cdot \sigma_{сж} . \quad (2.3.3)$$

Тогда классификация пород по трудности бурения акад. В.В.Ржевского будет иметь графическую интерпретацию, представленную на рис. 2.3.1, что позволяет наглядно представить область применения различных способов бурения взрывных скважин в карьерах в зависимости от одного достоверно определяемого показателя – предела прочности пород на сжатие.

Область эффективного применения вращательного бурения резцовыми коронками (шнековое бурение) ограничена породами 6 -7-ой категории трудности бурения ($\sigma_{сж}=80$ МПа). Этот способ может применяться для бурения скважин в породах 8 - 9-ой категории с пределом прочности на сжатие 90 -120 МПа (рис. 2.3.2). Однако скорость бурения в этом случае существенно снижается.

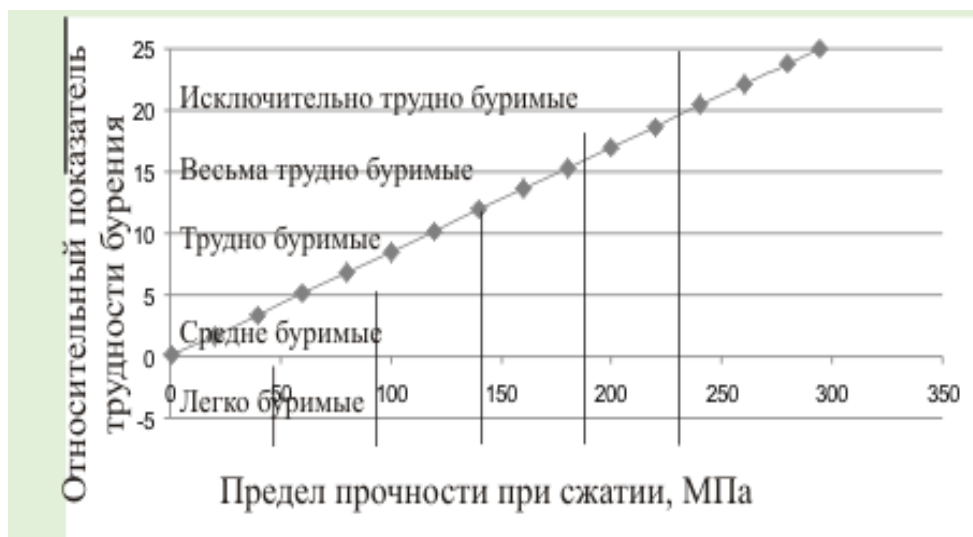


Рис. 2.3.1. Графическая интерпретация классификации пород по трудности бурения в зависимости от предела прочности пород на сжатие.

Шнековое бурение применяется для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 125 - 160 мм (в карьерах на месторождении Учкудук диаметр скважин был увеличен до 180 - 230 мм) и глубиной до 25 - 30 м, главным образом, при открытой разработке пластовых месторождений осадочного происхождения (уголь, аргиллиты, плотные глины, мягкий известняк, мергель, уран, фосфориты, марганец и т.п.).

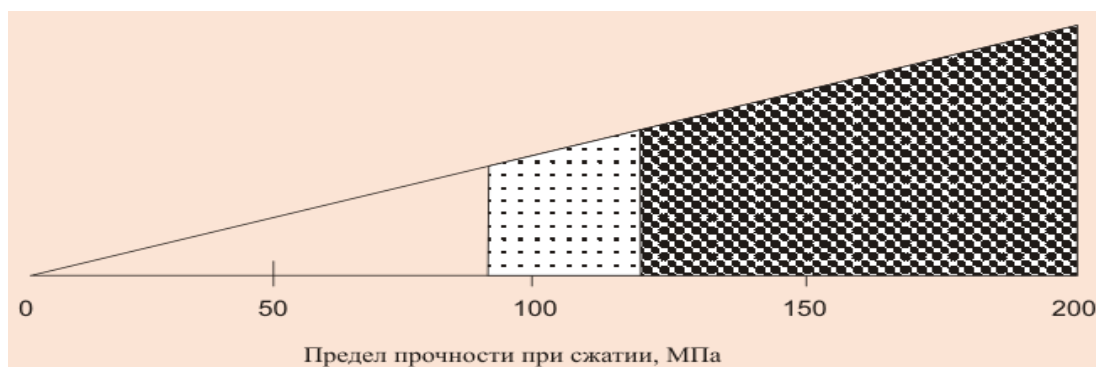


Рис. 2.3.2. Область применения вращательного способа бурения взрывных скважин.

- область эффективной работы;
- область работы с пониженной эффективностью;
- область не эффективной работы.

Станки вращательного бурения резцовыми коронками типа СБР (табл. 2.3.2) отличаются простотой эксплуатации, а при их работе обеспечиваются благоприятные санитарно-гигиенические условия труда.

Техническая характеристика станков вращательного бурения резцовыми коронками

Показатели	Значение		
	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-160-24
Диаметр скважины, мм	160	160; 200	160
Глубина скважины, м	24	32	24
Наклон скважины к вертикали, град.	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Частота вращения бурового инструмента, с ⁻¹	1,7; 2,2; 3,3	1,7; 2,2; 3,3	0,7; 1,4; 2,1; 3,0
Установленная мощность, кВт	184	184	1122
Мощность вращателя (по заказу), кВт	36/40/50	36/40/50	-
Крутящий момент, кНм	12	12	-
Усилие подачи, кН	80	80	70
Скорость бурового инструмента, м/с:			
подачи	0-0,05	0-0,05	0-0,09
подъема	0,5	0,5	0,37-0,53
Ходовая часть:			
мощность привода, кВт	15x2	18x2	15x2
скорость передвижения, км/ч	0,9	0,9	1,0
преодолеваемый уклон, градус	15	15	18
Давление на грунт, МПа	0,01	0,01	0,008
Габариты, м	7,5x4,9x13,0	8,1x4,9x13,0	7,7x3,8x9,2
Масса, т	25	35	18

Станки состоят из следующих основных узлов и систем: гусеничного хода; рамы с кузовом и кабиной машиниста; мачты с направляющими для перемещения бурового става и вращателя; кассеты для хранения шнеков; механизмов свинчивания – развинчивания бурового става, подачи и подъема бурового става, выравнивания станка и подъема мачты; компрессорной станции; гидро- и пневмосистем; электрической части [3].

Режущий инструмент при вращательном бурении взрывных скважин представлен резцовыми коронками (долотами) со сплошной или прерывистой режущей кромкой, которые в процессе бурения образуют бесступенчатую или ступенчатую форму забоя. Такие коронки могут иметь два, три или четыре режущих луча (пера), армированных съемными или несъемными твердосплавными резцами (рис. 2.3.3).

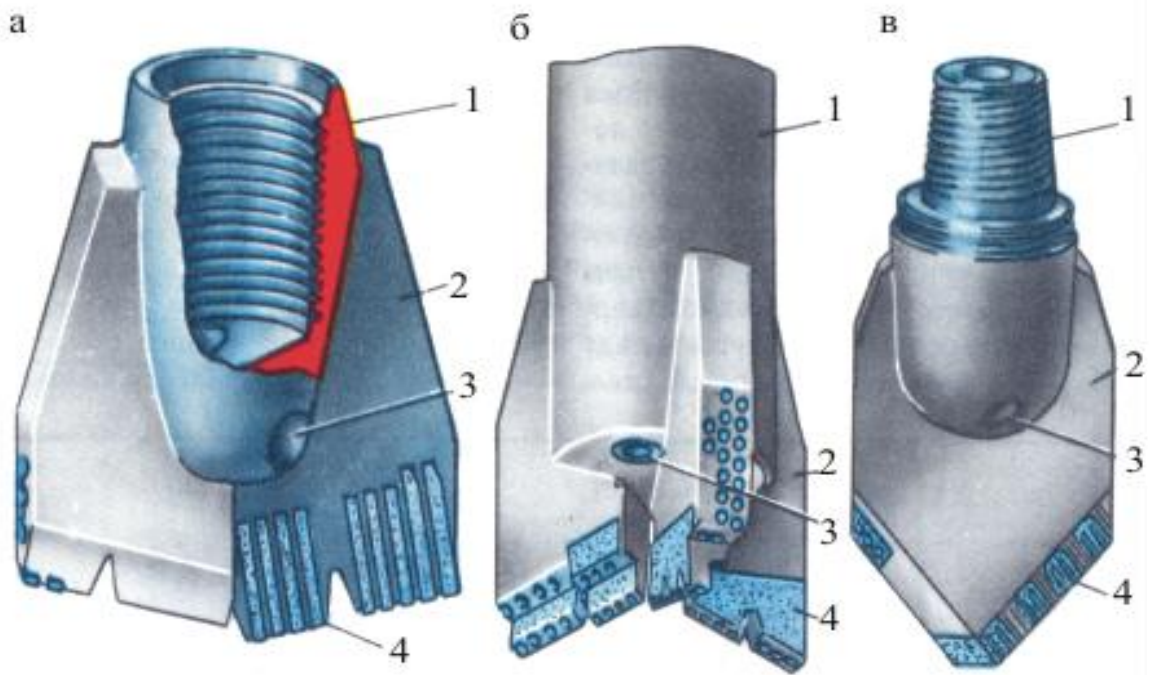


Рис. 2.3.3. Двух лучевые (а), трех лучевые (б) и пикообразное долота для бурения взрывных скважин: 1 – корпус; 2 – лопасть; 3 – отверстие для промывочной жидкости или сжатого воздуха; 4 - армировочные пластины.

В зависимости от конструкции режущие долота имеют различную область применения (см. прил. 2.1). Так, особенности бурения скважин в мягких породах ($\sigma_{сж} < 30$ МПа) определяются большой скоростью подачи инструмента на забой. В результате образуется интенсивный поток разрушенной породы, поэтому возникает необходимость защиты от абразивного износа корпуса долота по высоте, а режущих кромок – по всей длине. Для бурения скважин в породах средней крепости ($30 < \sigma_{сж} < 50$ МПа) применяются долота со ступенчатой формой режущей кромки, что создает разрыв в ее контакте с забоем скважины и увеличивает удельное усилие резания. Для бурения скважин в крепких породах ($50 < \sigma_{сж} < 60$ МПа) применяются долота, обеспечивающие высокое удельное усилие резания за счет максимального уменьшения линии контакта режущей кромки с породой, что достигается использованием ступенчатой режущей кромки, армированной сменными резцами.

Область эффективного применения вращательного бурения шарошечными долотами (шарошечное бурение) распространяется на породы 6 - 18-ой категории трудности бурения ($\sigma_{сж} = 70-220$ МПа). Этот способ может также применяться для бурения скважин в породах 2 - 6-ой категории с пределом прочности на сжатие 20 - 70 МПа и 18 - 25-ой категории с пределом прочности на сжатие 220 - 250 МПа (рис.2.3.4,б). Однако

эффективность бурения резко снижается в первом случае из-за забивки шарошек пластичными породами, а во втором случае – из-за невозможности создания требуемого осевого усилия. Поэтому для шарошечного бурения исключительно труднобуримых пород ($P_b > 20$) целесообразно применять комбинированный ударно-шарошечный или шарошечно-термический способ бурения уменьшенным диаметром шарошечного долота с последующим расширением нижней части скважин

В разнопрочных горных массивах с чередованием слабых, плотных и крепких пород целесообразно применение комбинированного шарошечно-режущего способа бурения скважин [4].

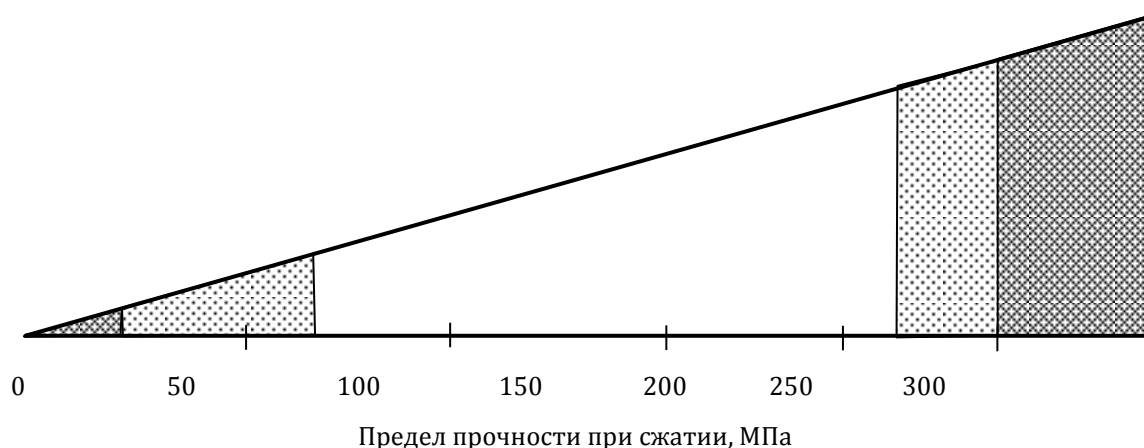





Рис. 2.3.4. Область применения шарошечного бурения

-  - область эффективной работы;
-  - область работы с пониженной эффективностью;
-  - область не эффективной работы.

Шарошечное бурение осуществляется станками (табл. 2.3.3, 2.3.4 и 2.3.5), предназначенными для бурения взрывных скважин диаметром от 160 до 400 мм глубиной до 50 - 60 м в сухих и обводненных, монолитных и трещиноватых породах. Станки состоят из следующих основных узлов: рамы на гусеничном ходу с индивидуальным приводом на каждую гусеницу; мачты с кассетой для хранения буровых штанг; вращательно-подающего механизма с буровым ставом; механизма свинчивания-развинчивания буровых штанг; машинного отделения с маслостанцией, компрессорной установкой и электрооборудованием; пылеулавливающей установки или емкости для воды при бурении с водовоздушной смесью; кабины машиниста; гидросистемы для подъема и опускания мачты, а также выравнивания станка.

Таблица 2.3.3

ХАРАКТЕРИСТИКА ШАРОШЕЧНЫХ БУРОВЫХ СТАНКОВ ЛЕГКОГО КЛАССА

<i>Показатель</i>	БТС-150Б, Можайский завод (Россия)	DM-35SP, Ингер- солл-Рэнд (США)	DM-45E Ингерсолл- Рэнд (США)	D-45KS, Тамрок- Дрилтек (США)	СБШ- 160, проект (Россия)
Диапазон диаметров бурения, мм	150-160	125-200	132-225	152-229	125-190
Максимальная глубина бурения, м	32	19,8	38,5	53,2	48,55
Угол наклона скважин, градус вдоль оси станка	0-30	0-20	0-20	0-30	0-40
поперек оси	Нет	Нет	Нет	Нет	0-20
Масса базового станка, т	26 (без компрессора)	29,5	32	41	*
Осевое усилие, кН	150	159	204	204	200
Мощность двигателя вращателя, кВт	60	*	65	*	60
Скорость хода, км/ч	4,0	3,2	3,4	3,5	2,8
Установленная мощность, кВт	96 (без компрессора)	350	373	337	300
Тип главного привода	Дизель	Дизель	Дизель электро- двигатель	Дизель	Дизель электро- двигатель

* Нет данных.

Т а б л и ц а 2.3.4

Характеристики шарошечных буровых станков среднего класса

Показатель	6СБШ-200-32, Бузулукский завод (Россия)	3СБШ-200/250-55, Бузулукский завод (Россия)	БШ-250МНА-32, Воронежский завод (Россия)	БШ-250/270, Воронежский завод (Россия)	М-М2 Ингерсолл-Рэнд (США)	45-R, Бюсайрус-Эри (США)	РН-70А, Харнишфегер (США)
Диапазон диаметров бурения, мм	216	216-250 (270)	245	245-270	200-270	229-279	229-331
Глубина бурения, м: одной штангой с наращиванием	8 32	12 55;60	8 32	12,5-16,0 36	10,7 42,7;53,7	8,4; 16,8; 18,3 50;67	9,9;16,8 59,4
Осевое усилие, кН	300	300	300	350	340	362	408
Мощность вращателя, кВт	68	68	68	68; 90	130	37,3	130
Производительность компрессора, м ³ /мин	25,0	332,0	25,0;32,0	32,0	45,3	41,1; 60,9	67;71
Скорость передвижения станка, км/ч	0,85	0,84	0,74	0,85	2,7	1,6	1,51
Установленная мощность, кВт	350	400	400	430	450	370	420
Тип привода	Низковольтный электропривод	Высоковольтный электропривод	Низковольтный электропривод	Высоковольтный электропривод	Дизель или высоковольтный электропривод	Высоковольтный электропривод	Дизель или высоковольтный электропривод
Масса станка	53,0	70,6	71,5	90	52,2	88,0	90,7

Таблица 2.3.5

Характеристики буровых станков тяжелого класса

Показатель	М-4В-15, Дрессер- Марион (США)	DM-H, Ингерсол л-Рэнд (США)	49-RП- 120, Бюсайрус -Эри (США)	59-R-140 (130), Бюсайрус -Эри (США)	РН-70А, Харниш- Фегер (США)	СБШ-270/320 проект, АО Рудуглемаш (Россия)
Диапазон диаметров бурения, мм	251-381	229-381	251-381	273-444	251-444	270-320
Глубина бурения, м: одной штангой с наращиванием	16,8-19,6 39,6-54,9	13,7-19,8 28,9-73,2	18,3-21,3 54,9-73,2	18,3-19,8 36,6-73,2	15,2-16,8 59,4-79,2	12,0-20,0 36,0-55,0
Осевое усилие, кН	590	499	544	590;635	590	400-500
Мощность привода вращателя, кВт	153 (элек- тропри- вод)	462 (гид- равличес- кий привод)	145 (элек- тропри- вод)	153 (элек- тропри- вод)	99-120 (электро- привод)	120-180 (элек- тропривод),
Производи- тельность компрессора м ³ /мин	37,1-82,6	39,6-73,6	41,1-84,9	до113,3	71,0-85,0	50,0-64,0
Скорость передвижения станка, км/ч	1,04-2,08	3,2	1,76	1,44	1,6	1,6
Установленная мощность, кВт	775	600	570	1000	1000	1000
Тип привода	Высоко- вольтный электро- привод или ди- зель	Высоко- вольтный электроп- ривод или дизель	Высоко- вольтный электроп- ривод или дизель	Высоко- вольтный электро- привод постоян- ного тока	Высоко- вольтный электро- привод постоян- ного тока	Высоковольтный электропривод посто- янного тока
Масса станка	138	127	145,1	183,7	143,9	140

Основным буровым инструментом при шарошечном бурении взрывных скважин являются трехшарошечные долота (рис.2.3.5), которые в зависимости от физико-механических свойств горных пород имеют разные рабочие элементы (**вооружение шарошек**) и разную защиту от абразивного износа.

Вооружение шарошек долот с буквенными обозначениями М, С, Т представлено фрезерованными в теле шарошек зубьями; долот МЗ и ТЗ – твердосплавными зубками с клиновидной формой рабочей поверхности, а долот ТК, К, ОК – зубками с полусферической рабочей головкой. Боковая поверхность долот М, С и Т для повышения долговечности наплавляется зерновым твердым сплавом «релит». Тыльные части шарошек, козырьки и

спинки лап также армированы твердосплавными зубками с плоскими торцами.

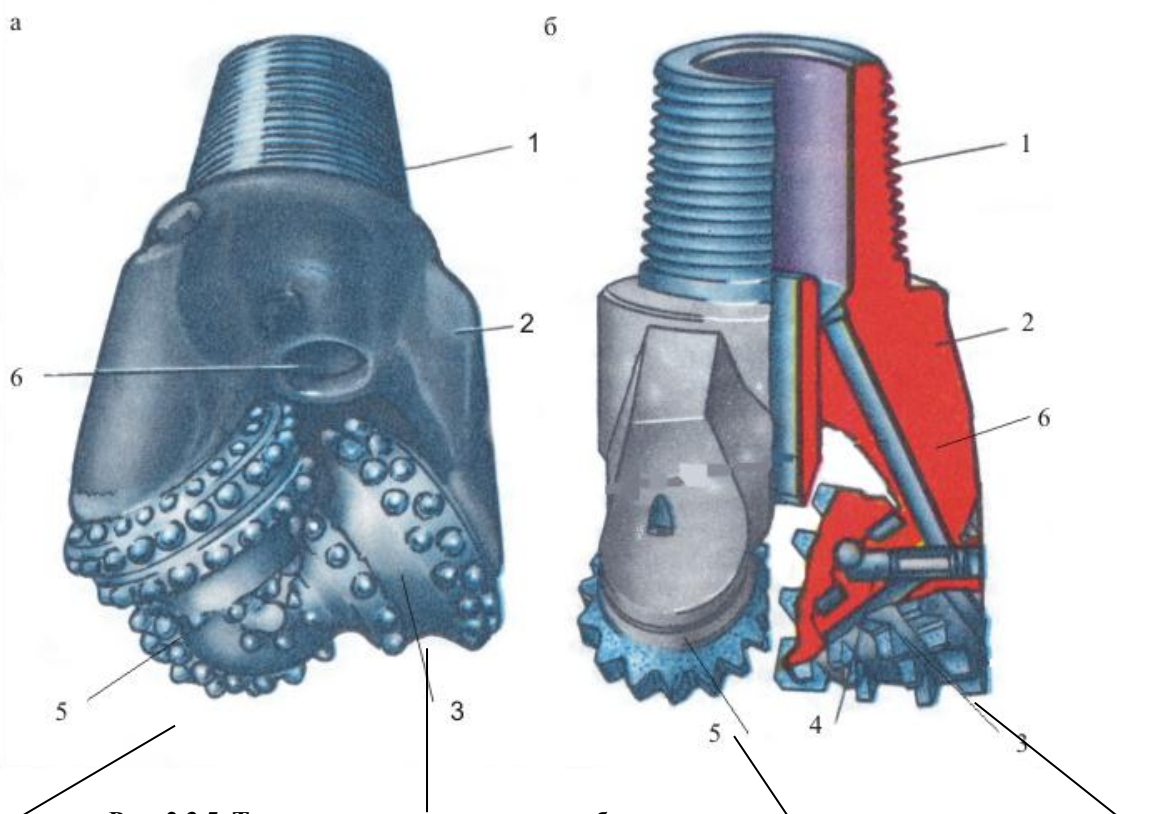


Рис. 2.3.5. Трех шарошечное долото для бурения взрывных скважин с твердосплавными (а) и фрезерованными (б) зубками:

1 – конусная резьба для присоединения к буровой штанге (ниппель);
2 – секция (лапа) долота; 3 – шарошка; 4 – опора долота; 5 – зубья; 6 – каналы для подачи сжатого воздуха.

Шарошки долот могут устанавливаться на подшипниках скольжения или качения (шариковых и роликовых). Для охлаждения в процессе бурения шарошки на подшипниках скольжения продуваются воздушно-водяной смесью, а на подшипниках качения – сжатым воздухом.

Для повышения эффективности бурения скважин в разнопрочных породах разработано и испытано комбинированное шарошечно-режущее долото с плавающей шарошкой (рис. 2.3.6,а) [3] имеет неподвижную лапу с режущим и подвижную лапу с шарошечным вооружением, имеющую возможность перемещения вдоль оси вращения долота. В нерабочем положении под воздействием пружины подвижная лапа втянута в корпус долота, поэтому в контакт с породой в этом случае имеет только режущая лапа.

Долото работает следующим образом.

При бурении скважины в слабых породах, когда осевое усилие невелико, лапа с шарошкой приподнята над забоем, поэтому долото работает как режущий инструмент (рис. 2.3.6,б). В плотных породах осевое усилие возрастает, при этом пружина сжимается, подвижная лапа

выдвигается и шарошка вступает в контакт с породой, а долото переходит в шарошечно-режущий режим работы. В крепкий породах осевое усилие продолжает увеличиваться, пружина еще больше сжимается и подвижная лапа выдвигается на величину, выводящую режущую лапу из контакта с забоем, а долото начинает работать в шарошечном режиме. Применение такого комбинированного долота позволяет увеличить скорость бурения скважин в разнопрочных породах на 15÷20 %.

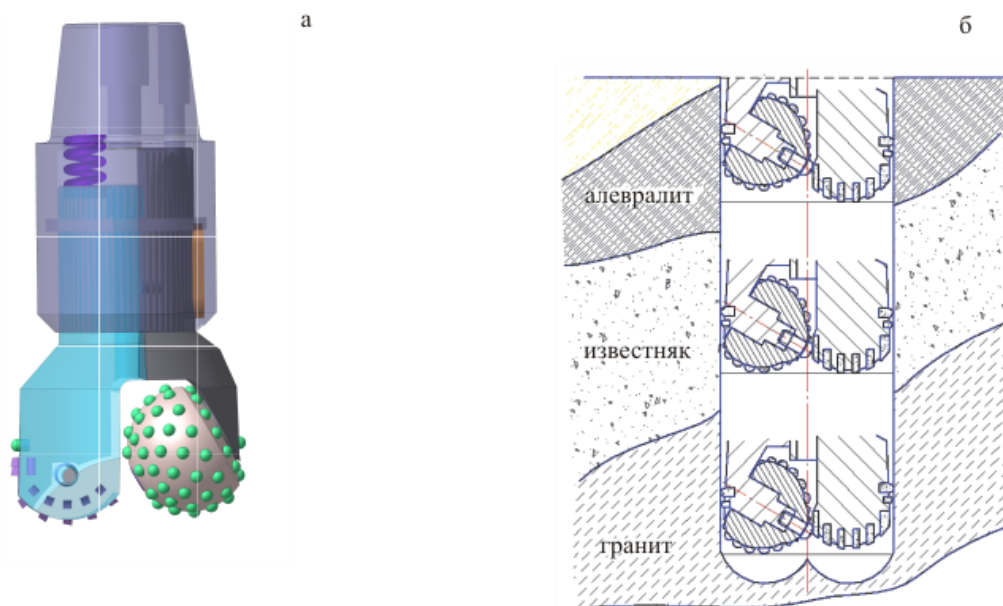


Рис.2.3.6. Общий вид (а) и схема работы в разнопрочных породах (б) комбинированного шарошечно-режущего долота

Любое новое долото должно прирабатываться в течение 20-25 мин при осевой нагрузке до 50 кН и частоте вращения не более 0,4 с-1.

Рациональные области применения шарошечных долот указаны в прил. 2.2 и графически представлены на рис. 2.3.7, а рекомендуемые параметры режимов бурения – в прил. 2.3. При этом верхние пределы осевых усилий на долото соответствуют нижним пределам частот вращения долот, а в высшей степени крепких ($\sigma_{сж} > 180$ МПа) абразивных или сильнотрециноватых породах частоту вращения долота рекомендуется уменьшать до 1 с-1. По мере изнашивания вооружения шарошек долот М, С, Т, ТК необходимо постепенно увеличивать осевое усилие на долото до верхнего предела.

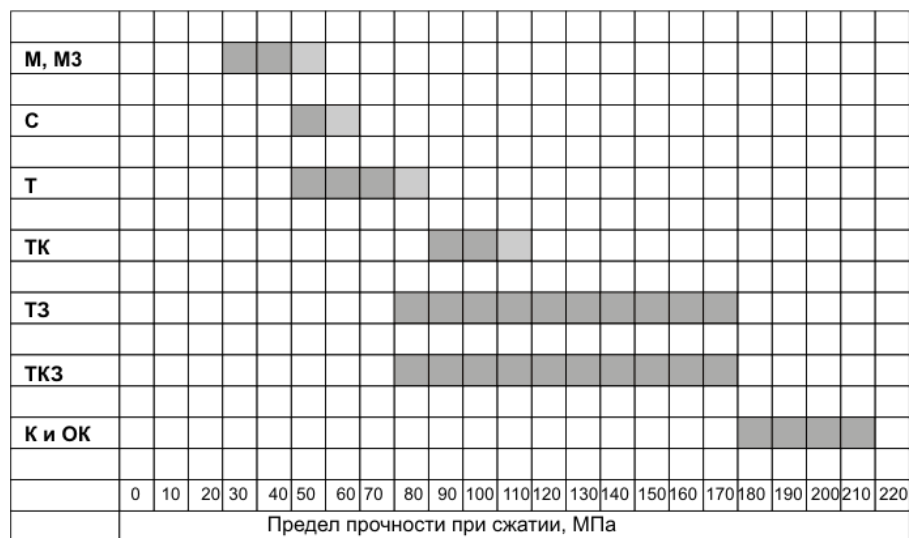


Рис. 2.3.7. Область применения шарошечных долот разного исполнения

Область эффективного применения ударно-вращательного способа бурения погружными пневмоударниками (рис. 2.3.8) распространяется на породы 10...20-ой категории трудности бурения ($\sigma_{сж} = 120...220$ МПа). Этот способ может применяться также для бурения скважин в породах 5 -10-ой категории с пределом прочности на сжатие $60...120$ МПа и в породах с $\text{Пб} > 20$ ($\sigma_{сж} > 220$ МПа).

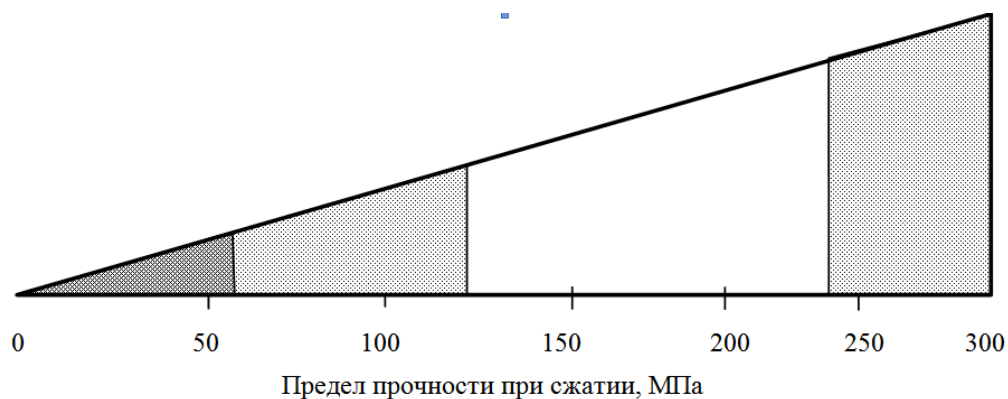


Рис. 2.3.8. Область применения ударно-вращательного способа бурения.

- - область эффективной работы;
- ▨ - область работы с пониженной эффективностью;
- ▩ - область неэффективной работы.

Однако эффективность бурения в первом случае снижается из-за того, что породы с пределом прочности на сжатие менее 100 МПа обладают повышенной пластичностью, гасящей ударные нагрузки и снижающей скорость бурения. Во втором случае породы с $\sigma_{сж} > 220-240$ МПа обладают, как правило, высокой абразивностью, но при общем снижении эффективности бурения с увеличением затрат в 1,5...2,5 раза ударно-вращательное бурение все-таки имеет преимущества перед шарошечным бурением, в первую очередь по расходу бурового инструмента. Разрушение пород при ударно-вращательном бурении осуществляется коронками, приспособленными для ударного воздействия на забой скважины. Коронки имеют различную конструкцию (рис. 2.3.9), которая выбирается в зависимости от физико-механических свойств буримых пород.

Станки ударно-вращательного бурения типа СБУ (прил. 2.4) предназначены для бурения взрывных скважин диаметром 100...200 мм глубиной до 50...60 м. Станки имеют: ходовую часть; раму; мачту; вращательно-подающий механизм; буровой став с пневмоударником (прил. 2.5); механизм свинчивания-развинчивания бурового става, сухую пылеулавливающую установку; маслостанцию; гидродомкраты горизонтирования; шкафы с электроаппаратурой, кабину управления.

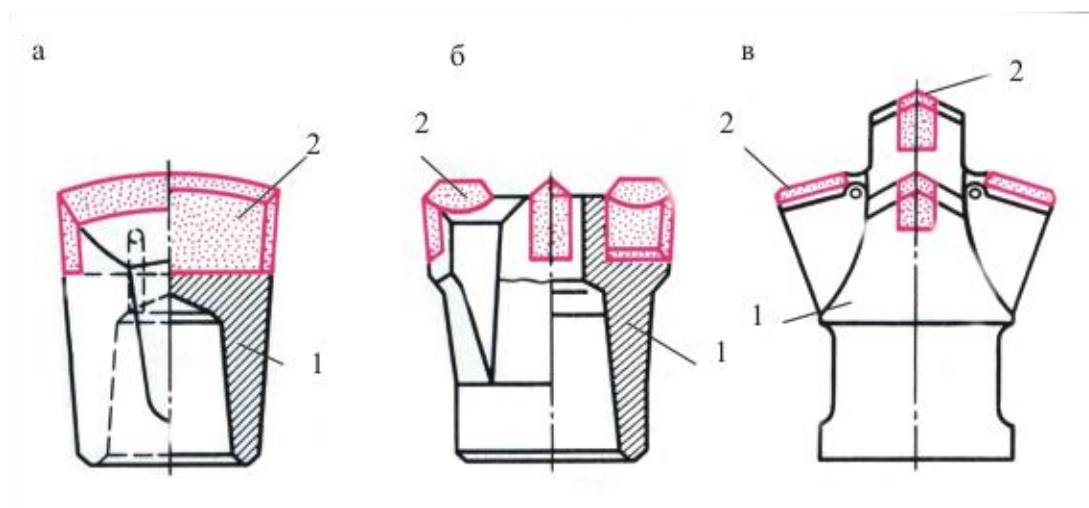


Рис. 2.3.9 Буровые коронки для ударно-вращательного бурения взрывных скважин однодолотчатая (а), крестовая (б) и ступенчатая с опережающим лезвием (в):

- 1 – корпус коронки;
- 2 – армирующие пластины.

Станки ударно-вращательного бурения одной из наиболее известных фирм по производству бурового оборудования «Атлас-Копко» представлены семействами сверхлегких и малогабаритных (бстанков на гусеничном ходу с дизельным приводом для бурения крепких пород, оснащаемых, оснащенных

гидравлическими и пневматическими перфораторами (прил. 2.6, 2.7 и 2.8) и погружными пневмоударниками (прил. 2.9 и 2.10).

Станки могут снабжаться сжатым воздухом (давление 0,5...2,5 МПа) от встроенных или передвижных компрессорных станций производительностью 10...25 м³/мин, а энергией - от промышленной сети электроснабжения, передвижных дизель-генераторных станций или встроенных дизельных двигателей. При этом известно, что увеличение давления сжатого воздуха с 0,6 до 1,05 МПа приводит к росту производительности бурения на 70 %, а рациональным считается давление 1,4...1,7 МПа.

Изложенный материал дает достаточно полное представление об области применения разных способов бурения, устройстве и технической характеристике буровых станков, а также бурового инструмента, что позволяет оценить возможности использования бурового оборудования в условиях конкретного месторождения.

2.3.3. Расчет производительности станков при бурении взрывных скважин

Производительность бурового станка зависит от свойств буримого массива, состояния бурового инструмента, режима бурения и организации буровых работ. При этом организация буровых работ должна обеспечивать качественное выполнение заданного объема бурения скважин в расчетный период времени и с минимальными затратами.

Помимо собственно бурения скважин в программу буровых работ входит подготовка блока к бурению (перенос транспортных и электрических коммуникаций, подвод энергии, планировка поверхности бурового блока), маркшейдерская съемка блока и разметка положения скважин с указанием их глубины. При этом фактическая глубина скважины во время бурения определяется машинистом бурового станка.

Обслуживание буровых станков на карьерах осуществляет ремонтная служба, которая должна быть оснащена инструментом, оборудованием и приспособлениями для аварийного, текущего и планово-предупредительных ремонтов, а также систематического контроля их технического состояния.

Капитальные ремонты буровых станков выполняются в ремонтно-механических мастерских карьера или специализированных предприятиях по графику планово-предупредительных ремонтов, разрабатываемому службой главного механика карьера.

Главным параметром, определяющим производительность буровых станков при бурении взрывных скважин, является техническая скорость бурения, которая зависит от сопротивляемости породы разрушению под

воздействием бурового инструмента, способа и скорости воздействия бурового инструмента на забой скважины, диаметра скважины, вида и формы бурового инструмента, способа удаления из скважины буровой мелочи.

Сопrotивляемость породы разрушению под воздействием бурового инструмента характеризуется буримостью пород, которая может выражаться в относительных (категория пород по буримости, группа пород по буримости) или абсолютных (энергоемкость бурения, показатель трудности бурения, приведенный показатель буримости) показателях. Однако все имеющиеся классификации позволяют сделать вывод об увеличении или уменьшении сопротивляемости пород разрушению под воздействием бурового инструмента при изменении показателя буримости.

Способ и скорость воздействия бурового инструмента на забой скважины определяется выбранным способом бурения и характеризуется осевым усилием на долото, частотой вращения бурового става при вращательном (шарошечном и шнековом) и частотой ударов при ударно-вращательном бурении. Как правило, с увеличением осевого усилия на долото, частоты вращения бурового става и частоты ударов бурового инструмента скорость бурения возрастает. Однако такое увеличение перечисленных параметров возможно лишь до определенного уровня, поскольку мощность приводов бурового станка ограничена. При этом следует отметить, что с ростом предела прочности пород на сжатие рациональное значение осевого усилия возрастает, а частоты вращения бурового става - уменьшается (рис. 2.3.11). Поэтому для каждой категории пород по буримости имеется рациональное соотношение осевого усилия на долото и частоты его вращения.

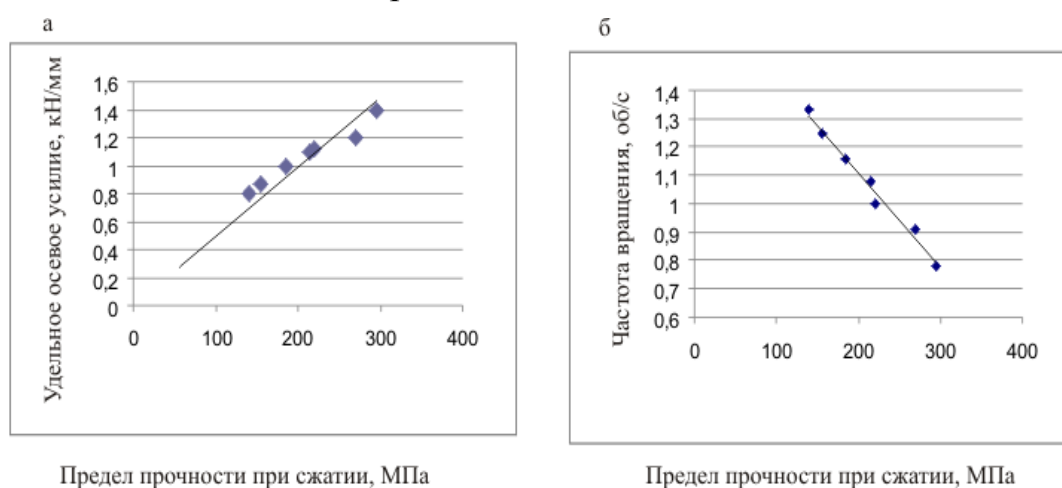


Рис. 2.3.11. Зависимость рационального значения удельного осевого усилия на долото (а) и частоты вращения бурового става (б) от предела прочности пород на сжатие.

Переход от удельного осевого усилия к полному осевому усилию для долот определяется по формуле:

$$P_{oc} = P_{oc.уд} \cdot D \quad (2.3.4)$$

где P_{oc} – осевое усилие на долото, Н;

$P_{oc.уд}$ – удельное осевое усилие на долото, кН/мм

D – диаметр долота, мм.

Диаметр скважины влияет на техническую скорость бурения через количество энергии, которое должно быть передано породе буровым инструментом. Этой энергии должно быть достаточно для разрушения породы. А поскольку энергетические возможности бурового станка ограничены мощностью приводов, то с увеличением диаметра инструмента на единицу площади забоя скважины может быть подведено меньше энергии. Следовательно, удельные энергетические возможности бурового станка к разрушению породы с увеличением диаметра бурового инструмента уменьшаются, поэтому соответственно уменьшается и скорость бурения.

Вид бурового инструмента (шарошечный, режущий ударный, комбинированный) определяется выбранным способом бурения, а форма бурового инструмента – категорией буримости пород. Например, породы с $P_6 = 6$ целесообразно бурить шарошечными долотами с фрезерованными, а породы с $P_6 = 12$ – со вставными твердосплавными зубками.

Способа удаления из скважины буровой мелочи влияет на эффективность очистки зоны контакта бурового инструмента с породой, с увеличением которой потери энергии на переизмельчение и перемешивание этой мелочи снижаются, а доля энергии на разрушение породы соответственно возрастает.

Различают теоретическую, техническую и эксплуатационную скорость бурения скважин. При этом теоретическая скорость бурения характеризует теоретически достижимую скорость бурения в рассматриваемых условиях без выполнения вспомогательных операций. Ее обычно получают расчетным путем на основе теоретически установленных взаимосвязей и определяют за короткие отрезки времени (секунду, реже – минуту).

Техническая скорость бурения характеризует технически достижимую скорость бурения конкретным станком в конкретных условиях с учетом факторов, которые не могут быть учтены в теоретических расчетах.

Техническая скорость бурения на 10 - 25 %, как правило, меньше, но может быть и больше теоретической скорости бурения. Ее определяют из расчета работы станка на выполнении основных (бурение) и вспомогательных (наращивание бурового става) технологических операций в реальных условиях. Техническую скорость бурения называют технической производительностью станка и измеряют в протяженности скважины, пробуренной за одну минуту или один час чистого (то есть, только на бурении) времени работы. Взаимосвязь между технической и теоретической скоростью осуществляют через коэффициент адаптации $k_a = 0,75 \dots 1,25$, с помощью которого теоретическая скорость бурения приводится в соответствие с реальными условиями.

Эксплуатационная скорость бурения определяется с учетом затрат времени на выполнение вспомогательных технологических операций (переезд к новому месту бурения, замена долота, выравнивание станка и т.п.) и организационных простоев (плановые и аварийные ремонты, регламентированные перерывы и т.п.). Эта скорость всегда меньше технической скорости. Эксплуатационная скорость бурения представляет собой среднюю скорость бурения станка в течение смены и является основой для расчета сменной, месячной и годовой производительности бурового станка. Для этого применяется коэффициент использования бурового станка во времени, которым учитывают его простои, зависящие от параметров карьера, принятой организации работ, системы плановых и аварийных ремонтов и т.п.

Таким образом, средняя скорость бурения в течение смены характеризует сменную производительность станка, которая является наиболее часто применяемым на практике показателем. Эта производительность определяется с учетом технической скорости бурения, продолжительности смены, времени на замену рабочего инструмента, времени на перемещение станка от скважины к скважине, плановые и аварийные ремонты и т.п.:

$$Q = k_u \cdot T_{см} \cdot v_m, \text{ м/смена}; \quad (2.3.5)$$

где Q – сменная производительность бурового станка, м/смена;

v_m - техническая скорость бурения, м/мин;

$T_{см}$ – продолжительность смены, мин.;

k_u – коэффициент использования станка в течение смены, $k_u = 0,5 \dots 0,8$.

Техническая скорость бурения характеризует время, за которое может быть пробурен один метр скважины:

$$v_T = \frac{1}{t_0 + t_B} = \frac{1}{\frac{1}{v} + t_B}, \text{ м/мин} \quad (2.3.6)$$

где t_0 , t_B – удельное время, затрачиваемое соответственно на собственно бурение скважины и выполнение вспомогательных операций, мин/м;

v – теоретическая скорость бурения, м/мин.

Выполнение вспомогательных операций требует затрат времени, которые могут зависеть от свойств буримых пород, глубины скважины, режима бурения. Так, при шарошечном бурении продолжительность таких операций как подъем и разборка бурового става, осмотр и продувка скважины, наращивание бурового става, подготовка к переезду, переезд и установка на другую скважину не зависят от свойств буримых пород, а замена и приработка долота зависят от свойств буримых пород.

При шнековом бурении скважин затраты времени на чистку скважин зависят от свойств буримых пород.

Затраты времени на выполнение вспомогательных операций составляют при бурении шарошечными станками составляют $t_0 = 1,3 \dots 1,6$ мин, а шнековыми – $t_0 = 1,1 \dots 1,6$ мин на 1 м скважины. При этом меньшие значения соответствуют нижней границе области эффективного применения рассматриваемого способа бурения.

Таким образом, при определении сменной производительности бурового станка основная трудность заключается в определении технической скорости бурения. Эту скорость ориентировочно можно принять равной $v_m = (0,75 \dots 0,80) \cdot v$ или рассчитать с использованием справочных данных (прил. 2.11 – 2.14) через нормативы основного и вспомогательного времени на бурение 1 м скважины.

Теоретическая скорость бурения при ограниченном объеме фактических исходных данных может быть определена на основе нормативов времени на бурение, теоретических зависимостей [4] или эталонной удельной энергоемкости бурения в стандартных условиях [4], а также фактической энергоемкости бурения в реальных условиях.

Рассмотрим порядок определения производительности станков шарошечного, шнекового и ударно-вращательного бурения скважин.

1. Производительность станков шарошечного бурения скважин.

Способ шарошечного бурения является наиболее распространенным способом бурения скважин как в целом при открытой разработке

месторождений, так и в карьерах Узбекистана. Поэтому разработаны и в распоряжении специалистов имеются разные методы определения производительности станков шарошечного бурения, но любой из этих методов начинается с определения технической скорости бурения.

1.1. Метод определения производительности станков шарошечного бурения скважин на основе теоретических зависимостей.

Метод предполагает первоначальное определение теоретической скорости шарошечного бурения по формуле, выведенной на основе теоретической зависимости и учитывающей влияние осевого усилия, частоты вращения, буримости пород и диаметра долота [4]:

$$v_{\text{т}} = \frac{3 \cdot 10^2 \cdot P_{\text{ос}} n_{\text{вр}}}{P_{\text{б}} D^2}, \text{ м/мин} \quad (2.3.7)$$

где $P_{\text{ос}}$ – осевое усилие на шарошечное долото, кН;

$n_{\text{вр}}$ – частота вращения бурового става, с^{-1} ;

$P_{\text{б}}$ – категория пород по буримости;

D – диаметр шарошечного долота, мм.

Осевое усилие на долото и частота вращения бурового става принимаются по технической характеристике бурового станка (максимальные значения). После подстановки значения $P_{\text{б}}$ из (2.3.3) в (2.3.7) и преобразований получаем:

$$v_{\text{т}} = \frac{3,5 \cdot 10^3 \cdot P_{\text{ос}} n_{\text{вр}}}{\sigma_{\text{сжс}} D^2}, \text{ м/мин} . \quad (2.3.8)$$

Техническая скорость бурения рассчитывается на основе теоретической скорости бурения через введение коэффициента адаптации:

$$v_{\text{ттт}} = k_a \cdot v_{\text{т}}, \text{ м/ч}; \quad (2.3.9)$$

где k_a – коэффициент адаптации теоретической скорости бурения к реальным условиям (как правило, $k_a = 0,75 \dots 0,8$).

Тогда после замены $v_{\text{т}}$ в (2.3.4) на $v_{\text{ттт}}$ из (2.3.9) получаем выражение для определения производительности шарошечного бурового станка:

$$Q_{\text{т}} = v_{\text{ттт}} \cdot T_{\text{см}} \cdot k_{\text{т}}, \text{ м/смена} . \quad (2.3.10)$$

1.2. Метод определения производительности станков шарошечного бурения на основе энергоемкости процесса.

Метод предполагает использование эталонной или фактической энергоемкости для определения технической скорости бурения скважин исходя из следующих предпосылок.

Полагаем, что привод бурового става станка работает в номинальном режиме независимо от физико-механических свойств пород, в которых бурится скважина. Следовательно, на бурение скважины в единицу времени может быть израсходовано столько энергии, сколько позволяет мощность привода. Тогда при заданной удельной энергоемкости бурения и известной мощности привода вращения бурового става скважина за единицу времени может быть пробурена на ограниченную глубину. Эта глубина и является технической скоростью шарошечного бурения, которая определяется по формуле:

$$v_{um} = \frac{N_{ep} K_{з.дв.}}{60F_{\delta}}, \text{ м/мин.} \quad (2.3.11)$$

где N_{ep} - мощность привода вращателя, кВт;

F_{δ} - удельная энергоемкость бурения скважины, кВт.ч/м;

$K_{з.дв.}$ - коэффициент загрузки двигателя вращателя, $K_{з.дв.} = 0,8...0,9$.

Подставляя в формулу (2.3.11) значение эталонной или фактической энергоемкости бурения, получают техническую скорость бурения скважин. При этом следует иметь в виду, что удельная энергоемкость бурения находится в прямой квадратичной зависимости от диаметра применяемого долота [4]:

$$\frac{F_{\delta}}{F_{\delta i}} = \frac{D^2}{D_i^2}.$$

Откуда

$$F_{\delta i} = \frac{F_{\delta} D_i^2}{D^2}, \quad (2.3.12)$$

где $F_{\delta i}$ – удельная энергоемкость бурения скважины долотом нового диаметра, кВт.ч/м;

D_i - новый диаметр долота, мм.

После подстановки значения $F_{\delta i}$ из (2.3.12) в (2.3.11) получаем выражение для определения технической скорости через энергоемкость бурения скважин при изменении ее диаметра:

$$v_{шт} = \frac{N_{вр} K_{з.дв.} \cdot D^2}{60F_{\sigma} \cdot D_i^2}, \text{ м/мин.} \quad (2.3.13)$$

Эталонная или фактическая удельная энергоемкость бурения определяются для разных пород, но при одном диаметре долота и одном типе станка. В рассматриваемых случаях скважины бурились шарошечным станком СБШ-250 с применением долота диаметром $D = 250$ мм. В результате обработки имеющихся [4] и полученных результатов измерений [5] установлены зависимости удельной энергоемкости шарошечного бурения от предела прочности пород на сжатие со следующей математической интерпретацией:

- для эталонных условий:

$$F_{\sigma} = 0,57 + 1,18 \cdot 10^{-2} \cdot \sigma_{сж}, \text{ кВт.ч/м;} \quad (2.3.14)$$

- для реальных условий [5]:

$$F_{\sigma} = 0,6e^{0,01\sigma_{сж}}, \text{ кВт. ч/м;} \quad (2.3.15)$$

где e - основание натурального логарифма, $e = 2,73$.

В выражениях (2.3.14) и (2.3.15) энергоемкость определялась при поддержании рационального соотношения осевого усилия и частоты вращения бурового става в процессе бурения пород с разным пределом прочности на сжатие.

После подстановки известного значения $D=250$ мм, F_{σ} из (2.3.14) или F_{σ} из (2.3.15) в (2.3.13) и соответствующих преобразований получаем выражение для определения технической скорости бурения скважин шарошечными долотами любого диаметра:

- для эталонных условий:

$$v_{штэ} = \frac{1,7 \cdot 10^3 \cdot N_{вр} \cdot K_{з.дв.}}{(0,57 + 1,18 \cdot 10^{-2} \sigma_{сж}) D_i^2}, \text{ м/мин;} \quad (2.3.16)$$

- для реальных условий:

$$v_{штр} = \frac{1,7 \cdot 10^3 \cdot N_{вр} \cdot K_{з.дв.}}{2,73^{0,01\sigma_{сж}} \cdot D_i^2}, \text{ м/мин.} \quad (2.3.17)$$

Выражения (2.3.16) и (2.3.17) справедливы при бурении скважин долотами диаметром $D_i=160...320$ мм шарошечными станками типа СБШ в породах $\sigma_{сж}=50...250$ МПа.

Выражения для определения производительности бурового станка при бурении скважин шарошечными долотами получаем после замены v_m в (2.3.4) на $v_{штэ}$ из (2.3.16) или на $v_{штр}$ из (2.3.17) соответственно:

- для эталонных условий:

$$Q_{штэ} = v_{штэ} T_{см} \cdot k_u, \text{ м/смена}; \quad (2.3.17)$$

- для реальных условий:

$$Q_{штр} = v_{штр} T_{см} \cdot k_u, \text{ м/смена}. \quad (2.3.18)$$

2.4. ВЗРЫВНОЕ РЫХЛЕНИЕ ПОРОД В КАРЬЕРЕ

2.4.1. МЕТОДЫ ВЗРЫВНОГО РЫХЛЕНИЯ ПОРОД В КАРЬЕРАХ

Метод взрывного рыхления пород в карьерах определяется по типу выработки, которая сооружается для размещения заряда ВВ в горном массиве. А поскольку такими выработками являются шпуры, скважины, котлы, камеры и траншеи, то методы взрывного рыхления пород носят соответствующие названия: **метод шпуровых зарядов, метод скважинных зарядов, метод котловых зарядов, метод камерных зарядов и метод траншейных зарядов.** В ряде случаев, например, для дробления негабаритных кусков породы специальных выработок для размещения заряда ВВ не сооружается, а заряд ВВ размещается на поверхности разрушаемого куска. Этот метод взрывного рыхления пород носит название «**метод накладных зарядов**».

Метод шпуровых и метод скважинных зарядов отличаются друг от друга только параметрами выработок и областью применения. Сущность этих методов заключается в разрушении породы с помощью помещенных в шпуры или скважины зарядов ВВ, представляющих собой сплошную или прерывистую колонку взрывчатого вещества, засыпанного сверху забоечным материалом.

Метод шпуровых зарядов применяется в карьерах при небольших объемах работ, селективной выемке маломощных рудных тел, добыче крупных блоков облицовочного камня, разработке особо ценных полезных ископаемых с сохранением геологической структуры массива, дроблении негабаритов. Вертикальные, наклонные и горизонтальные (слабонаклонные) шпуры диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м могут

располагаться в один или несколько рядов. Их бурят ручными или установленными на легких самоходных каретках бурильными молотками. В крепких породах длина шпуров на 10÷15 % больше высоты уступа, а расстояние между шпурами в ряду должно быть таким, чтобы исключить повреждение соседних зарядов, взрываемых через определенный интервал времени. Это расстояние зависит от способа взрывания – оно больше при огневом способе и меньше при электрическом и бескапсюльном способах, а также использовании неэлектрических систем инициирования с помощью ударно-волновых трубок.

Метод скважинных зарядов является основным методом взрывного рыхления скальных пород при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Метод скважинных зарядов позволяет одновременно взрывать неограниченное количество горной массы, а также управлять процессом дробления горных пород взрывом[6].

В карьерах для размещения зарядов применяются главным образом вертикальные (рис. 2.4.9) или наклонные (рис. 2.4.10) скважины. Причем, наклонные скважины бурятся, как правило, параллельно откосу уступа ($\alpha=\beta$).

Верхняя часть скважины на величину $l_{заб}$ не заряжается взрывчатym веществом, а заполняется забоечным материалом, в качестве которого используется песок, буровая мелочь или специальный состав.

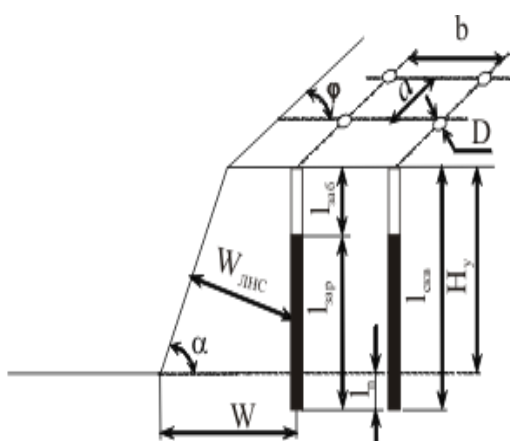


Рис. 2.4.9. Вертикальные скважинные заряды

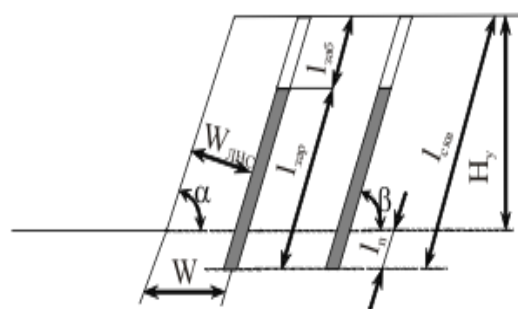


Рис. 2.4.10. Наклонные скважинные заряды

В карьерах угол откоса уступа α обычно меньше 90° , поэтому при взрывном рыхлении наибольшее сопротивление пород взрывному воздействию вертикальных скважинных зарядов имеет место на уровне

подошвы уступа. Это расстояние от оси скважины до нижней бровки уступа называется **линией сопротивления пород по подошве уступа** (Л.С.П.П.). Для преодоления этого сопротивления по линии W часть заряда ВВ размещают в скважине, пробуренной ниже подошвы разрабатываемого уступа. Эта часть скважины l_n называется **перебуром**. Линия сопротивления пород по подошве уступа является основным горнотехническим параметром, определяющим параметры скважинного заряда.

Заряды в скважине могут быть сплошными (рис. 2.4.11, а) или рассредоточенными (рис. 2.4.11, б) по высоте воздушным промежутком или другим инертным материалом. Рассредоточение заряда позволяет увеличить эффективность использования энергии взрывчатого вещества для дробления пород за счет более равномерного его распределения в массиве и интерференции взрывных волн от отдельных частей заряда.

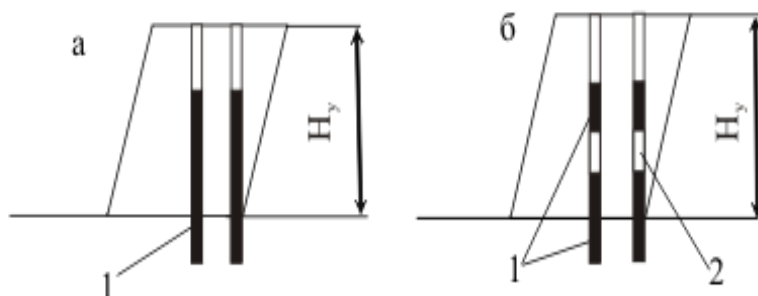


Рис. 2.4.11. Конструкция сплошных (а) и рассредоточенных (б) скважинных зарядов: заряд взрывчатого веществ; 2 - воздушный промежуток

Скважины на взрываемом блоке породного массива могут располагаться в один или несколько рядов, образуя своеобразную сетку скважин. Сетка расположения скважин характеризуется двумя размерами: расстоянием между скважинами в ряду «а» и расстоянием между рядами скважин «b». Эти размеры выбираются таким образом, чтобы зоны разрушения массива от

каждой скважины перекрывали друг друга, не образуя «порогов» в основании уступа (рис.2.4.14)

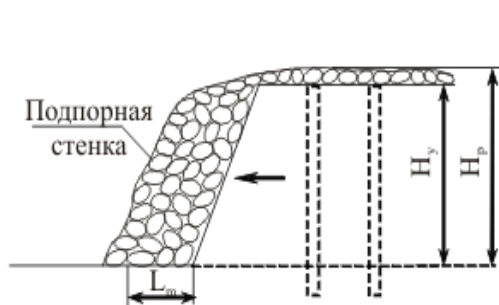


Рис. 2.4.12. Взрывание в «зажатой среде»

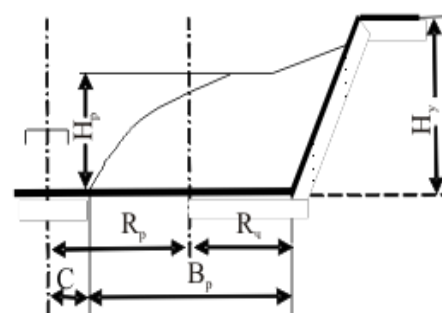


Рис. 2.4.13. .Схема формирования развала породы при взрыве «на подобранный забой»

Расстояние C_b от первого ряда скважин до верхней бровки уступа должно обеспечивать безопасность работы бурового станка и персонала, занятого бурением скважин и подготовкой массового взрыва. При ведении взрывных работ «на подобранный забой» это расстояние должно составлять не менее 2,0 м, а при ведении с «подпорной стенкой» из неубранной горной массы - не лимитируется.

Промежуточный детонатор в скважине располагается, как правило, на уровне подошвы уступа. Это обеспечивает совпадение направления детонации заряда взрывчатого вещества с направлением разрушения массива, а также улучшает проработку подошвы.

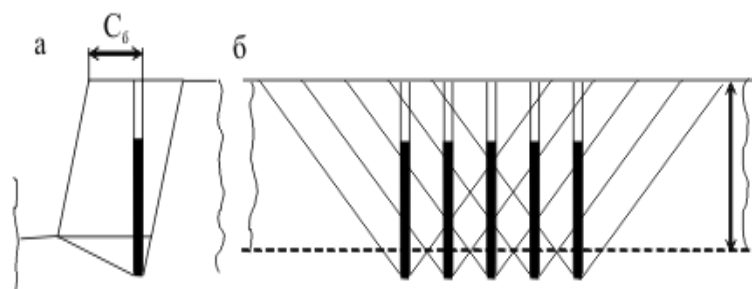


Рис. 2.4.14. Схема расположения и зоны действия скважинного заряда в поперечном (а) и продольном (б) сечениях взрываемого бока

При больших значениях сопротивления по подошве уступа, когда одиночные скважинные заряды не обеспечивают нормальной проработки подошвы уступа, возможно применение параллельно-сближенных зарядов в виде группы из двух, трех и более скважин (рис. 2.4.15). Заряды в таких группах взрываются одновременно.

Основными параметрами скважинных зарядов являются (рис. 2.4.9÷2.4.15): D – диаметр заряда; H_y – высота взрываемого уступа; W – линия сопротивления пород

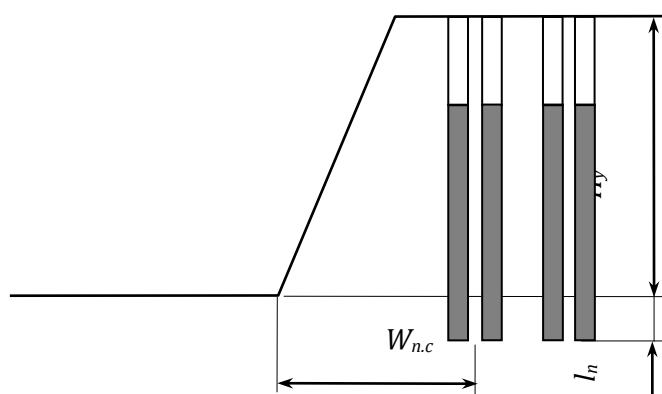


Рис. 2.4.15. Конструкция параллельно-сближенных зарядов

по подошве уступа; $W_{л.н.с.}$ – линия наименьшего сопротивления, равная кратчайшему расстоянию от центра заряда до свободной поверхности; a – расстояние между скважинами; b – расстояние между рядами скважин; $C_б$ – расстояние от первого ряда скважин до верхней бровки уступа; l – длина скважины; $l_{зар}$ – длина заряда; $l_{заб}$ – длина забойки; l_n – длина перебура; α – угол откоса уступа; β – угол наклона скважины; φ – угол между верхней бровкой уступа и рядами одновременно взрываемых скважин (при расположении одновременно взрываемых скважин параллельно верхней бровке уступа $\varphi = 0^0$, а перпендикулярно - $\varphi = 90^0$).

Взрывание скважинных зарядов при отбойке уступов на открытых разработках должно обеспечить: полный отрыв взрываемого слоя породы и возможно более равномерное ее дробление по всей высоте уступа на куски

заданного размера; развал взорванной массы заданной высоты и ширины для высокопроизводительной и безопасной работы выемочно-погрузочного оборудования.

Эффективность и технико-экономические показатели скважинной отбойки зависят от параметров скважинного заряда и параметров его размещения в горном массиве, которые должны быть согласованы с физико-механическими свойствами разрушаемых пород, параметрами применяемого оборудования, высотой уступа, условиями работы взрыва, величиной линии сопротивления по подошве уступа, требованиями к смещению пород при взрывном разрушении массива.

Объем породы, разрушаемой одним скважинным зарядом, может быть определен по формуле:

$$V = W \cdot a \cdot H_y, \quad (2.4.7)$$

где W – размер линии сопротивления пород по подошве уступа, м;

a – расстояние между скважинами в ряду, м;

H_y – высота уступа, м.

Поскольку в реальных условиях скважина бурится на некотором расстоянии от верхней бровки уступа, то величина Л.С.П.П. будет больше на это расстояние C_b и может быть определена по формуле:

$$W = H_y \cdot C_t g \alpha + C_b. \quad (2.4.8)$$

В скважине может быть помещен заряд $BВ$ с максимальной массой:

$$Q_{\max} = p(l_{\text{скв}} - l_{\text{заб}}), \quad (2.4.9)$$

где p – масса $BВ$ в 1 м скважины (удельная вместимость скважины), кг/м.

Удельная вместимость скважины определяется по формуле:

$$p = k_c \frac{\pi \cdot D^2}{4} \Delta \phi, \quad (2.4.10)$$

где

D – диаметр скважины, м;

$\Delta \phi$ – плотность заряжения $BВ$ в скважину, кг/м³.

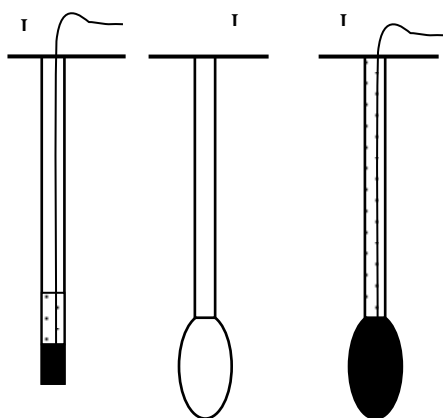


Рис. 2.4.16. Схема котлового заряда

I – схема прострелочного заряда в скважине; II – котел в скважине; III –

Метод котловых зарядов. При методе котловых зарядов на забое скважины взрывают небольшой прострелочный заряд ВВ (рис. 2.4.16), в результате чего в ее нижней части происходит вытеснение пород с образованием полости, называемой котлом. Взрывчатое вещество, помещенное в этот котел, формирует котловой заряд.

Котловые заряды применяются в тех случаях, когда нет других способов для размещения в массиве такого количества ВВ, которое в состоянии преодолеть сопротивление пород по подошве уступа.

Величина заряда для образования котла определяется исходя из величины основного заряда и показателя простреливаемости пород. Показатель простреливаемости пород зависит от их физико-механических характеристик и представляет собой объем котловой полости, получаемой при взрыве 1 кг ВВ. Значение этого показателя находится в обратной зависимости от предела прочности пород на сжатие: чем больше предел прочности пород на сжатие, тем меньше показатель их простреливаемости (рис. 2.4.17).

Для образования котловой полости заданного объема величина прострелочного заряда определяется по формуле:

$$Q_{np} = \frac{V_k}{k_{np}}, \text{ кг}; \quad (2.4.11)$$

где V_k – требуемый объем котловой полости, м³;

$k_{пр}$ - показатель простреливаемости пород (определяется по графику рис.2.4.17), м³/кг.

Ориентировочно требуемый диаметр котловой полости определяется по формуле:

$$D_k = 1,24\sqrt[3]{V_k}, \text{ м.} \quad (2.4.12)$$



Рис. 2.4.17. график зависимости коэффициента простреливаемости пород от предела прочности при сжатии

Главным недостатком метода котловых зарядов является ненадежность результатов взрыва из-за трудностей с образованием полости заданного размера и в заданном месте. Кроме того, при взрыве котловых зарядов с высоким сосредоточением ВВ порода дробится крайне неравномерно: в непосредственной близости от заряда порода переизмельчается, а с удалением от него – дробится на крупные куски, как правило, негабаритных размеров. Эти недостатки ограничивают область применения котловых зарядов, поэтому в карьерах они практически не встречаются.

Метод камерных зарядов. Метод камерных зарядов предусматривает применение сосредоточенных зарядов большой величины (до нескольких тысяч тонн). Для этого в массиве проходят горизонтальные или

вертикальные выработки, заканчивающиеся специальными камерами для размещения ВВ (рис.2.4.18).

Метод камерных зарядов применяется главным образом при взрывах на «сброс» и «выброс», когда основная часть разрушенных пород перемещается за пределы воронки выброса.

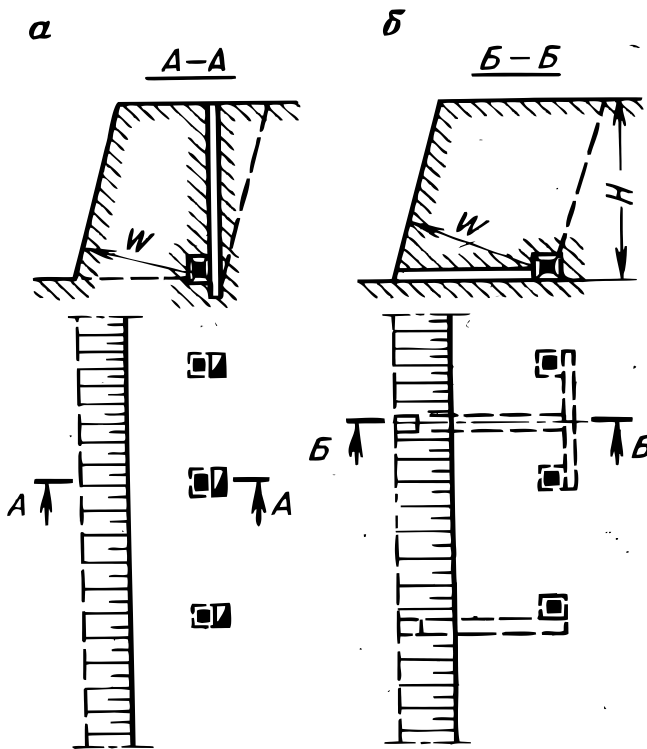


Рис. 2.4.18. Схема размещения камерных зарядов при взрывании на карьерах с помощью шурфов (а) и штолен (б).

Взрывание на «выброс» может выполняться с двусторонним или односторонним навалом выброшенной породы вокруг воронки выброса. В первом случае камерные заряды располагаются в один ряд и взрываются одновременно, что приводит к равномерному навалу породы по обеим сторонам выемки. Во втором случае камерные заряды располагаются, по крайней мере, в два ряда, один из которых взрывается с опережением по отношению к другому. Такое опережающее

взрывание приводит к тому, что при взрыве первого ряда смещение породы происходит по Л.Н.С. вертикально вверх. При этом для второго ряда зарядов образуется свободная дополнительная поверхность, что приводит к изменению направления линии наименьшего сопротивления с отклонением выброшенной породы от вертикали и отталкиванием ранее поднятой породы от первого ряда зарядов в сторону. В результате значительная часть разрушенной породы укладывается с одной стороны от воронки взрыва.

Метод камерных зарядов относительно широко распространен для перемещения взрывами на «сброс» и «выброс» больших объемов горных

пород преимущественно в гористой местности (строительство дорог, плотин, каналов и т.п.). В карьерах этот метод практически не применяется.

Метод траншейных зарядов. Метод траншейных зарядов предусматривает взрыв удлиненных горизонтальных зарядов большой величины (до нескольких тысяч тонн). Для этого в массиве проходят горизонтальные выработки (**зарядные траншеи**) значительной длины (до нескольких сотен и тысяч метров), в которых размещают заряд ВВ. Траншейный заряд формируется из ВВ, упакованного в мешки, которые укладываются несколькими слоями (рис.2.4.19). Между слоями мешков с ВВ может помещаться слой насыпного ВВ толщиной $0,1 \div 0,2$ м, что повышает плотность заряжения и восприимчивость заряда к детонации [7].

В зависимости от проектных параметров сооружаемой выемки для размещения траншейных зарядов проходят 1÷3 зарядных траншей, используя канавокопатели различных конструкций. При этом при взрыве на выброс одного траншейного заряда в выемку возвращается $25 \div 30$ %, а при взрыве двух траншейных зарядов - $35 \div 40$ % грунта.

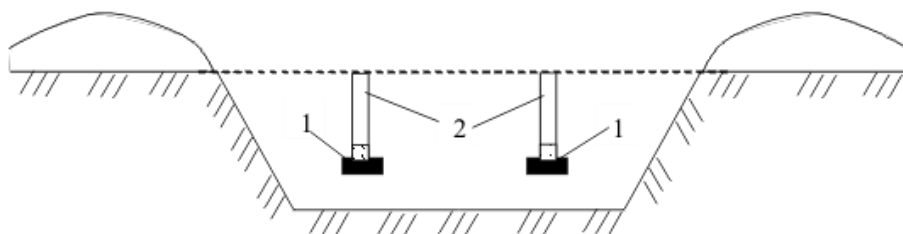


Рис. 2.4.19. Схема траншейного заряда:
1-заряд выброса, 2-траншея для размещения заряда

Таким образом, область применения перечисленных методов взрывного рыхления пород при ведении открытых горных работ различны. В частности, котловых и камерных зарядов применяются эпизодически, но не рассматриваются. Наиболее подробно рассмотрен метод скважинных зарядов, имеющий преимущественное применение в карьерах, метод шпуровых зарядов, имеющий применение при добычи каменных блоков (рассматривается в главе 9) и метод Основными параметрами траншейных

зарядов являются масса ВВ на 1 м длины траншейного заряда траншейных зарядов, имеющий применений при строительстве крупных ирригационных сооружений.

Контрольные вопросы:

1. Какие типы запасов существует в горной промышленности?
2. Какие факторы влияют на годовую производственную мощность рудника?
3. От чего зависит потери и разубоживание руды?

Используемые литературы:

1. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA
2. William A.H., Richard L.Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebvo Sweden.

2-тема: ПРОЦЕСС ВЫЕМКИ И ПОГРУЗКИ ГОРНОЙ МАССЫ

План:

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ
2. Типы выемочных машин и их выбор
3. Характеристика и классификация экскаваторов циклического действия
4. Одноковшовые карьерные экскаваторы

Ключевые слова : карьер, горная порода, вскрышая порода, руда, полезное ископаемое, погрузка, экскаватор, забой, откос, уступ, рабочая площадка, развал, выемка, отвал, перемещение, разгрузка, массив, черпание, забой.

2.1. Общие сведения

Выемочно-погрузочные работы являются одним из основных технологических процессов при добыче полезных ископаемых открытым способом. Эти работы могут выполняться одним или разным оборудованием, от чего зависят особенности этого процесса. Именно типом выемочно-погрузочного оборудования определяется технология выемки и погрузки горной массы, геометрические характеристики элементов системы разработки и организация горно-транспортных работ в карьерах. В зависимости от типа такого оборудования выбирается соответствующий вид транспорта, а также обосновывается количество работающего оборудования,

производительность и технико-экономические показатели технологического комплекса карьера.

В практике открытых горных работ используются различные типы выемочно-погрузочного оборудования, которое по принципу действия делится на машины циклического и машины непрерывного действия с различными технологическими и эксплуатационными характеристиками.

В машинах циклического действия (одноковшовые экскаваторы, погрузчики, колесные скреперы, бульдозеры и др.) рабочий орган состоит только из одного ковша или режущего элемента (лемех бульдозера), периодически выполняющего функции выемки и перемещения горной массы (Рис.1). В машинах непрерывного действия (многоковшовые цепные и роторные экскаваторы и др.) ковши (черпаки) перемещаются по замкнутой траектории и создают непрерывный поток разрушенной горной массы (Рис.2).



Рис. . Машины циклического действия



Рис. Машины непрерывного действия

Техническая возможность и эффективность использования выемочного оборудования зависит в первую очередь от физико-механических свойств пород, а также от параметров разрабатываемых месторождений, способа подготовки пород к выемке (механическое или взрывное рыхление), способа выемки (валовой или раздельный), механизации смежных процессов размера карьера и его элементов, климатических условий и других факторов.

Количественной характеристикой технической возможности выемочного оборудования является его производительность, которая и существенно влияет на производительность труда горнорабочих и себестоимость горных работ, а также определяет требуемый парк выемочно-погрузочного оборудования. Различают паспортную, техническую и эксплуатационную производительность выемочно-погрузочных машин.

Паспортная или теоретическая производительность $Q_{теор}$ выемочно-погрузочной машины зависит только от ее конструктивных факторов: мощности двигателей; линейных параметров оборудования; емкости и формы рабочего органа (ковша, лемеха и т. д.); кинематической схемы и расчетно-конструктивных скоростей движения рабочего органа.

Паспортная (теоретическая) производительность определяется количеством породы, которая теоретически с использованием всех конструктивных возможностей выемочно-погрузочной машины может быть извлечена из горного массива за 1 час чистого времени работы. Эта производительность является основой для определения других видов

производительности и сравнения отдельных типов и моделей выемочно-погрузочных машин между собой.

Техническая производительность $Q_{тех}$ выемочно-погрузочной машины соответствует максимально возможной производительности за 1 час непрерывной работы в конкретных горнотехнических условиях.

Эксплуатационная производительность $Q_э$ выемочно-погрузочной машины соответствует объему породы, который извлекается из горного массива с учетом затрат времени на технические, технологические и организационные простои и перерывы. Различают эксплуатационную сменную, месячную и годовую производительность машин.

Эксплуатационная сменная производительность выемочно-погрузочной машины является основой оперативного планирования горных и транспортных работ. Показатели эксплуатационной годовой и месячной производительности необходимы для определения потребности карьера в выемочно-погрузочном оборудовании, перспективного и текущего планирования горных работ.

На производительность выемочных машин влияют природные (совокупность физико-технических свойств пород, их обводненность, климат района), технологические (элементы системы разработки, схема транспортных коммуникаций на отдельных горизонтах и карьера в целом) и организационные (годовой, сменный и суточный режимы работы оборудования, сроки и качество проведения плановых ремонтов и вспомогательных работ, квалификация обслуживающего персонала) факторы. На эффективную и эксплуатационную производительность существенно влияют также конструктивно-эксплуатационная надежность машин, характеризующаяся безотказностью в работе и их ремонтпригодностью, а также горнотехнические условия эксплуатации.

2.2. Типы выемочных машин и их выбор

Выемка и погрузка горных пород, как правило, выполняются одной машиной или одним комплексом машин, для которых в зависимости от их типа (рис.1) забоем могут служить торец, боковой откос или площадка уступа. Тип выемочно-погрузочного оборудования и технологические схемы его работы выбираются в зависимости от условий размещения месторождения в горном массиве, геометрических характеристик месторождения, структурных особенностей строения рудных тел, физико-механических свойств горных пород, гидрогеологических условий работы.

Работа выемочно-погрузочного оборудования существенно зависит от трещиноватости массива, предела прочности пород на сжатие, сцепления, влажности и плотности пород.

Многообразие природных и горнотехнических условий предопределяет применение различных вариантов использования выемочных машин для работы в карьерах. Инженерной задачей в этом случае является выбор оборудования, наиболее соответствующего условиям конкретного карьера с учетом [1]:

- размеров месторождения (влияют на выбор системы разработки и типа оборудования, размер которого находится в прямой зависимости от размеров месторождения);

- условий залегания месторождений относительно земной поверхности (влияют на выбор системы разработки и типа оборудования, размер которого находится в прямой зависимости от объема вскрышных работ);

- угла падения рудных тел, пластов и залежей (определяет систему разработки и тип оборудования для размещения пород во внутренних отвалах);

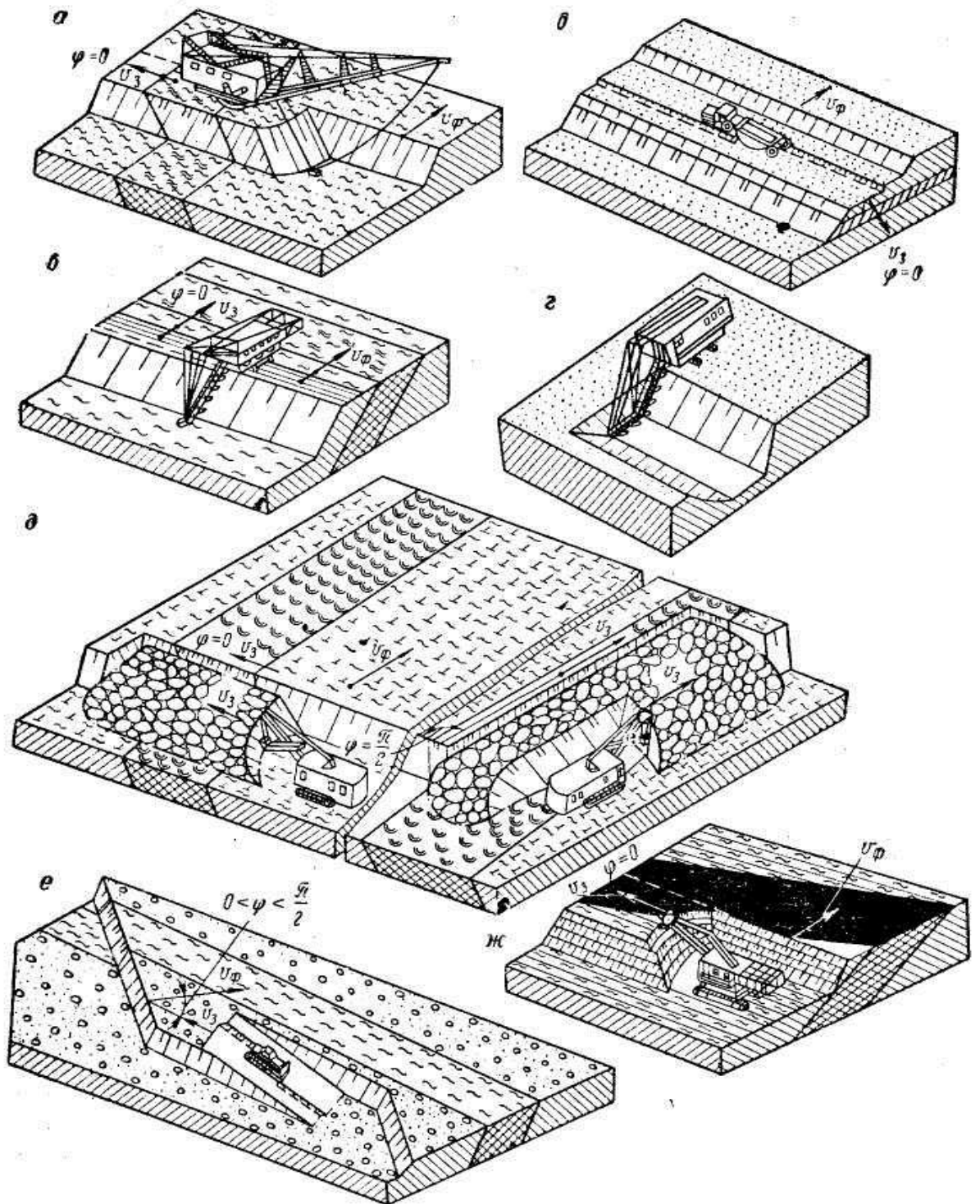


Рис. 3. Типы выемочных машин для работы

в карьерах:

а - драглайн; *б* - фронтальный погрузчик. *в* - цепной экскаватор; *г* - экскаватор с
 грейферным рабочим органом; *д* - одноковшовый экскаватор «прямая механическая
 лопата»; цепной экскаватор; *е* - роторный экскаватор;

мощности рудных тел, пластов и залежей (определяет тип забоя и
 оборудования, размер которого находится в прямой зависимости от

мощности пласта; например, для угольных пластов весьма малой мощности следует применять бульдозеры в комплексе с фронтальными погрузчиками или фрезерные комбайны, а для пластов большой мощности – роторные комплексы);

- структурных особенностей строения рудных тел (влияют на область применения валового или селективного способа выемки, тип выемочного оборудования, размер которого находится в обратной зависимости от сложности строения – чем сложнее строение, тем меньше размер оборудования);

- физико-механических свойств горных пород (влияют область применения оборудования и необходимость проведения предварительного рыхления пород);

- гидрогеологических условий (влияют на выбор типа машины в зависимости от обводненности забоя, например, экскаватора с рабочим органом «обратная лопата» для работы в обводненных, а с рабочим органом «прямая лопата» - в сухих забоях.

2.3. Характеристика и классификация экскаваторов цикличного действия

Экскаваторы цикличного действия представляют собой землеройную самоходную машину цикличного действия, имеющую в качестве рабочего органа один ковш. Цикл работы одноковшового экскаватора состоит из рабочего и холостого ходов ковша и передвижки экскаватора. Во время рабочего хода ковшом производится копание (резание) породы при одновременном его заполнении, а затем перемещение наполненного ковша к месту разгрузки и его разгрузка. В начальное положение ковш возвращается холостым ходом. Такой экскаватор имеет совершенную конструкцию, высокую механическую прочность и широкую область применения, поскольку на него может быть установлено различное рабочее оборудование.

Одноковшовые экскаваторы классифицируются: по типу рабочего оборудования (прямая механическая лопата, обратная механическая лопата, драглайн, грейфер, струг, скребок); по типу ходового оборудования (гусеничные, шагающие, на пневмоколесном и железнодорожном ходу); по

роду силовой установки (электрические, дизельные, дизель-электрические); по типу привода (одно- и многодвигательные); по способу управления рабочим органом (тросовые и гидравлические).

2.4. Одноковшовые карьерные экскаваторы

Одноковшовые экскаваторы по назначению и конструкции подразделяются на: вскрышные, карьерные, карьерно-строительные и строительные.

Вскрышной экскаватор предназначен для производства вскрышных работ с непосредственной перевалкой вскрыши в выработанное пространство. Выпускается с оборудованием "прямая лопата" и отличается большими линейными параметрами рабочего оборудования. Типоразмерный ряд представлен базовыми моделями с ковшами емкостью 15 - 100 м³, каждая из которых имеет модификацию по емкости ковша и длине стрелы.

Карьерный экскаватор предназначен для открытых горных работ, а также для работы на строительстве с большим объемом земляных работ. Выпускается с оборудованием "прямая лопата". Типоразмерный ряд представлен базовыми моделями с ковшами емкостью 2 - 20 м³, часть из которых имеют сменное удлиненное рабочее оборудование для верхней погрузки, а часть - для погрузки на уровне установки машины.

Карьерно-строительный экскаватор предназначен для открытых горных и массовых земляных работ. Типоразмерный ряд представлен пятью базовыми моделями с ковшами емкостью 1,25 - 8 м³, имеющими сменное рабочее оборудование драглайна, лопаты для верхней погрузки и крана.

Строительный экскаватор - наиболее распространенный и универсальный тип одноковшового экскаватора. Применяется в строительстве при относительно небольших объемах земляных работ, для вспомогательных работ в карьерах, а также при небольших объемах разработки строительных материалов. Емкость ковша до 5 м³, радиус действия и высота копания с оборудованием прямой лопаты 2 - 15 м. Как правило, оснащается сменным рабочим оборудованием. Строительные одноковшовые экскаваторы с ковшом

емкостью до 2 м³ обычно выпускаются универсальными, имеющими не менее 4 видов сменного рабочего оборудования.

В зависимости от назначения и конструктивных особенностей одноковшовые экскаваторы разделяются на пять типов: экскаваторы строительные гусеничные и пневмоколесные с ковшом вместимостью 0,16 - 2,5 м³ (тип ЭС), экскаваторы карьерно-строительно-гусеничные с ковшом вместимостью 1,25 - 8 м³ (тип ЭКГС), экскаваторы карьерные гусеничные с ковшом вместимостью 2-20 м³ (тип ЭКГ), экскаваторы вскрышные гусеничные с ковшом вместимостью 4-100 м³ (тип ЭВГ) и шагающие драглайны с ковшом вместимостью 4-120 м³ (тип ЭШ).

В табл. 3.3.1 и 3.3.2 приведены характеристики карьерных экскаваторов, выпускаемых в России и за рубежом. Для экскаваторов приняты следующие обозначения:

ЭКГ – экскаватор карьерный с тросовым приводом рабочего органа «прямая лопата», на гусеничном ходу,

ЭГ – экскаватор карьерный с гидравлическим приводом рабочего органа «прямая» лопата, на гусеничном ходу.

ЭГО – экскаватор карьерный с гидравлическим приводом рабочего органа «обратная» лопата, на гусеничном ходу.

Экскаваторы с тросовым и гидравлическим приводом рабочего органа «прямая» и «обратная» лопата используются для разработки мягких, плотных и разрыхленных (полускальных и скальных) пород с погрузкой в транспортные сосуды, установленные на уровне стояния экскаватора или на вышележащем уступе, а также при проходке траншей и на отвальных работах. Кроме того, экскаваторы с гидравлическим приводом рабочего органа «обратная» лопата применяются при черпании ниже уровня стояния с погрузкой в транспортный сосуд, расположенный на нижележащем уступе или на уровне стояния экскаватора, а также при проходке траншей.

Цифры, стоящие в обозначении экскаватора после дефиса, указывают вместимость его основного ковша в кубических метрах, дополнительные буквы А, И, М, С - их модификации экскаваторов; Ус – комплектацию удлиненным рабочим оборудованием для погрузки транспорта, расположенного на уровне стояния экскаватора; У – комплектацию удлиненным рабочим оборудованием для погрузки транспорта, расположенного выше уровня стояния экскаватора.

Таблица 2.1.

Техническая характеристика карьерных тросовых экскаваторов России

Показатели	АО «Ижорские заводы»			АО «УЗТМ»
	ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЭКГ-8У	ЭКГ-5А
Вместимость ковша, м ³				
основного	10	15	8	5,2
сменных	8; 12,5	12,5; 16	6; 10	3,2-4,6
Максимальный радиус черпания R_q^{max} , м	18,4	22,6	34,0	14,5
Максимальный радиус разгрузки R_p^{max} , м	16,3	20,0	32,0	12,65
Максимальная высота черпания H_q^{max} ,	13,5	16,4	30,0	10,3
Максимальная высота разгрузка H_p^{max} , м	8,6	10,0	24,5	6,7
Мощность сетевого двигателя, кВт	630	1250	1250	250
Подводимое напряжение, В	6000	6000	6000	6000
Продолжительность цикла, с	26	28	35	23

Масса экскаватора с противовесом, т	395	672	710	196

Таблица 2.2

Типоразмерный ряд карьерных экскаваторов разных фирм-производителей

Фирма, страна	Модель	Масса, т	Мощность двигателя кВт	Вместимость ковша, м ³	Высота черпания, м	Радиус черпания, м
Orenstein und Koppel (Германия)	RH-40D	93/90	365	6.0/6.0	10.8/12.8	10.5/13.6
	RH-75C	122/120	417	8.1/6.7	н.д./14.0	н.д./14.1
	RH-90C	156/154	630	10.0/9.6	н.д./15.7	н.д./15.4
	RH-120C	218/217	846	13.0/13.0	н.д./14.0	н.д./15.2
	RH-200C	450/н.д.	1516	23.0/н.д.	н.д./н.д.	н.д./ н.д.
	RH-300C	480/н.д.	1730	34.0/н.д.	н.д./н.д.	н.д./ н.д..
Caterpillar (США)	650 FS	65/-	280	3.8/-	10.5/-	10.2/-
	245 D	66/65	287	3.8/3.8	10.3/11.03	9.8/11.06
	375 ME	-/82	319	-/4.0	-/12.34	-/12.00
	5080 FS	83/-	319	5.2/-	11.1/-	10.1/-
	5130	170/168	563	10.5/10.0	н.д./13.00	11.6/14.90
	5230	314/314	1175	14.0-17.0/	15./15.0	14.9/17.8
				15.5-24.0		
Hitachi (Япония)	Ex-700	70/67	309	4.0/4.1	10.84/11.90	10.0/12.00
	Ex-1100	105/103	434	6.3/4.6	12.35/13.63	11.4/15.00
	Ex-1800	175/177	686	10.3/8.4	14.55/14.45	13.4/16.07
	Ex-3500	330/330	1312	18.0/16.2	17.17/19.78	15.81/19.40
Komatsu (Япония)	PC-650-5	69/65	302	3.8/2.9	10.66/11.08	10.01/11.84
	PC-1000-1	98/95	405	6.1/4.3	12.17/13.63	11.38/15.00
	PC-1600-1	162/160	604	9.5/10.1	14.11/13.55	13.14/16.04

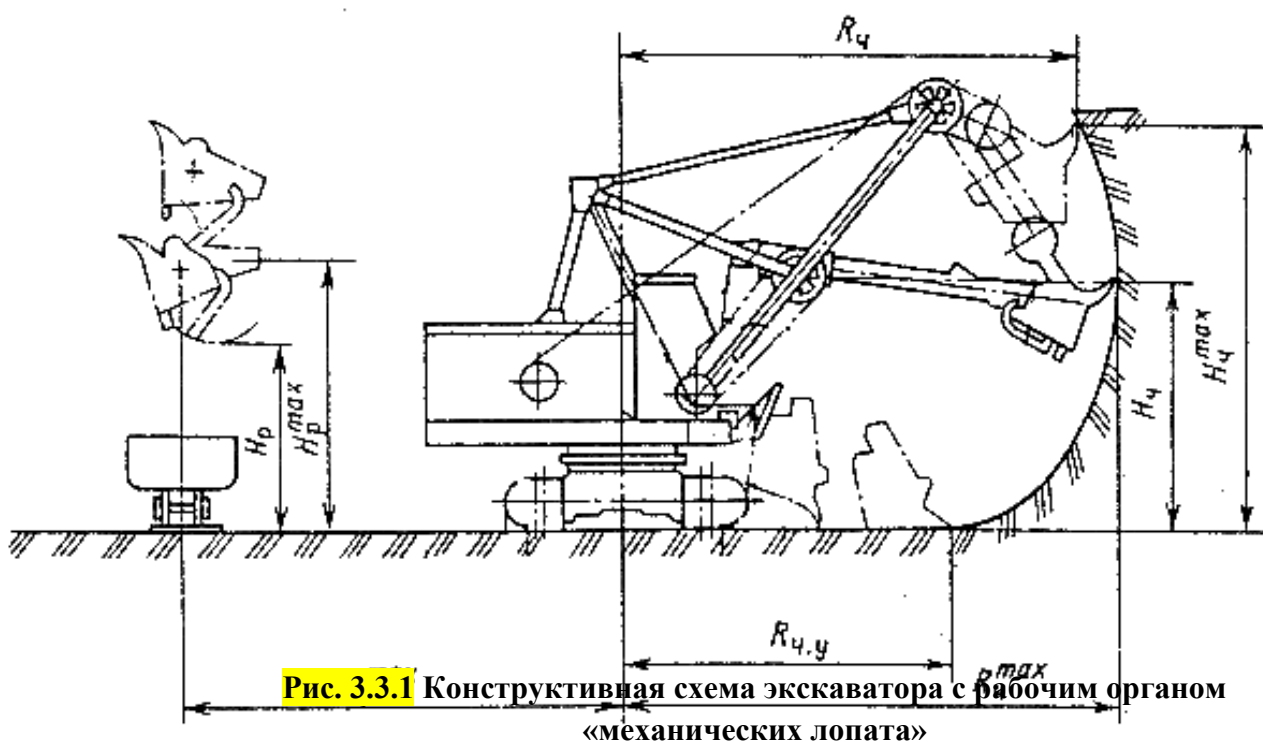
Примечание: В числителе для экскаватора типа «прямая лопата»; в знаменателе – для экскаватора типа «обратная лопата». Высота разгрузки может быть принята в размере 70% от высоты черпания.

Рабочими параметрами одноковшовых экскаваторов типа "механическая лопата" являются радиусы и высоты черпания и разгрузки, зависящие от длины рукояти и стрелы, угла наклона стрелы и размеров экскаватора (рис. 3.3.1).

Высота черпания H_c - вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша; максимальная высота черпания H_c^{max} соответствует максимально поднятой рукояти.

Радиус разгрузки R_p - горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до середины ковша в момент разгрузки; максимальный радиус разгрузки R_p^{max} соответствует горизонтальному положению максимально выдвинутой рукояти.

Высота разгрузки H_p - вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша; максимальная высота разгрузки H_p^{max} соответствует максимально поднятому ковшу.



Радиусы черпания и разгрузки экскаватора соответствуют определенным значениям высоты черпания и разгрузки. При этом максимальные значения

высоты черпания разгрузки не совпадает с соответствующими значениями радиусов черпания и разгрузки: они находятся в обратной зависимости - чем больше высота, тем меньше радиус.

Некоторые модели механических лопат допускают изменения в определенных пределах (30° - 50°) угла наклона стрелы. Это позволяет увеличить или уменьшить радиус и высоту действия экскаватора.

Радиус вращения кузова R_k - горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до края наиболее выступающей части кузова. Величина радиуса вращения кузова определяет возможное положение экскаватора в забое и ширину траншей при их проведении.

Максимальная глубина черпания ниже горизонта установки h_c - расстояние от горизонта установки экскаватора до режущих кромок зубьев ковша при черпании.

Радиус черпания на уровне установке экскаватора $R_{ч.у.}$ - минимальное расстояние от оси вращения экскаватора до кромки зубьев на уровне установки экскаватора.

Одноковшовый экскаватор типа "механическая лопата" - универсальная выемочно-погрузочная машина, с помощью которой могут разрабатываться самые разнообразные породы в самых различных условиях. Поэтому машинам такого типа уделяется повышенное внимание.

В последнее время все более широкое применение в карьерах находят гидравлические экскаваторы типа ЭГ, которые по сравнению с тросовыми экскаваторами более мобильны, компактны и легче по весу. Универсальность навесного оборудования (ковши «прямая лопата», «обратная лопата», грейфер и др.) позволяет использовать такие экскаваторы для селективной выемки руд в сложных забоях, планировки подошвы уступов, проходки траншей и т.п.

Тенденция широкого внедрения гидравлических экскаваторов в

практику открытых горных работ объясняется наличием у этих экскаваторов конструктивных и технологических преимуществ по сравнению с тросовыми экскаваторами. Основными их них являются:

- дополнительная степень свободы рабочего оборудования (одновременная подвижность стрелы, рукояти и ковша), обеспечивающая получение регулируемой траектории черпания и слоевую (сверху вниз) разработку пород;

- в 1,5-2,5 раза меньшая удельная (на 1 м³ вместимость ковша) металлоемкость конструкции;

- повышенное усилие копания на зубьях ковша;

- быстрый монтаж (демонтаж) рабочего оборудования, позволяющий использовать на одной машине различные его конструкции, что обеспечивает в заданный момент соответствие технологических параметров экскаватора условиям разработки.

Гидравлические экскаваторы с рабочим органом «обратная» лопата имеют по сравнению с гидравлическими экскаваторами с рабочим органом «обратная» лопата следующие преимущества:

- увеличенный радиус черпания на уровне стояния экскаватора;

- возможность верхнего и нижнего черпания и погрузки транспортных средств на уровне стояния экскаватора, ниже и выше него;

- лучшую возможность селективной выемки пород при установке экскаватора на кровле разрабатываемого уступа и возможность выемки из-под слоя воды.

Гидравлические экскаваторы, производимые за рубежом, имеют названия, определяемые фирмой-производителем. Номенклатура зарубежных экскаваторов чрезвычайно широка, а некоторые параметры наиболее распространенных моделей приведены на рис. 3.3.2 и в табл. 3.3.3.

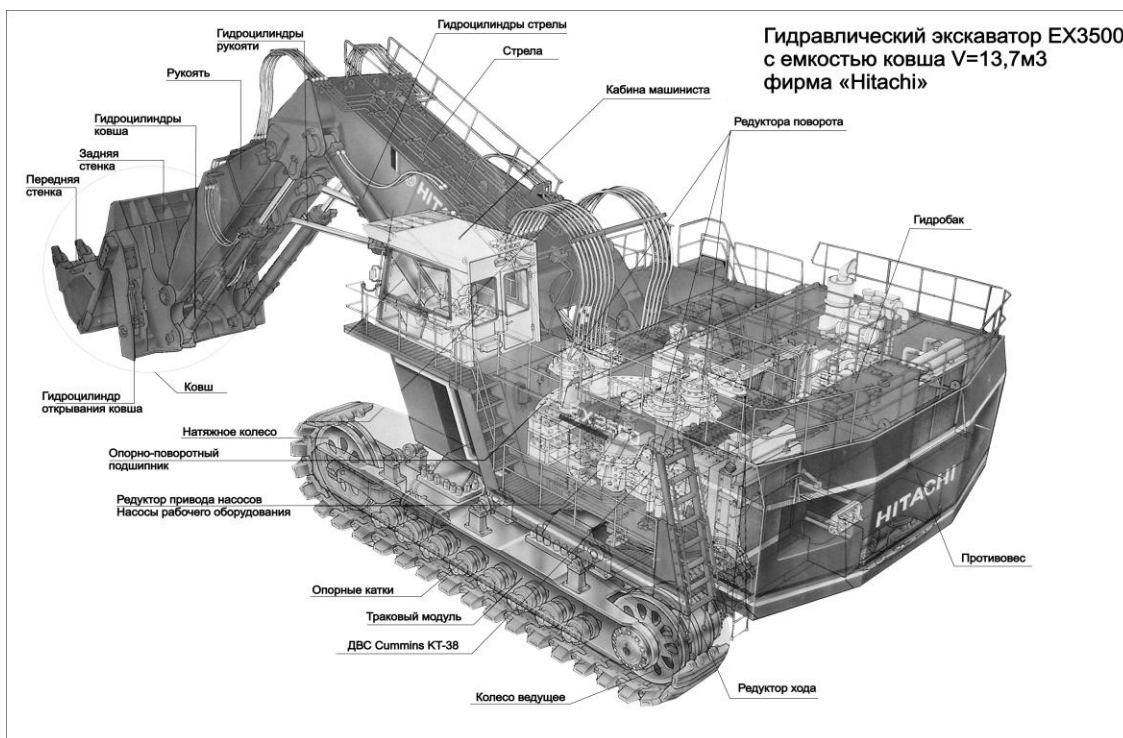


Рис. 3.3.2. Конструкция и устройство гидравлического экскаватора EX-3500 Хитачи (Япония)

Таблица 3.3.3.

Крупные гидравлические экскаваторы типа «прямая лопата» зарубежных фирм

Тип экскаватора	Вместимость ковша, м ³	Масса, т	Максимальный радиус черпания, м
Маннесманн Демаг			
H 485S	26 (33)	625	19,0 (17,5)
H 455 S	25	455	18,5
H 285 S	14 (16)	322	17,7 (15,5)
H 185 S	14	216	13,0
H 135 S	10,4	133	1,6
Оренштейн-Коппель			
RH 300 E	17,5	491	18,5
RH 300	22,0	437	14,8
Хитачи			
EX 3500	18	330	15,8
EX 1800	10,3	177	13,4

Рабочим местом экскаватора является часть рабочей площадки уступа и забой, поверхность которого имеет криволинейную форму, а ограниченная этой поверхностью часть породного массива является объектом выемки.

Геометрические размеры забоя зависят от параметров экскаваторов и характеристики горных пород.

Профиль забоя экскаватора с рабочим органом «механическая лопата» в мягких и средней плотности горных породах соответствует траектории движения ковша и имеет крутой ($70-80^{\circ}$) угол откоса. В предварительно разрыхленных горных породах профиль забоя устанавливается соответственно углу естественного откоса. Форма забоя должна обеспечивать наибольшую производительность экскаватора. Это достигается установлением рациональных параметров забоя (в первую очередь ширины и высоты забоя), правильным определением места установки экскаватора и др.

2.5. Типы заходок

В результате перемещения забоев в пределах определенного участка развала или массива уступа последовательно отрабатываются породные полосы, называемые заходками.

Часть заходки, выемка которой характеризуется законченным технологическим циклом основных и вспомогательных операций выемочной машины, называется забойным блоком.

По расположению относительно фронта работ уступа заходки подразделяются (рис. 21.2.) на продольные (ориентированные вдоль фронта работ уступа), поперечные (направлены вкрест фронта) и диагональные (ориентированные в промежуточном направлении). Продольные заходки возможны при всех видах транспорта, диагональные заходки-при железнодорожном и автомобильном, а поперечные-при автомобильном и конвейерном.

По ширине заходки подразделяются на нормальные A_n , узкие A_y и широкие A_w (см. рис. 21.2.)

В нормальных заходках выемка породы производится при постоянном положении оси движения выемочных машин по длине заходки и максимальном использовании их рабочих параметров. Например, при торцовом забое эта ширина равна длине лемеха бульдозера или $(1,5-1,7) R_v$ –

радиуса черпания мехлопат, а при продольном забое-максимальной толщине одного или нескольких слоев выемки.

Узкие заходки отличаются от нормальных неполным использованием рабочих параметров выемочных машин при постоянном положении оси перемещения их вдоль заходки.

Широкие заходки при всех типах забоев характеризуется переменным положением оси движения выемочных машин в плане при выемке породы по длине заходки.

По характеру движения транспортных средств при выемке пород в пределах заходов последние подразделяются на тупиковые и сквозные.

Тупиковые заходки (рис. 21.2, а, б) характеризуются возможностью движения транспортных средств только в пределах выработанного пространства. Они подразделяются на траншейные и эксплуатационные; последние применяются при ограниченной ширине рабочих площадок уступа. Работа выемочных машин в тупиковых заходках обычно связана с увеличением продолжительности цикла погрузки транспортных средств, времени обмена последних в забое и с наращиванием транспортных коммуникаций по мере подвигания забоя.

Сквозные заходки (см. рис. 21.2, в, г) позволяют организовать движение транспортных средств в пределах всей длины заходки и типичны для эксплуатационного периода отработки уступа. Верхняя погрузка при проходке траншей позволяет работать экскаватору в сквозной траншейной заходке.

По структуре заходки могут быть однородными и разнородными, а также сложноразнородными в зависимости от условий залегания и степени разнотипности пород в пределах уступа или развала, ориентирования фронта работ уступа относительно залежи и заходов относительно фронта, а также ширине заходов.

разнородные заходки характеризуются последовательной перемежаемостью по длине отдельных блоков пустых пород, полезного ископаемого и его отдельных сортов, поэтому забой в этих заходках простые и выемка валовая.

Сложноразнородными называются заходки, в пределах которых невозможно выделить блоки только с пустыми породами или отдельными

сортами полезного ископаемого; в этих заходках забои сложные, а выемка в них раздельная.

Любой уступ отрабатывается панелями-полосами породного массива вдоль фронта работ уступа. Отработка каждой такой полосы характеризуется новым положением транспортных коммуникаций вдоль фронта работ уступа. В результате отработки панелей происходит перемещение фронта работ уступа.

Часть панели, разрабатываемая отдельной выемочной машиной, называется блоком панели. Часто блок панели называют по виду выемочного оборудования, например экскаваторный блок, скреперный блок и т. п. Понятия панели и блока панели относится только к массиву горных пород в пределах уступа, но не к развалу.

При выемке горной массы экскаваторы могут работать забоях следующих типов: тупиковый (траншейный), торцовый (боковой) и фронтальный (рис. 3.3.3.).

Тупиковые забои в отличие от фронтальных забоев ограничены двумя свободными плоскостями – кровлей и поверхностью забоя уступа. Эти забои распространены обычно при проведении траншей, в частности, с использованием конвейерного или автомобильного транспорта.

Торцовые забои представляют собой массив горной породы, ограниченный тремя свободными плоскостями: кровлей, откосом и поверхностью забоя уступа. Они распространены на карьерах при отработке уступов заходками. При торцовом забое достигается более высокая производительность оборудования, так как здесь средний угол поворота экскаватора обычно не превышает 90° , и подача подвижного состава транспорта под погрузку удобна.

Фронтальные забои встречаются редко, так как увеличение среднего угла поворота экскаватора до 140° снижает производительность экскаватора [2].

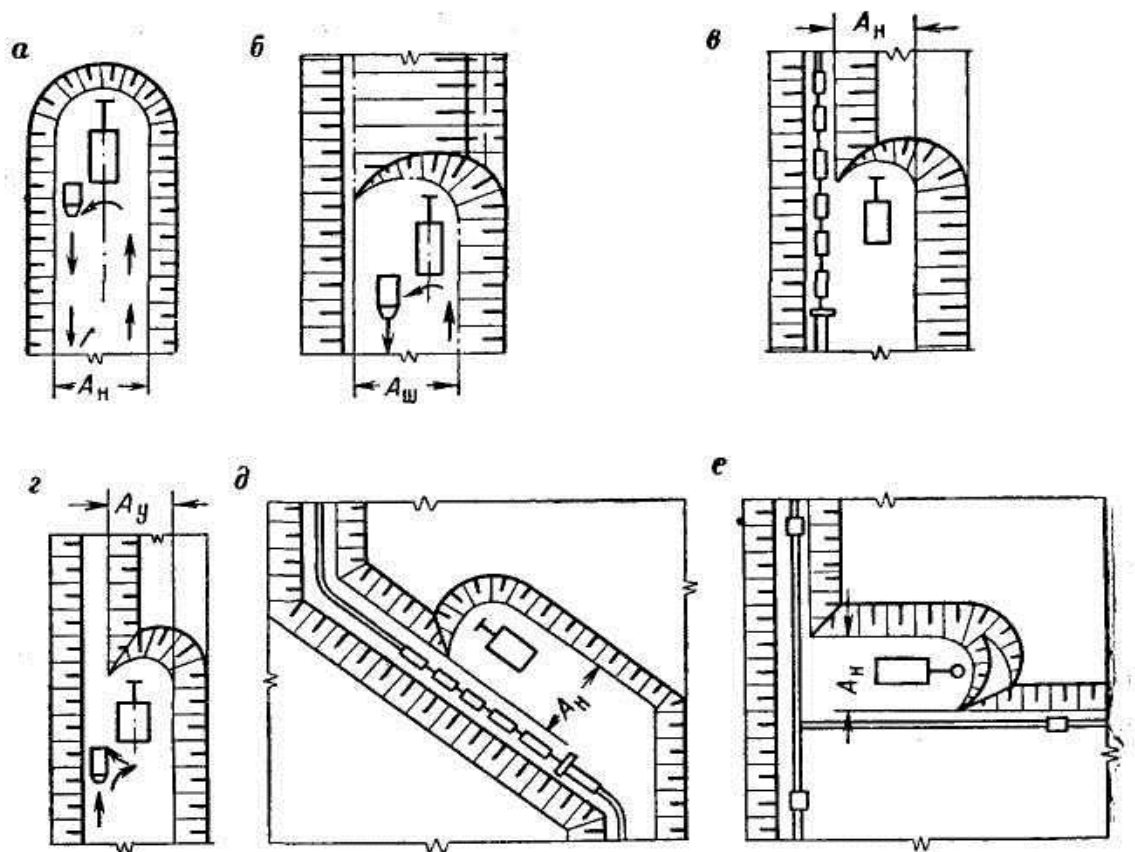


Рис. 3.3.3. Типы забоев:

а) тупиковый; б) торцовый; в) фронтальный.

Механические лопаты работают обычно по следующим основным схемам (рис. 3.3.4):

- в торцевом забое с боковой разгрузкой в отвал (а) и в средства транспорта, расположенные на горизонте (б) или выше горизонта (в) установки экскаватора;

- в тупиковом забое с погрузкой в транспортные средства на горизонте (г) или выше горизонта (д) установки экскаватора, а также с размещением породы на бортах выработки (е).

- во фронтальном забое с погрузкой в средства транспорта на горизонте установки экскаватора.

Порядок работы экскаватора с рабочим органом «механическая лопата» при укладке породы в отвал или погрузке в средства автомобильного и железнодорожного транспорта не зависит от типа и модели выемочно-погрузочной машины.

Рабочие размеры экскаватора являются определяющими при установлении ширины, высоты и угла откоса забоя. Расположение экскаватора относительно забоя и пункта разгрузки ковша определяет схему его работы, а часть рабочей зоны карьера составляет рабочую зону экскаватора, которая включает:

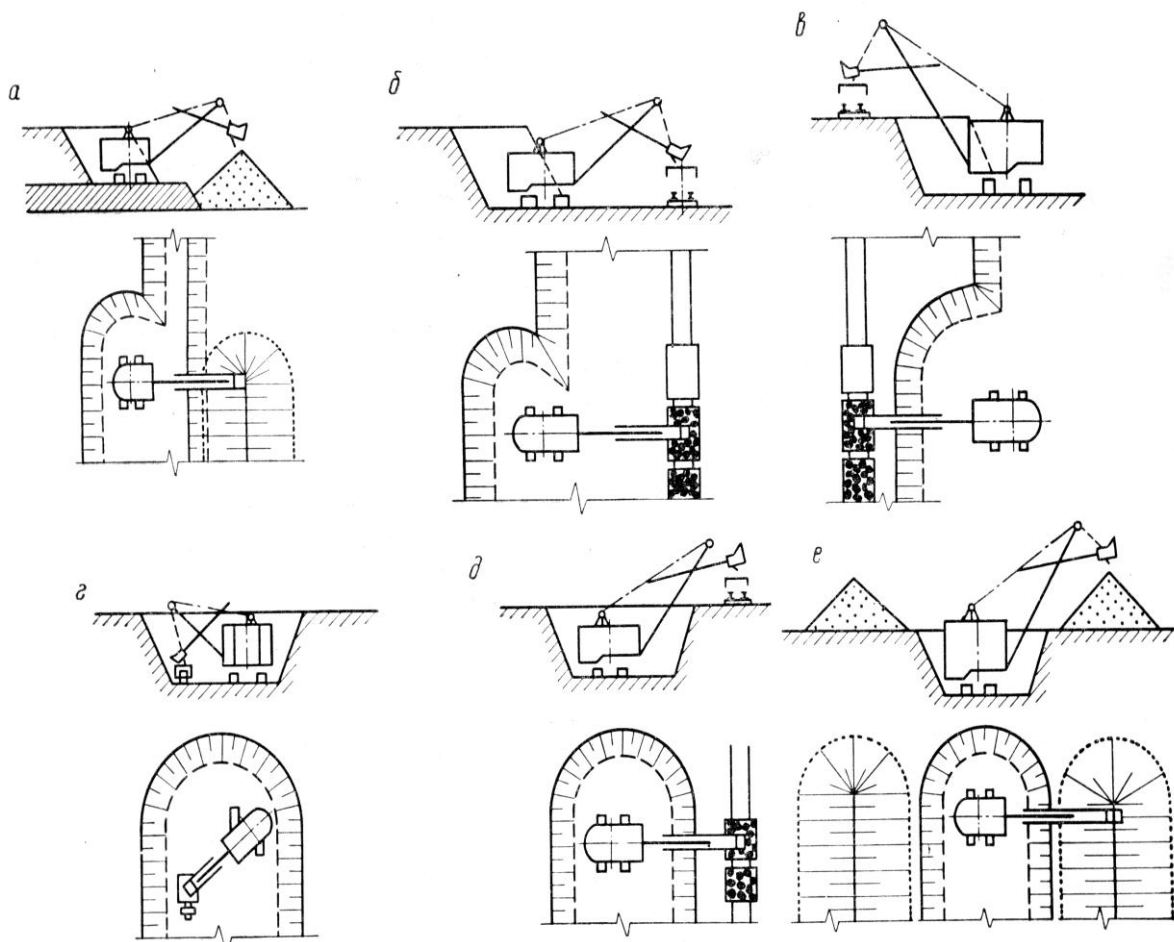


Рис. 3.3.4. Основные схемы работы механических лопат в забое.

- часть поверхности массива или развала, из которого производится выемка горной породы;
- площадку, на которой устанавливается экскаватор;
- площадку, на которой размещаются средства транспорта.

Процесс выемки и погрузки горных пород механическими лопатами в течении одного цикла включает следующие операции, выполняемые в определенной последовательности: наполнение ковша; вывод ковша из забоя, поворот на разгрузку; установка ковша над местом разгрузки; разгрузка;

поворот в забой; втягивание рукояти; опускание ковша в основание забоя; перемещение экскаватора вперед.

Одним из основных условий при работе экскаватора является наполнение ковша породой (черпание). Черпание начинается от подошвы уступа. При этом толщина срезаемой стружки устанавливается с учетом физико-механических свойств пород, высоты уступа и высоты черпания экскаватора с таким расчетом, чтобы заполнение ковша породой происходило уже к моменту поднятия ковша на высоту черпания.

При черпании из плотного массива (глина, суглинки), где порода плохо обрушается во время черпания, с целью сокращения времени наполнения ковша черпание производят последовательными вертикальными стружками от бровки забоя в глубину. При этом стружки имеют уменьшенную ширину, в результате чего разрушаемый массив захватывается только частью зубьев ковша, а остальные зубья перемещаются по осыпи. Ковш при этом испытывает меньшее сопротивление, а скорость черпания увеличивается.

При высоте уступа в 2-3 раза меньше высоты черпания экскаватора в ожидании средств транспорта порода может укладываться на верхнюю бровку забоя для того, чтобы при погрузке время на черпание было минимальным. При плотных породах во время отсутствия транспорта производят рыхление породы, производя черпание с открытым днищем ковша.

После отработки заходки экскаватор либо врезается в новую заходку и отрабатывает ее, двигаясь в обратном направлении, либо возвращается к началу заходки холостым ходом. Схема отработки заходов выбирается в зависимости от принятой технологической схемы вскрышных и добычных работ.

Высота уступа выбирается исходя из геометрических параметров применяемого выемочного оборудования с учетом строения массива и его деформации в результате рыхления взрывным способом. Обычно высота уступа для экскаваторов с рабочим органом «механическая лопата» составляет 5-30 м.

Диапазон изменения высоты уступа для каждой модели экскаватора может быть определен исходя из следующих предпосылок [1].

1. Эффективность и безопасность работы экскаватора зависит от высоты забоя. Эта высота в слабых породах принимается равной высоте уступа, а в

плотных и крепких породах, разрыхленных взрывом, определяется с учетом разрыхления пород взрывом. Поэтому в разрыхленных породах высота забоя всегда больше высоты уступа.

2. Высота забоя должна обеспечивать безопасность выемочно-погрузочных работ. В слабых породах максимальная высота забоя (а, следовательно, и максимальная высота уступа) не должна превышать высоты черпания экскаватора. В плотных и крепких породах, разрыхленных взрывным способом, максимальная высота забоя не должна превышать полторы высоты черпания экскаватора $H_{заб} \leq 1,5 H_ч$ ($H_ч$ - высота черпания экскаватора).

3. Высота забоя должна обеспечивать эффективность выемочно-погрузочных работ. Это требование выполняется, если высота забоя будет соответствовать рациональному значению, равному по условию наполнения ковша $H_{заб}^{рац} = 2/3 H_ч$.

4. Высота забоя должна обеспечивать минимально допустимую эффективность выемочно-погрузочных работ. Это требование выполняется, если высота забоя будет соответствовать минимальному значению, равному по условию наполнения ковша его тройной высоте $H_{заб}^{мин} \approx 3\sqrt[3]{E_k}$.

Требуемая высота забоя образуется при взрыве в «зажатой» среде путем изменения коэффициента разрыхления, а при взрыве «на развал» - путем формирования развала массива с заданными параметрами [1].

Определить максимальную, рациональную и минимальную высоту уступа для рудной зоны, взрывное рыхление пород в которой производится в «зажатой» среде с коэффициентом разрыхления пород в массиве $k_p = 1,3$.

Высота уступа в разрыхленных породах всегда меньше высоты забоя. Поэтому для определения высоты уступа значение высоты забоя, полученные по приведенным выше выражениям, следует разделить на коэффициент разрыхления пород в массиве. Тогда получим выражения для определения высота уступа в заданных условиях:

$$\text{- максимальной: } H_y^{max} = \frac{1,5H_ч}{k_p} = \frac{1,5H_ч}{1,3} \approx 1,1H_ч;$$

$$\text{- рациональной: } H_y^{рац} = \frac{2/3H_ч}{k_p} = \frac{2/3H_ч}{1,3} \approx 0,5H_ч;$$

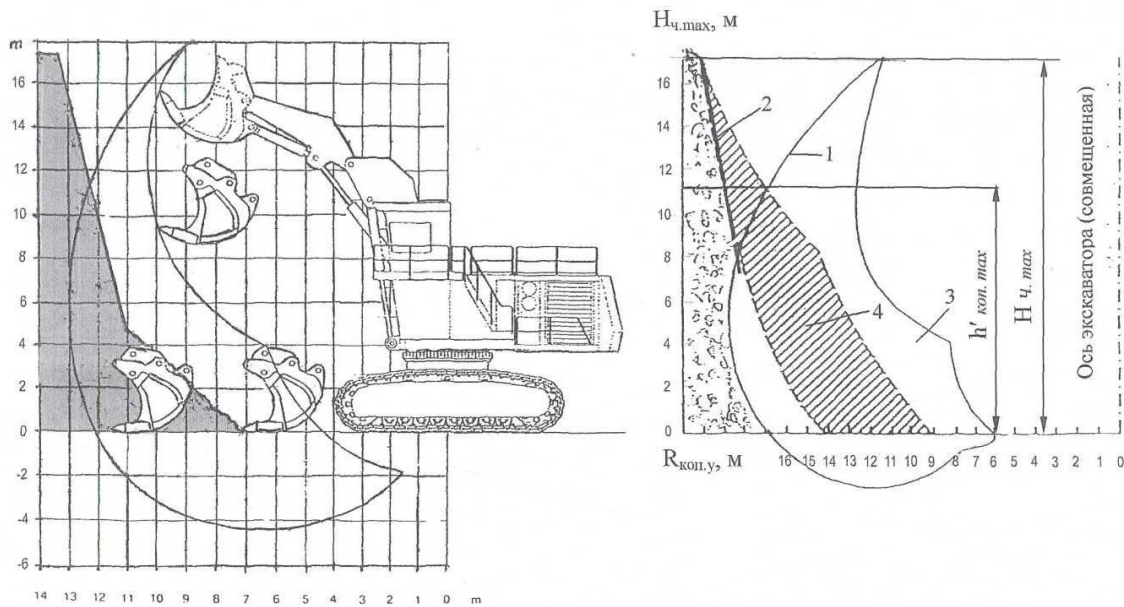
- минимальной: $H_y^{\min} \approx \frac{3}{k_p} \sqrt[3]{E_k} = \frac{3}{1,3} \sqrt[3]{E_k} \approx 2,3 \cdot \sqrt[3]{E_k}$.

Например, экскаватор с вместимостью ковша $E_k = 12,5 \text{ м}^3$ и максимальной высотой черпания $H_{\text{ч}}$ может работать на уступах высотой от $H_y^{\min} = 7,3 \text{ м}$ до $H_y^{\max} = 16,8 \text{ м}$ при диапазоне изменения рациональной высоты уступа $H_y^{\text{рац}}$ от 12,5 м до 16,8 м (на практике высота уступа, как правило, принимается округленно в виде значений, удобных для производственных целей).

На эксплуатационные возможности канатных и гидравлических экскаваторов в первую очередь влияют технологические параметры взорванной горной массы, в частности соотношение высоты забоя и паспортной характеристики оборудования, а также качество врывного дробления горной массы [3].

Гидравлические экскаваторы (ЭГ) по своей конструктивной схеме при отработке забоя не могут реализовать максимальную кинематическую высоту копания $h_{\text{кон.}^{\max}}$, равную максимальной точке подъема (черпания) ковша $H_{\text{ч.}^{\max}}$. Как следует из рис. 3.3.5, непосредственно в контакте с забоем ковш гидравлических экскаваторов может находиться до высоты $(0,7 \div 0,75)H_{\text{ч.}^{\max}}$. Эту фактическую высоту контакта ковша ЭГ с откосом забоя называют приведенной высотой копания гидравлического экскаватора $h'_{\text{кон.}^{\max}} \approx 0,75 \cdot H_{\text{ч.}^{\max}}$. При этом следует отметить, что кинематика ЭГ позволяет увеличить высоту обрабатываемого забоя за счет операции «врезка». В этом случае при максимальном радиусе черпания ковшом экскаватора производится обрушение породы из верхней части забоя на подошву уступа. При этом обрушенная порода должна разместиться на расстоянии, безопасном для экскаватора. Для реализации такой схемы отработки забоя должны выполняться мероприятия, препятствующие произвольному обрушению «козырьков» и нависей, а основным таким мероприятием является, в частности, хорошее качество дробления пород. Как показывает практика использования

гидравлических экскаваторов, рациональное значение высоты «врезки» по условиям безопасности при угле «врезки» к горизонтали $\beta = 10-12^\circ$ находится в пределах $h_{вр} \approx 0,7 \div 0,8 \cdot h'_{kop. max} = 0,75 \cdot 0,75 \cdot H_{ч. max} \approx 0,55 \cdot H_{ч. max}$



3.3.5 Схемы к определению высоты обрабатываемого уступа гидравлическим экскаватором и сопоставительная оценка зон копания

на примере экскаваторов ЭГ-20 и ЭКГ-20:

1 и 2 – траектория копания, соответственно, экскаваторов ЭГ-20 и ЭКГ-20; 3 и 4 – зоны копания, соответственно, экскаваторов ЭГ-20 и ЭКГ-20

Эффективность работы экскаваторов определяется комплексом взаимосвязанных факторов, основными из которых являются технические возможности экскаватора и технологические параметры взорванной горной массы: соотношение высоты забоя и паспортной характеристики оборудования, качество взрывного дробления горной массы.

Контрольные вопросы:

1. Какие существуют процессы разработки месторождений полезных ископаемых?
2. Что такое уступ этаж и какие бывают размеры уступа?
3. Какая разница между ступенем и шагом вскрытия?

Используемые литературы:

1. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA
2. William A.H., Richard L.Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebvo Sweden.
3. Пучков Л.А., Жежелевский Ю.А. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. Учебник для ВУЗов Том 1.МИР горной книги. Издательство НГГУ. Горная книга 2009 г.

3-тема: Процесс перемещение карьерных грузов.

План:

1. Процесс транспортирования горных пород на карьерах.
2. Перемещение горной массы конвейерным транспортом.
3. Перевозка горной массы. железнодорожным и автомобильным транспортом.
4. Отвалообразование вскрышных пород.

***Ключевые слова и фразы:** марка угля, мощность пласта, горное давление, управление горным давлением, крепление призабойного пространства, управление кровлей, системы разработки угольных месторождений, подземная газификация, выемочный комбайн, механизированный комплекс.*

3.1. Процесс транспортирования горных пород на карьерах.

Перемещение карьерных грузов является наиболее энергоемким и, следовательно, дорогим производственным процессом на карьерах. Из общих затрат на открытую горную разработку месторождений на долю транспорта приходится 60—70 %.

Исходя из существа открытых горных разработок перемещению подлежат пустые породы, полезное ископаемое, некондиционное полезное ископаемое и материалы для производства горных работ.

По виду перевозимого груза и направлению на карьере формируются *грузопотоки* вскрышные и полезного ископаемого. Грузопотоки берут начало в забоях

и оканчиваются на отвалах пустых пород, некондиционных руд или на складах полезного ископаемого.

Перемещение на карьере отличается большой специфичностью, которая заключается:

- в постоянстве направления перемещения грузов и относительной стабильности расстояния перемещения в течение определенного периода;
- в большой интенсивности движения;

в сложности трасс перемещения как в профиле, так и в плане, их нестационарности, т. е. необходимости их перемещения вслед за горными работами в карьере и на отвалах;

в очень большом различии свойств перемещаемой горной массы, характеризующейся в скальных породах большим диапазоном плотности, абразивностью, различной кусковатостью, а в мягких породах—влажностью, налипаемостью, но во всех случаях динамическими нагрузками при загрузке.

Для перемещения карьерных грузов используются почти все виды транспорта, которые разделяются по принципу действия:

на непрерывный (конвейерный, трубопроводный, подвесные канатные дороги);

на циклический (железнодорожный, автомобильный, скиповый, грузоподъемные устройства, конвейерные поезда, пневмоконтейнерный, гравитационный).

Каждый вид транспорта обладает своей специфичностью, поэтому для его эффективного использования, в зависимости от горно - технических условий, он может применяться в грузопотоках в единственном виде или в комбинации с другим.

В настоящее время наибольшее количество горной массы на карьерах перевозится автомобильным и железнодорожным транспортом.

Транспорт непрерывного действия является наиболее эффективным видом транспорта, обеспечивающим поточность производства горных работ, автоматизацию управления и высокую производительность труда. Его сочетание с выемочно - погрузочной и отвалообразующей техникой позволяет создавать полностью автоматизированные высокопроизводительные комплексы для разработки горных пород, например, комплексы с роторными и многоковшовыми экскаваторами, с конвейерным транспортом, с транспортно - отвальными мостами или

отвалообразователями; гидравлические комплексы из гидромониторов или земснарядов и трубопроводного гидравлического транспорта или драг, которые включают в себя и обогатительное оборудование.

Применение комплексов непрерывного действия для разработки горных пород на карьерах упрощает грузопотоки, повышает степень, использования оборудования на карьере.

3.2 Перемещение горной массы конвейерным транспортом

Конвейерный транспорт является относительно молодым видом транспорта на карьерах, хотя как вид транспорта для перемещения материалов, особенно сыпучих, используется давно.

Конвейер представляет собой металлическую ферму, в которой в качестве несущего органа используется резиновая лента (ленточные конвейеры), цепь со скребками (скребковый конвейер), пластины (пластинчатый конвейер) или желоба (вибрационный конвейер).

На карьерах для перемещения мягких, дробленых скальных и полускальных горных пород получили распространение ленточные конвейеры. Принцип их работы заключается в перемещении горной породы на конвейерной ленте, которая приводится в движение тяговым устройством в виде барабанного привода. Лента на своем движении опирается на роликовые опоры, которые, в свою очередь, закреплены на раме конвейера. Для транспортирования мягких горных пород применяются конвейеры с жесткими неподвижными роликоопорами, для скальных и полускальных пород — с роликоопорами на гибких подвесках или опирающиеся на специальные тележки.

Для уменьшения нагрузки на конвейерную ленту применяют дополнительные тяговые органы в виде канатов (канатно - ленточный конвейер), цепей, тележек (колесно - ленточный конвейер). В этом случае лента служит только как емкость для размещения горной массы.

Конвейерная линия состоит из отдельных секций (ставов) с приводом и натяжным устройством. Длина конвейерного става зависит от прочности ленты и конструктивных особенностей конвейера.

Перегрузка горной массы с одного става на другой предусматривается через консоль одного става в бункер другого.

По назначению и месту расположения в карьере конвейерный транспорт различают на забойный, сборочный, подъемный, магистральный и отвальный (рис. 46).

Забойные конвейеры располагаются на рабочей площадке уступа, они предназначены для транспортирования горной массы от экскаватора до сборочного конвейера. Ввиду того, что фронт работ в карьере постепенно подвигается, предусмотрено перемещение забойных секций конвейеров с помощью специальной техники (турнодозеров) или самостоятельно, с помощью гусеничного или шагающего механизма.

Сборочные (передаточные) конвейеры располагаются в торцевых частях карьера, они предназначены для транспортирования горной породы от одного или нескольких забойных конвейеров к подъемнику. Сборочные конвейеры перемещаются, как правило, вслед за забойными конвейерами параллельно своей оси, поэтому их передвижка предусматривается по рельсовому пути или гусеничным ходом.

Подъемные конвейеры располагаются в нерабочей или временно нерабочей зоне карьера (в траншеях или в подземных наклонных выработках) и предназначаются для доставки горной массы из рабочей зоны карьера на поверхность. Подъемный конвейер принимает горную массу от сборочного конвейера при обычной конструкции под углом до 18° , а при специальной—до 50° и транспортирует ее по борту карьера на поверхность. Подъемный конвейер имеет более мощный привод и конструкцию, предусматривающие практически стационарное его расположение. Эффективность и безопасность транспортирования скальной горной массы под углом более 14° и мягких горных пород под углом более 18° обеспечиваются рифлением поверхности ленты, использованием прижимной ленты или цепной сетки, которые препятствуют скатыванию материала при движении его под наклоном.

Магистральные конвейеры располагаются на поверхности карьера и предназначаются для транспортирования пород вскрыши к отвалам, а полезного ископаемого—на обогатительную фабрику или к складам.

Отвальные конвейеры располагаются на отвалах. По характеру своей работы они аналогичны забойным конвейерам, т. е. они должны перемещаться вслед за отвальным фронтом. Конструкцией предусмотрена работа их в комплексе, куда входят также перегружатели и отвалообразователи. Перегружатель выполняет функцию передаточного органа от экскаватора до забойного

конвейера или от забойного конвейера к сборочному с одного горизонта на другой, поэтому он конструктивно выполнен как самоходное устройство на гусеничном или шагающем ходу с приемным устройством и консольным расположением перегрузочного конвейера, который может находиться под любым углом наклона до 18° . В горизонтальной плоскости приемное устройство и перегрузочная консоль могут разворачиваться на 60° .

В конвейерный комплекс для транспортирования крепких горных пород входит самоходный приемный бункер с грохотильной или дробильной установкой для приема горной массы от выемочно - погрузочной машины в забое и подготовки ее к транспортированию ленточными конвейерами простым отсевом негабаритных кусков или дополнительным ее дроблением до кондиционного состава.

Технологическими параметрами конвейеров являются производительность, длина конвейерного става, угол наклона, мощность привода, при этом также учитываются ширина и скорость движения ленты.

Техническая характеристика конвейеров

Конвейер	КЛ - 500	КЛЖ - 800	С - 160	КЛМЗ НКМЗ
Ширина ленты, мм	1000	1200	1600	1200 1800
Скорость движения, м/с	2,26	2,58	1,6-3,15	3,6-4,35
Производительность, т/ч	500	800	600-1950	5000-3150
Длина конвейерного става, м.	400	800	1100	800-500
Мощность привода, кВт..	75	150	400—800	400-1500

За рубежом наиболее крупные конвейерные комплексы для открытых разработок выпускаются в ГДР, ЧССР, ФРГ, США и России.

Технологические схемы конвейерного транспорта зависят от горногеологических условий.

При разработке горизонтальных пластовых месторождений с мягкими покрывающими породами при параллельном подвигании фронта работ и внутренним отвалом - видообразованием вскрыта от экскаваторов забойными конвейерами подается на сборочный, который транспортирует ее непосредственно до отвальных конвейеров. Укладка породы во внутренний отвал производится отвалообразователем. Для уменьшения числа передвижений забойных конвейеров используют перегружатели между ними и экскаваторами. В этом случае при одном положении забойного конвейера экскаватор может отработать несколько заходов без остановки для его передвижения.

При разработке подобных месторождений с внешним отвалообразованием порода со сборочного конвейера подается на конвейерный подъемник, расположенный во внутренней или внешней траншее, а далее магистральным конвейером доставляется до отвала.

Схема конвейерного транспорта полезного ископаемого аналогична схеме транспорта с внешним отвалом - образованием. Конвейерный подъемник полезного ископаемого может располагаться вместе с породным или в специальной траншее. Магистральным конвейером полезное ископаемое доставляется на обогатительную фабрику, к бункерам погрузочных станций железной дороги или непосредственно потребителю.

Обслуживание конвейерного транспорта заключается в передвижении забойных, отвальных и сборочных конвейеров, а также в периодическом осмотре состояния конвейерных лент, роликкоопор, всех механизмов, средств автоматики и их ремонте.

Перемещение забойных и отвальных конвейерных линий осуществляется турнодозером. Он представляет собой бульдозер, оборудованный роликовым

механизмом, который зажимает закрепленный на шпалах под конвейерным ставом рельс и перемещает его во время продольного хода бульдозера на 0,5—2 м. Передвижение конвейерной линии осуществляется без разборки, но при снятии натяжения ленты.

Турнодозером осуществляется предварительное планирование поверхности трассы перед передвижкой конвейера и всех питающих электрокоммуникаций.

Управление и контроль конвейерными линиями автоматически осуществляется с пульта оператора. Автоматизацией предусмотрены центрирование хода ленты, отключение в случае аварийной ситуации конвейерной линии, последовательный пуск (в обратном направлении движению горной массы) конвейерных ставов.

Автоматизация управления конвейерными линиями обеспечивает производительность труда и повышение надежности работы всех элементов.

3.3. Перевозка горной массы. железнодорожным и автомобильным транспортом.

Железнодорожный транспорт является наиболее распространенным транспортом на карьерах благодаря его надежности в любых климатических условиях, высокой производительности и эффективности в эксплуатации.

Основной его характеристикой является грузооборот, т. е. количество груза в тоннах или кубических метрах, перевозимого в единицу времени. Грузооборот карьера складывается из грузооборота пустых пород[^] полезного ископаемого и материалов.

Как вид железнодорожный транспорт представляет собой поезда, перемещающиеся по рельсовому пути. Принцип его работы заключается в перемещении вскрыши в думпкарах, полезного ископаемого в гондолах из забоев к месту разгрузки электровозами или тепловозами. Число вагонов в поезде рассчитывается из условия характеристики локомотива, пути и его состояния.

Железнодорожные пути функционально разделяются на временные и стационарные.

К временным относятся пути на рабочих площадках в карьере и на отвале, к стационарным—пути в траншеях, на транспортных бермах и на поверхности карьера .

Временный путь периодически перемещается вслед за перемещением фронта работ в карьере или отвале.

Железнодорожный путь по длине делится на участки, которые называются перегонами. Пункты, ограничивающие перегоны, называются раздельными. К ним относятся станции, разъезды и посты. Станции служат

для размещения поездов, формирования составов, осмотра, обслуживания и ожидания встречного поезда при однопутном пути; разъезды предназначены только для ожидания встречного поезда (обычно груженого, которому отдается предпочтение в движении). Станции и разъезды имеют специальное путевое развитие, соответствующее назначению и грузообороту. Посты не имеют путевого развития. Они служат для остановки поезда в случае занятия поездом следующего перегона.

Схема путевого развития на карьере включает также пути примыкания карьерных путей к линиям МПС, пути на складах, монтажных площадках карьерного оборудования, депо для ремонта подвижного состава и т. п.

В зависимости от производительности карьера по - горной массе трасса стационарных железнодорожных путей в карьере может быть однопутной или двухпутной. Однопутная трасса предусматривает движение груженых и порожних поездов с разминожкой на разъездных пунктах. В этом случае для увеличения производительности железнодорожного транспорта уменьшают длину перегона, на котором по правилам эксплуатации железнодорожного транспорта может быть только один состав.

Двухпутная трасса обеспечивает движение груженых и порожних поездов по отдельным путям. Для обеспечения высоких скоростей, наоборот, стремятся увеличить длину перегона.

Путевое развитие забойных и отвальных путей предусматривает минимальные простои выемочно - погрузочных и отвальных машин и самого подвижного состава железнодорожного транспорта при обменах в забое груженых поездов на порожние. При одном пути обмен составов осуществляется вне рабочей зоны горизонта. В этом случае для обмена требуется, чтобы порожний состав ожидал на обменном пункте выхода груженого поезда с забойных путей. Время простоя экскаватора будет складываться из времени движения груженого состава по забойным путям до обменного пункта и времени движения порожнего состава к месту погрузки. Для уменьшения времени простоя обменный путь устраивают в рабочей зоне горизонта, однако передвижение такого пути усложняется. При работе на горизонте двух или более экскаваторов используют два пути с обменным пунктом для второго и последующих экскаваторов.

На отвалах путевое развитие зависит от технологии отвалообразования. При экскаваторном отвалообразовании схема путевого развития аналогична забойной.

Скорость железнодорожного транспорта в карьере по стационарным путям составляет 35—40 км/ч, по забойным и обменным — 15—20 км/ч.

Железнодорожный путь в карьере

У нас в стране на карьерах принята стандартная широкая колея—1524 мм и узкая 750 мм, за рубежом ширина колеи составляет 1250 мм.

Железнодорожный путь является сложным инженерным сооружением. Он состоит из нижнего и верхнего строения. К нижнему строению относятся земляное полотно и искусственные сооружения (мосты, путевые - ды, эстакады, тоннели, трубы), к верхнему—балласт, шпалы, рельсовые скрепления, противоугоны и рельсы. Для сооружения земляного полотна, которое является основанием для верхнего строения пути, на поверхности проходят выемки в повышенных участках трассы и сооружают насыпи на пониженных участках. В карьере земляным полотном являются горная выработка — траншея, транспортная - берма и рабочие площадки. Минимальная ширина земляного полотна на транспортной берме при широкой колее для однопутной линии составляет 6,5 м, для двухпутной при стандартном расстоянии между осями путей 4,1 м она равна 10,6 м, в траншее она составляет соответственно 8 и 12,1 м.

В конструкцию нижнего строения пути включаются кюветы и канавы для сбора и отвода воды. Ширина кювета поверху принимается равной 1,5 м, ширина канав по дну — 0,6 м, продольный уклон — не менее 0,002.

Для равномерного распределения на земляное полотно динамических нагрузок и давления от подвижного состава стационарные железнодорожные пути в карьере и при неустойчивом основании временные пути укладываются на балластный слой. В качестве балласта используется щебенка размером 20—80 мм из крепких горных пород. Толщина балластного слоя изменяется от 25 до 40 см на постоянных путях и от 15 до 20 см — на временных. Расход балласта составляет 600— 1200 мукм. Шпалы представляют собой деревянные брусья, пропитанные антисептиком против гниения, или железобетонные изделия длиной 270 мм. Они укладываются на земляное полотно или балластный слой на расстоянии друг от друга не менее 250 мм, т. е. 1440— 2000 шт. на 1 км пути. На каждой шпале располагают металлические подкладки, посредством которых к шпале костылями или шурупами крепится рельс.

Для препятствия продольному перемещению рельсов во время торможения поезда на стационарных путях на перегонах ставятся противоугоны, представляющие собой металлический зажим, упирающийся в шпалу.

В зависимости от грузоподъемности подвижного состава и грузооборота на карьерах применяют различные типы рельсов, характеризующиеся массой 1 м, Рельс Р - 38 (масса 1 м равна 38,4 кг) применяют при небольшой интенсивности движения и нагрузке на оси подвижного состава 155 кН; Р - 43 (масса 1 м равна 43,6 кг) — при нагрузке на оси до 250 кН; Р - 65 и Р - 75

— при нагрузке на оси более 280 кН и грузообороте 20—25 млн. т. Длина рельса составляет 12,5 м. Для уменьшения путевых работ при наличии габарита для перевозки на карьерах используют сваренные в плетть два рельса. Рельсы между собой соединяются накладками болтовым креплением, при электротяге — отрезком медного кабеля и периодически заземляются через заземляющее устройство. Контактный провод подвешивается на кронштейнах или П - образных опорах, расположенных вдоль железнодорожного пути через 35—45 м. Расстояние опор от пути регламентируется стандартным габаритом железнодорожного пути. Для перевода поезда с одного пути на другой служит стрелка, которая представляет собой подвижную конструкцию, приводимую в действие вручную или автоматически. В зависимости от тангенса угла (марка крестовины) применяются стрелки 1/9, 1/11.

Трасса железнодорожного пути в карьере определяется горнотехническими условиями. Она характеризуется планом и профилем пути. План пути — это горизонтальная проекция трассы, профиль — вертикальная. Путь в плане состоит из прямых участков и закруглений, сопряженных переходными кривыми. Наименьший радиус закруглений зависит от типа подвижного состава. Номинальными для постоянных путей карьера при колее 1524 мм являются радиусы менее 200 м, для временных — 100—120 м.

Продольный профиль пути состоит из подъемов, уклонов и горизонтальных участков. Величина подъема измеряется тангенсом его угла / и представляет собой отношение высоты подъема h к его длине L_n , выраженное в тысячных долях (%):

$$i = \text{tg} I = h/L_n.$$

Вследствие того что в железнодорожном транспорте уклоны малы, вместо проекции уклона L_n в отношении принимают непосредственно длину уклона L :

$$i = h/L$$

Максимальный подъем стационарных путей в грузовом направлении при паровой тяге составляет 25 ‰, электровозной — 40 ‰; при применении тяговых агрегатов — 80 ‰. Максимальное значение этого подъема допускается применять только на прямых участках пути, на кривых он уменьшается на величину t^4 , эквивалентную дополнительному сопротивлению движению поезда по кривой.

На временных путях на отвале допускается уклон не более 5‰, на рабочих горизонтах — 1 ‰, на скользящих съездах в карьере — 15‰.

Подвижной состав

Подвижной состав карьерных железных дорог состоит из вагонов и локомотивов.

Вагоны для перевозки вскрыши называются думпками, полезного ископаемого—гондолами и хопперами.

Думпкар представляет собой мощную платформу, способную выдерживать большие динамические нагрузки при разгрузке ковшей экскаваторов. Разгрузка думпкара осуществляется наклоном его в одну или другую сторону с помощью пневматических цилиндров. При этом борт думпкара откидывается или поднимается рычажным механизмом.

Гондолы и хопперы представляют собой вагоны без крыши с разгрузкой через отверстия, образующиеся в гондолах открытием люков в днище, в хопперах — в нижней части боковых стенок.

Техническая характеристика подвижного состава включает основные данные:

грузоподъемность вагона — наибольшая масса груза, допустимая к перевозке. Его вместимость устанавливается с учетом меньшей объемной массы породы, перемещаемой на карьерах;

масса тары вагона—собственная масса вагона;

количество осей вагона характеризует давление па ось. Максимальная допустимая нагрузка на ось при существующей конструкции путей составляет 280— 300 кН;

коэффициент тары—отношение массы тары вагона к его грузоподъемности.

Техническая характеристика думпкоров

Думпкар.	5BC - 60	BC - 85	2BC - 105	BC - 145	2BC - 180
Грузоподъемность, т . .	60	85	105	145	180
Вместимость, кузова, м ³ .	26,2	38	48,5	72	59,2
Масса тары, т 29	35	48	64,5	68	
Коэффициент тары ...	0,48	0,41	0,45	0,45	0,38
Число осей	4	4	6	8	8
Нагрузка на ось, Н . . .	215,8	245,2	245,2	255	304,1
Угол наклона кузова, градус		45	45	45	45
Габариты, м:					
длина	10	10,6	13,4	16	16,2
ширина	3,2	—	3,8	3,5	3,5
высота.	2,7	3,2	3,2	3,7	3,7

В качестве локомотивов на карьерах применяют в основном электровозы и в некоторых случаях тепловозы. Электровоз имеет специальную конструкцию, способную обеспечить эффективную работу железнодорожного транспорта

на карьерах с большой интенсивностью движения, сложностью трасс с малыми радиусами закруглений, большими подъемами, наличием временных забойных и отвальных путей, большой грузоподъемностью составов и неблагоприятными климатическими условиями.

Основной характеристикой электровозов является сцепной вес—это вес, отнесенный к приводным осям.

Для увеличения сцепного веса локомотивов, а следовательно, и грузоподъемности поезда специально для карьеров сконструированы тяговые агрегаты, состоящие из электровоза и одного или двух моторных думпкаров, которые включаются в состав поезда.

Питание электровозов осуществляется от контактной сети (троллей) через токоприемники (пантографы). В местах погрузки горной массы в забоях троллея располагается сбоку от железнодорожного пути, поэтому электровозы оборудуются дополнительными боковыми токосъемниками. Напряжение постоянного тока 1500— 3000 В обеспечивается карьерной преобразовательной подстанцией, располагаемой на поверхности.

Чтобы исключить трудности эксплуатации контактной сети на рабочей площадке и на отвале, тяговый агрегат имеет небольшую дизель - генераторную установку, которой достаточно, чтобы перемещать состав по забойным горизонтальным путям с небольшой скоростью.

Для тепловозной тяги в карьерах используются промышленные тепловозы.

Подвижной состав железнодорожного транспорта в карьерах включает вагоны и локомотивы

Для перевозки полезного ископаемого широко используются **карьерные вагоны** типа "гондола" грузоподъемностью 60 – 90 тонн и, частично, типа «хоппер», грузоподъемностью 60 тонн. У вагонов типа "гондола" дно составлено из отдельных щитов, вращающихся на шарнирах у хребтовой балки. Опущенные щиты образуют наклонные плоскости, по которым груз высыпается на обе стороны от оси пути. Вагон типа "хоппер" имеет наклонные торцовые стенки и разгружается через люки, расположенные ниже рамы вагона. Груз сыпается между рельсами или на сторону.

Карьерные вагоны характеризуются такими параметрами как грузоподъемность, вместимость кузова, коэффициент тары, нагрузка на ось, нагрузка на 1 метр пути.

Характеристика карьерных вагонов

Показатели	МОДЕЛИ ДУМПКАРОВ						
	6BC-60 (модель 31-638)	7BC-60 (модели 31- 656,31- 661)	BC- 85	2BC- 105	BC-145 (модель 34-667)	BC-145 (модель 34-669)	2BC- 180
Грузоподъемность, т	60	60	85	105	145	145	180
Масса вагона, т	27	28	35	48,5	78	74,5	68
Вместимость кузова, м ³	30	32	38	50	68	50	58
Число осей	4	4	4	6	8	8	8
Нагрузка на рельсы от оси, кН	212,7	214,9	294	256	273,17	272,6	304
Длина по осям автосцепок, м	11,83	11,83	12,17	14,9	17,63	17,63	17,58
Ширина, м	3,21	3,204	3,52	3,75	3,5	3,38	3,46
Высота, м	2,867	2,99	3,236	3,241	3,635	3,49	3,285
Коэффициент тары	0,45	0,468	0,41	0,46	0,538	0,537	0,38
Число разгрузочных цилиндров	4	4	4	4	8	8	8

Грузоподъемность – максимальный вес груза, который может быть погружен в вагон по условию его прочности.

Для перевозки полезных ископаемых из карьера на расстояние более 20-25 км используют вагоны грузоподъемностью 63, 94 и 123 т. При меньших расстояниях для перевозки угля экономичнее применять специализированные вагоны-самосвалы грузоподъемностью 90-140 т при вместимости до 142 м³.

Вместимость - объем кузова вагона. При погрузке «с верхом» объем перевозимой насыпной горной массы может на 20-25% превышать объем кузова вагона. Для перевозки вскрышных пород и полезного ископаемого применяются саморазгружающиеся вагоны - думпкары грузоподъемностью до 180 т с односторонней или двухсторонней разгрузкой.

По условиям прочности и загрузки вместимость думпкара должна быть в 4-6 раз больше емкости ковша экскаватора. Масса отдельных кусков не должна превышать 3-3,5 т при высоте разгрузки от дна вагона $h_p = 2 \dots 2,5$ м и 5-6 т при $h_p \leq 0,5$ м.

Степень использования грузоподъемности вагона и его вместимости зависит от плотности перевозимой породы. Масса (т) перевозимой породы в вагоне определяется по формуле

$$q_{zp} = E_в \gamma_n k_{заг}, \quad (4.2.1)$$

где: $E_в$ - вместимость вагона, м³;

γ_n - насыпная плотность породы в вагоне, т/м³;

$k_{заг}$ - коэффициент загрузки вагона, доли ед.

$$\gamma_n = \frac{\gamma_u}{k_p} \quad (4.2.2)$$

где: γ_u - плотность породы в целике, т/м³;

k_p - коэффициент разрыхления породы в вагоне, доли ед.

При недогрузке вагона $k_{заг} < 1$, при погрузке «с верхом» $k_{заг} > 1$. Так как масса породы в вагоне не должна превышать его грузоподъемности $q_в$, то коэффициент загрузки вагона определяется по формуле

$$k_{заг} = \frac{q_в}{E_в \gamma_n} \quad (4.2.3)$$

При $\gamma_n > q_в/E_в$ вместимость вагона используется частично и величина $k_{заг} < 1$. При $\gamma_n < q_в/E_в$ вагон может грузиться с верхом ($k_{заг} \leq 1,25$).

Коэффициент тары вагона

$$k_m = \frac{q_m}{q_в} \quad (4.2.4)$$

где q_m - масса вагона, т.

Масса тары зависит от типа вагона и способа его разгрузки. Наибольшую массу имеют думпкары (за счет опрокидного устройства), наименьшую - глухие гондолы. В равных условиях с уменьшением коэффициента тары возрастает экономичность перевозок. У карьерных вагонов k_m изменяется от 0,28 - 0,3 до 0,5 - 0,7. Сумма полезной и собственной массы вагона составляет его общую массу.

Часть общего веса вагона (тара и полезный вес), приходящаяся на каждую ось, характеризует нагрузку на ось и определяет требования, предъявляемые к верхнему строению пути. Суммарная грузоподъемность вагонов одного поезда составляет его полезную массу.

Допустимая нагрузка на ось, определяемая конструкцией и прочностью верхнего строения пути, обычно составляет 260 - 300 кН. С увеличением грузоподъемности вагонов число осей повышается с четырех до шести-восьми.

Нагрузка на 1 м пути равна отношению общего веса вагона к его длине. Она характеризует возможность проезда по искусственным сооружениям (мосты, путепроводы и др.)

Локомотивы. В качестве локомотивов на карьерах применяются электровозы, тепловозы и тяговые агрегаты.

Достоинствами электровозов являются относительно высокий КПД, равный 14-16%, высокая скорость движения на руководящем подъёме, способность преодоления подъёмов до 40 %, постоянная готовность к работе, простое обслуживание и надёжная работа в суровых климатических условиях. Наибольшее применение получили контактные электровозы, работающие на постоянном токе напряжением 1500 и 3000. В (табл. 4.2.2). Недостатками электровозов являются зависимость от источника энергии и значительные затраты на строительство контактной сети и тяговой подстанции.

Таблица 1.19.2

Характеристика электровозов для карьеров

Параметры	Электровозы постоянного тока				Электро- возы пере- менного тока
	EL-2	EL-1	21E	26EM	
Сцепной вес, кН	1000	1500	1500	1800	940
Осевая формула	2 ₀ +2 ₀	2 ₀ +2 ₀ + 2 ₀	2 ₀ +2 ₀ +2 0	2 ₀ +2 ₀ + 2 ₀	2 ₀ +2 ₀
Напряжение сети, В	1500	1500	1500	1500	10000
Мощность (при часо- вом режиме), кВт	1350	2020	1510	2480	1650
Тяговое усилие (при часовом режиме), кН	160	242	198	317	200
Скорость движения, км/ч	30	30	28	28,7	30
Нагрузка на ось, кН	250	250	250	300	235
Минимальный радиус кривой, м	50	60	60	60	75
Высота (с опущенным пантографом), мм	4660	4660	4800	4960	5250
Длина, мм	13820	21320	20960	21470	16400

Наличие контактной сети на забойных путях усложняет организацию взрывных и выемочно-погрузочных работ. Устройство, содержание и

передвижка забойных и отвальных железнодорожных путей у контактной сети сложнее по сравнению с путями бесконтактной сети. Основным элементом контактной сети является контактный провод. В качестве контактного провода используется медный провод сечением 65,85 и 100 мм². Для подвески контактного провода применяются деревянные, металлические и железобетонные опоры для исключения контактной сети на передвижных путях электровозы оборудуются дизель-генераторным агрегатом, который используется при движении по передвижным путям. Такие локомотивы называются дизель - электровозами.

Тепловозы имеют дизельный двигатель внутреннего сгорания, что обеспечивает его автономность и исключает необходимость контактной сети, стоимость которой составляет 12-15% общей стоимости железнодорожного транспорта. Тепловозы обладают высоким КПД, равным 24-26%, и способны преодолевать значительные подъёмы. Большинство современных тепловозов имеют электрическую трансмиссию. От главного генератора электроэнергия поступает к тяговым двигателям постоянного тока, установленным непосредственно на полуосях тепловоза. Применяемые в карьерах тепловозы предназначены для работы на путях МПС и не отвечают специфическим особенностям работы карьерного транспорта, поскольку резко снижают скорость при движении на подъём. К недостаткам тепловозов относится также сложность их ремонта.

Тяговые агрегаты представляют собой сочетание электровоза управления, секции автономного питания (дизельная секция) и несколько моторных думпкаров.

Электровозы и тепловозы характеризуются мощностью, силой тяги, расчетной и сцепной массой, расположением и назначением осей, давлением на ось и проходимостью по кривым. Мощность локомотивов N_n (кВт) может быть выражена через индикаторную силу тяги F (кН) и скорость движения v (км/ч).

$$N_n = \frac{Fv\eta}{3,7}$$

где η - КПД передачи от двигателя к ведущим колесам.

Сцепной вес локомотива $P_{сц}$ и сцепная масса его $M_{сц}$ - часть веса (массы), приходящаяся на движущие оси. В электровозах и мотовозах обычно все оси являются движущими, а общий (расчетный) вес и масса локомотива P_p и M_p — это и есть его сцепной вес (масса) для электровозов и мотовозов

$$P_p = P_{сц},$$

или

$$M_p = M_{cy},$$

Сцепная сила тяги F_{cy} - внешняя сила, затрачиваемая в основном на преодоление сопротивления движения и уменьшающаяся с увеличением скорости. При небольших скоростях движения, характерных для карьерного транспорта, сила тяги ограничивается сцепной силой тяги (Н):

$$F_k \geq F_{cy} = 1000 \psi P_{cy}$$

где F_k и F_{cy} – касательная и сцепная сила тяги;

P_{cy} – сцепная масса, т;

ψ - коэффициент сцепления между бандажами ведущих колес локомотива и рельсами, при движении $\psi_{дв} = 0,18-0,26$, а при трогании с места $\psi_{тр} = 0,24-0,34$

Наличие моторных думпкаров в составе тягового агрегата позволяет значительно увеличить сцепной вес и полезную массу поезда (в 2-2,5 раза по сравнению с электровозами) или руководящий подъем (до 60 промилле). Наличие же дизельной секции в составе тягового агрегата обеспечивает возможность исключения контактной сети на передвижных путях.

Тепловозы (в основном с электрической трансмиссией) имеют высокий КПД, автономность питания, небольшой расход условного топлива и не требуют строительства контактной сети и сопутствующих сооружений. Основные их недостатки - недопустимость перегрузки двигателей внутреннего сгорания, малая величина преодолеваемых подъемов (до 30%), относительно быстрый износ дизелей, узлов и деталей, сложность ремонта. Область рационального использования магистральных тепловозов сцепной массой 150-180 т ограничивается карьерами с грузооборотом до 25 млн. т/год и глубиной до 100 м, а тепловозов сцепной массой до 70 т – карьерами с грузооборотами до 5 млн. т/год.

Тенденции развития промышленности свидетельствуют об увеличении единичной мощности применяемого на карьерах оборудования. Увеличение сцепного веса локомотивов влечет за собой повышение полезной массы поезда до 1200 – 1500 тонн. При использовании мощных экскаваторов уменьшается их общее количество в карьере, упрощаются схемы путевого развития на уступах и руднике в целом.

Наибольшее распространение получила в настоящее время тупиковая схема с расположением обменного пункта за пределами фронта работ. Она обеспечивает минимальные объемы путепереукладочных работ, низкие затраты на содержание пути, простую организацию движения поездов на уступе. Недостатком схемы является низкий коэффициент обеспечения забоя

порожняком. Особенно он снижается при большой протяженности фронта работ.

Рельсовые пути. По условиям эксплуатации рельсовые карьерные пути делятся на стационарные, сохраняющие свое положение постоянно или в течение длительного времени (пути на поверхности, транспортных бермах и в капитальных траншеях), и временные пути, периодически перемещаемые (на уступах и отвалах).

Главным параметром рельсового пути является ширина колеи. На средних и крупных карьерах принята стандартная колея шириной 1520 мм (рис. 4.2.1). На карьерах с небольшим грузооборотом применяют узкую колею шириной 750 мм, иногда 900 и 1000 мм. Линия, положение которой в пространстве определяет план и профиль оси земельного полотна, называется трассой пути. Горизонтальная проекция трассы является планом пути, вертикальная – его продольным профилем.

Рельсовый (железнодорожный) путь (рис. 4.2.1) состоит из верхнего и нижнего строений. Нижнее строение представляет собой земляное полотно

с водоотливными и искусственными (мост) сооружениями.

Верхнее строение пути состоит из балласта, шпал, рельсов со скреплениями. Балласт необходим для равномерного распределения давления и смягчения ударов от подвижного состава на земляное полотно и защиты его от промерзания, отвода

поверхностных вод. Шпалы служат для крепления к ним рельсов и передачи давления от подвижного состава на балласт. Применяются железобетонные, металлические и деревянные шпалы. Стандартная длина шпал 270 см. Рельсы служат для направления колес подвижного состава и передачи давления на шпалы. Применяемые на карьерах типы рельсов отличаются между собой массой 1 м. Применяют рельсы типов: Р-18, Р-22, Р-34, Р-50 и др. (соответственно 18, 22, 34 и 50 кг). Тип рельсов выбирается в зависимости от нагрузки на ось подвижного состава, назначения пути и интенсивности движения. Стандартная длина рельса 12,5 и 25 м.

Путь в плане состоит из прямых и закруглений, сопряженных переходными кривыми. Минимальный радиус закругления R зависит от

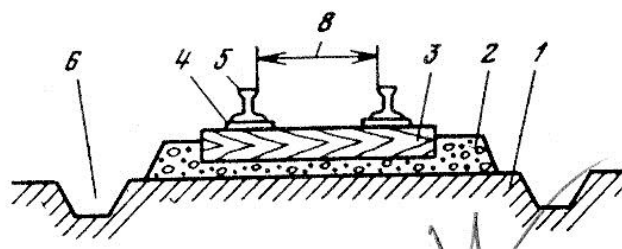


Рис. 4.2.1 Схема строения железнодорожного пути:

- 1 – земляное полотно; 2 – балласт; 3 – шпала;
- 4 – подкладка; 5 – рельс;
- 6 – водоотводная канава; B – ширина колеи

типа подвижного состава и ширины колеи. Нормальными для всех карьерных путей считаются радиусы не менее 200 м для колеи шириной 1520 мм и 100 м для колеи шириной 750 мм. На временных путях допускаются радиусы кривых 120-150 м.

Продольный профиль пути состоит из наклонных и горизонтальных участков. Величина подъема уклона пути i , выражается в виде десятичной дроби или в промиллях (числом тысячных единиц тангенса угла подъема, т.е. $i = 1000 \operatorname{tg}\alpha, ‰$).

Максимальный затяжной подъем пути в грузовом направлении, по величине которого определяется масса поезда при движении с расчетной скоростью, называется руководящим подъемом i_p . Экономически эффективная величина руководящего подъема для железнодорожного электрифицированного транспорта при однократной тяге не превышает 40 и 60‰ соответственно с использованием электровозов и тяговых агрегатов.

Величина уклона пути i_p , зависит, прежде всего, от величины сцепного веса локомотива, полезной массы поезда [1, 2]:

$$i_p = \frac{F_{сц}}{k_{\omega}(P_p + nq_{\epsilon}k_{\epsilon})}, ‰$$

Где i_p - руководящий уклон, ‰;

$F_{сц}$ - сцепная сила тяги, т;

P_p - вес локомотива, т;

n - количество вагонов в составе, штук;

q_{ϵ} - грузоподъемность вагона, т;

k_{ϵ} - коэффициент общей массы вагона $K_B = 1 + k_m$;

k_{ω} - коэффициент, учитывающий основное сопротивление движению, $k_{\omega} \approx 1,1 \dots 1,2$.

Технология работы железнодорожного транспорта

Технология работы железнодорожного транспорта заключается в перевозке горной массы к местам разгрузки. Порожние составы со станций направляются в забой под погрузку к экскаватору, который к моменту подхода порожняка должен закончить погрузку состава. Ввиду того что на карьере в работе находится много экскаваторов, сбор информации о состоянии погрузки составов централизован. Информация накапливается у диспетчера через радиосвязь, который по своему опыту или с помощью ЭВМ определяет время окончания погрузки состава у каждого экскаватора и время движения к нему порожнего состава. Исходя из минимума простоев

экскаваторов и подвижного состава, он определяет маршрут порожняка. При движении груженого состава из карьера локомотив находится в голове поезда, при подаче порожнего состава в забой — в конце. Погрузку начинают с последнего вагона периодической

передвижкой состава по сигналу машиниста экскаватора, а разгрузку на отвале — с первого вагона поезда.

После отработки заходки на горизонте или заполнения полосы на отвале железнодорожные пути передвигают. В среднем на 100 тыс. м³ породы, разрабатываемой на карьере и разгружаемой на отвале, перемещается соответственно 0,8—1 и 0,4—0,6 км путей.

Передвижка пути при разработке скальных пород является многооперационным трудоемким процессом, который выполняется в зависимости от механизации с разборкой пути или без нее. Процесс передвижки пути с разборкой заключается в планировке трассы, разборке звеньев пути и последовательном их перемещении железнодорожным краном на новую трассу, перемещении опор контактной сети, соединении звеньев, рихтовке но оси пути и выравнивании пути в горизонтальной плоскости, подштопке и устранении повреждений крепления рельсов к шпалам, которые происходят при отрыве шпальной клетки от земляного полотна, особенно в зимнее время.

Переукладка пути краном может проводиться наступающим и отступающим ходом. При переукладке звеньев отступающим ходом - кран движется от тупика. В этом случае можно начинать переукладку пути еще до окончания отработки экскаваторной заходки. При переукладке пути наступающим ходом кран должен прежде всего уложить рельсовое звено, а затем уже перемещать звенья старого пути. В случае, когда вылет стрелы крана меньше шага переукладки, работа ведется в два приема. Сначала кран, двигаясь от тупика, раскладывает звенья в промежутке между старой и новой трассой, а потом наступающим ходом укладывает звенья в новую трассу.

Передвижка пути без разборки осуществляется тур - подозером или путепередвижателем циклического действия за несколько проходов после планировки трассы и всей поверхности. Шаг передвижки за цикл у турнодозера составляет 0,2—0,3 м, у путепередвижателя циклического действия 0,7—0,9 м. Опоры контактной сети, если они установлены на независимых от пути основаниях, перемещаются турнодозером или специально оборудованной для этой цели машиной на базе трактора. Опоры, закрепленные на шпалах, перемещаются вместе с железнодорожным путем. После его передвижки

производятся операции рихтовки и выравнивания в горизонтальной плоскости и ремонт пути. К сожалению, все операции, кроме самого

перемещения или передвижки, мало механизированы, поэтому они выполняются бригадой в 8—12 чел., включая машинистов крана, турнодозера или путепередвижателя.

Производительность крановой переукладки 500—700 м/ч, путепередвижателя циклического действия—450—550 м/ч, турнодозера—5—7 тыс. м²/ч.

При разработке мягких горных пород многоковшовыми или роторными экскаваторами, особенно с транс - портно - отвальными мостами, передвижка пути осуществляется путепередвижателями непрерывного действия без разъединения рельсовых стыков и вместе с опорами контактной сети. Путь последовательно сдвигается в сторону до тех пор, пока не займет нового положения.

Путепередвижатели непрерывного действия подразделяются по способу передвижения на прицепные и самоходные и по конструкции — на консольные и мостовые. Прицепной путепередвижатель, присоединенный к транспортно - отвальному мосту или многоковшовому экскаватору, перемещает путь сразу вслед за экскаватором на ширину заходки.

Принцип работы путепередвижателей непрерывного действия заключается в том, что путь с помощью роликовых захватов поднимается на высоту 0,2—0,4 м и смещается в сторону на 0,2—0,4 м. Самоходный или прицепной к локомотиву путепередвижатель перемещает путь при движении со скоростью 8—12 км/ч. Преимуществом консольного типа передвижки пути является возможность осуществления ее в тупиках, а мостового—большой шаг передвижки.

Производительность путепередвижателей непрерывного действия достигает 1000 м²/ч при практическом отсутствии необходимости вспомогательных работ по рихтовке пути и небольшом объеме его ремонта. Обслуживание и ремонт подвижного состава железнодорожного транспорта осуществляются в специальном депо на промплощадке. Осмотр подвижного состава производится регулярно на станциях перед выходом в карьер.

3.4 Перевозка горной массы автомобильным транспортом

Автомобильный транспорт имеет широкое распространение на карьерах благодаря своей автономности, мобильности, высокой эффективности работы в сложных топографических, геологических и суровых климатических условиях и является более простым по сравнению с железнодорожными транспортными коммуникациями.

Наиболее эффективная область применения автомобильного транспорта — карьеры малой и средней производительности, глубокие горизонты крупных

карьеров в комбинации с железнодорожным транспортом или подъемниками. Применение автомобильного транспорта на карьерах относится к периоду его возникновения и развития.

Автомобильный транспорт на карьерах характеризуется, как и железнодорожный, грузооборотом, т. е. количеством груза в тоннах, перевозимого в единицу времени.

Как вид транспорта он представляет собой емкость с индивидуальным двигателем на пневмоходу.

Принцип его работы заключается в перемещении горной массы по автодороге из забоев к пунктам приема и разгрузке ее.

Автомобильные дороги в карьере разделяются на капитальные и временные.

Капитальные дороги сооружаются на стационарных участках трассы на поверхности карьера, в траншеях и на транспортных бермах. Временными являются дороги в забоях, на рабочей площадке, скользящих съездах и отвалах. Дороги характеризуются *грузонапряженностью*, т. е. - количеством груза в тоннах, отнесенного к одному километру пути, и *интенсивностью движения*, т. е. числом машин, проходящих в одном направлении в единицу времени. В зависимости от грузоподъемности и интенсивности движения капитальные дороги делятся на три категории, каждая из которых характеризуется своими особенностями покрытия дорог и их параметрами.

Капитальная автомобильная дорога состоит из основания с кюветами, водоводными каналами, насыпями, путепроводами, мостами, дорожного полотна, включающего проезжую часть с обочинами.

Параметрами дорог являются: ширина проезжей части, радиус закруглений, уклон в продольном направлении и в поперечном на виражах, наименьшее расстояние видимости поверхности дороги и автомобиля.

Покрытие дорог выполняется из бетона, асфальтобетона с щебеночным основанием. Толщина покрытия зависит от грузоподъемности автосамосвалов и интенсивности движения.

На подверженных снежным заносам участках капитальных автомобильных дорог сооружаются снегозащитные устройства пассивного или активного действия. Снегозащитные устройства пассивного действия устанавливаются в зимнее время, они осаждают снега снеговетрового потока с подветренной стороны дороги. Снегозащитные устройства активного действия представляют собой постоянные сооружения в виде сплошных щитов высотой до 6 м, устанавливаемых на опорах на высоте 2 м от поверхности дороги с наклоном в сторону господствующих ветров. Принцип их действия заключается в том, что снеговой поток сжимается до величины щели, тем

самым увеличивается его скорость, которая препятствует осадению снега на дороге.

Временные дороги не имеют нижнего строения и мощного покрытия, как капитальные. Временные дороги в карьере и на отвалах прокладываются бульдозерами с подсыпкой щебенки. Участки дороги с некаменным основанием могут иметь покрытие из железобетонных плит.

Трассы автомобильных дорог в карьере сложные, они включают в плане прямые участки и петли с радиусами 100—200 м и в профиле—горизонтальные и наклонные участки с уклоном до 100°/оо на капитальных дорогах и до 120—150°/оо—на временных.

Основным показателем автомобильной дороги является пропускная способность, зависящая от качества и состояния ее. Для повышения пропускной способности автомобильной дороги в карьере применяется освещение дорожными фонарями или общекарьерными специальными светильниками.

Пропускная способность автодороги (машин/ч) в одном направлении определяется по выражению

$$N = v/a,$$

где v — расчетная скорость движения автосамосвала, км/ч; a —расстояние видимости, равно не менее 50 м. В обычных условиях расстояние видимости (м)

$$a = v + 0,04v^2 + 6.$$

Схема дорожного движения в карьерах строится с учетом правостороннего примыкания к главной трассе грузопотока от рабочих горизонтов отвала без пересечений и возможного обеспечения поточности движения.

Автомобильный транспорт на карьерах в настоящее время представлен автосамосвалами грузоподъемностью от 12 до 110 т отечественного производства и 110—250 т—производства фирм “Камацу” (Япония), “Лектрахол” (Канада). Автосамосвалы оборудованы гидроподъемниками для опрокидывания кузова назад при разгрузке. Радиусы разворота—от 8,3 до 14 м, скорость движения — до 60 км/ч. Самосвалы грузоподъемностью до 45 т имеют дизельный двигатель с механической передачей на задние колеса. Самосвалы большой грузоподъемности оборудуются дизель - генераторной установкой с электрической передачей энергии мотор - колесам. Техническая характеристика карьерных автосамосвалов приведена в табл.

Полуприцепы используются обычно в качестве рудовозов и углевозов и с этой целью оборудуются кузовами с разгрузкой через дно или при наклоне набок, осуществляемом специальным стационарным или передвижным механизмом. На карьерах строительных материалов для перевозки горной

массы применяются думпторы, обладающие минимальным радиусом разворота и кузовом, позволяющим осуществлять разгрузку опрокидыванием назад без гидравлического подъемника.

На Кальмокырском карьере успешно эксплуатировался созданный впервые в мире троллейвоз (электросамосвал), представлявший собой автосамосвал с электроприводом и питанием от контактной сети через токосъемники. Его производительность выше, чем у автосамосвалов аналогичной грузоподъемности. В настоящее время в связи с увеличением загазованности от эксплуатации автотранспорта на глубоких горизонтах карьеров и ограничением в расходах дизельного топлива интерес в мире к использованию троллейвозов на карьерах возрастает. Современные самосвалы большой грузоподъемности с мотор - колесами способны использовать питание от контактных приводов на стационарных участках трассы.

БелАЗом разработаны типовые дизель - троллейвозы - полуприцепы грузоподъемностью от 60 до 125 т. Скорость движения дизель - троллейвозов на горизонтальном участке пути составляет при питании от контактной сети 60 км/ч, от дизель - генераторной установки— 15 км/ч.

В связи с ростом выемочно - погрузочной техники увеличивается грузоподъемность карьерных автосамосвалов.

Выбор и обоснование грузоподъемности и модели автосамосвала

Автомобильный транспорт является составной частью единого погрузочно-транспортного комплекса карьера. Поэтому технологические параметры автосамосвалов и экскаваторов должны соответствовать друг другу. Только в этом случае возможно достижение высоких технико-экономических показателей добычи полезных ископаемых. В связи с изложенным в основу выбора типа и грузоподъемности автосамосвала положена взаимосвязь между вместимостью кузова автосамосвала и емкостью ковша экскаватора, на которые в свою очередь влияет производительность карьера. Поскольку главной задачей погрузочно-транспортного комплекса является обеспечение производительности карьера, то выбор моделей погрузочных и транспортных средств начинается с оценки рационального сочетания параметров «производительность карьера - емкость ковша погрузочного средства - вместимость кузова транспортного средства». Для этого используется схема рекомендуемых сочетаний грузопотока карьера, емкости ковша экскаватора и вместимости кузова автосамосвала (рис. 4.3.1). При этом учитывается, что вместимость кузова автосамосвала V_a и емкости ковша экскаватора V_k должно находиться в соотношении $V_a : V_k =$

3...6. Причем большие значения целесообразно принимать при дальности транспортирования 5 ... 7 км, а также при грузопотоках более 50 ... 70 млн. т в год. В расчетах объем кузова принимается «с шапкой», поскольку именно он является полезным объемом, который в среднем в 1,3 раза больше геометрического объема кузова. Например, для грузопотока 100 млн. т/год целесообразно применять экскаваторы с ковшом емкостью от 12,5 до 32,0 м³ при грузоподъемности автосамосвала соответственно от 90 до 355 т (рис. 1.20.1).



Рис. 1.20.1. Схема рекомендуемых соотношений грузопотока карьера, модели экскаватора - мехлопаты и автосамосвала для выбора экскаваторов и автосамосвалов

При таком широком диапазоне изменения параметров в силу вступают другие факторы, влияющие на выбор оборудования. В частности, такие, как пригодность ремонтной базы, наличие квалифицированного персонала, параметры дорог карьера и т.п. При разработке сложноструктурных месторождений ограничивающим фактором может стать качество товарной руды, для обеспечения которого требуется применение экскаваторов с ковшами определенной емкости. Учет дополнительных факторов позволяет значительно сузить диапазон оборудования, целесообразного к применению в данных условиях. Так, например, ширина проезжей части дорог в 25 м не позволяет использовать автосамосвалы грузоподъемностью более 150 т, ширина которых превышает 6,6 м. Кроме того, ремонтная база может быть приспособлена, например, для автосамосвалов грузоподъемностью не более 120 т и экскаваторов с ковшом емкостью до 15 м. Тогда для указанных условий рациональным сочетанием будет экскаватор с ковшом емкостью 12,5 м и автосамосвал грузоподъемностью 110 т. В этом случае соотношение $V_{\text{куз}}/V_{\text{к}} \approx 5$, что находится в рациональных пределах.

Если модель экскаватора выбрана, то диапазон рациональной грузоподъемности автосамосвалов изначально сужается [4-7].

Выбранный погрузочно-транспортный комплекс оборудования проверяется на соответствие геометрическим параметрам, таким, как высота разгрузки ковша и высота кузова автосамосвала. Так, например, высота разгрузки ковша экскаватора ЭКГ-12,5, равная 15,8 м, позволяет загружать автосамосвалы БелАЗ-7519 с «шапкой», поскольку высота кузова составляет 6,1 м. При насыпной массе $\gamma < 1,5$ т/м³ вместо автосамосвала может быть принят тягач с полуприцепом.

Таким образом, выбор и обоснование грузоподъемности и модели автосамосвала осуществляется в следующей последовательности:

- Устанавливается грузооборот карьера.
- Определяется диапазон возможного изменения грузоподъемности автосамосвала и емкости ковша экскаватора (рис. 4.3.1).
- Определяются факторы, ограничивающие возможность применяемого выемочно-погрузочного и транспортного оборудования в карьере.
- Уточняется диапазон рациональных соотношений грузоподъемности автосамосвала и емкости ковша экскаватора.
- Выбирается модель автосамосвала и модель экскаватора.

Таблица 1.20.1

Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с гидромеханической трансмиссией

Показатели	БелАЗ 7540Д	БелАЗ 7545	БелАЗ 7555	БелАЗ 7557
Грузоподъемность, т	30	45	55	90
Масса снаряженного автомобиля, т	21,75	35,0	41,5	74,0
Габариты, мм	7133х 3480х 3560	8375х 4125х 4525	8890х 4740х 4555	10340х 5400х 5340
Погрузочная высота, мм	3560	4525	4555	5340
Наименьший радиус поворота, м	8,7	9,0	9,2	11,0
Объем кузова, м ³ :				
геометрический	15	23	28	37,3
с «шапкой»	18	29	35	53,3

Двигатель	ЯМЗ-240НМ2	ЯМЗ-8401	КТТА-19	QST-30С
Номинальная мощность, кВт	309	405	522	783

- длина, ширина, высота

- Проверяется соответствие геометрических параметров автосамосвала геометрическим параметрам экскаватора, а также ширине проезжей части дорог в карьере в зависимости от их категорий.

Таблица 1.20.2

Техническая характеристика автосамосвалов зарубежных фирм (колесная формула 4х2)

Показатели	Юнит-Риг М120	Комацу НД1200	Юклид R170	Катерпиллер Cat 789	Юнит-Риг 200	Дрессер 830Е
Грузоподъемность, т	108	120	154	154	180	218
Масса, т	63	85	101	134	144	149
Объем кузова, м ³ геометрический с «шапкой»	42 52,6	46 59,8	54 70,2	55 71,5	84 109,2	92,5 120,25
Мощность двигателя, кВт	883	883	1194	1340	1820	1641
Габариты*, мм	9980х 5230х 5310	10980х 6550х 5510	1190х 6650х 5690	12100х 6930х 5610	1430х 7800х 6450	13500х 7300х 6900
Погрузочная высота, мм	4650	4610	5300	5230	5510	6100
Радиус поворота, м	9,45	9,5	12,5	-	16,4	14,2

* длина, ширина, высота

Таблица 1.20.3

Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с электромеханической трансмиссией

Показатели	БелАЗ-7513	БелАЗ-7530	БелАЗ-7560
Грузоподъемность, т	190	220	320
Масса снаряженного автомобиля, т	107	151	240
Габариты, мм	1170х6980х5700	1390х7820х6650	14900х9250х7220
Погрузочная высота, мм	5700	6650	7220
Наименьший радиус поворота, м	13	16	15
Объем кузова, м ³ геометрический	82	98	142

с «шапкой»	108	132	191
Двигатель	8РАЧ-175	QSK-60С	QSK-78С
Номинальная мощность, кВт	809	1716	2610
Мощность тягового двигателя, кВт	360	1100	1695

Примечание: *) длина, ширина, высота

Таблица 1.20.4

Техническая характеристика дизель-троллейбусов(колесная формула 4х2)*

Дизель-троллейбус	БелАЗ	«Комацу» (Япония)	«Юнит-Риг» (США)	«Вабко» (США)
Грузоподъемность, т	120	120	154	154
Масса автомобиля, т	90	87	95	102
Ток	Постоянный	Переменный	Постоянный	
Напряжение, в	1800	1000	1200	1200
Мощность дизеля, кВт	770	880	1180	1180
Наименьший радиус поворота, м	12	10	13	14
Тип токоприемника	Штанговый		Пантограф	

Примечание: *) объем кузова принимается по характеристике базового автосамосвала.

Таблица 1.20.5

Скорости движения дизель-троллейбуса и дизельного автосамосвала в различных условиях

Показатели	Значения									
	40	50	60	70	80	90	100	110	120	
Динамический фактор ($i + W_o$), Н/кН	40	50	60	70	80	90	100	110	120	
Дизель-троллейбус (120 т)	40	40	32	29	25	22	20	19	18	
Автосамосвал БелАЗ-7519 (110 т)	29	25	21	17	15	13	11	10	9	

Примечание: *) i – уклон дороги;

W_o - сопротивление качению

В СНГ в МГИ на кафедре открытых горных работ был впервые выполнен проект специального карьерного автопоезда большой грузоподъемности, обладающего преимуществами автомобильного и железнодорожного транспорта. Конструктивно он представляет собой поезд из емкостей большой грузоподъемности с мотор - колесами,, получающими питание от дизель - генераторной станции. На постоянных участках дороги предусматривается питание от троллейной линии. Помимо большой

грузоподъемности (до 500 т) одним из важнейших достоинств его является возможность движения в прямом и обратном направлениях без разворота на рабочих площадках в забоях и на отвалах. Для этого предусмотрены две кабины в голове и хвосте карьерного автопоезда.

Организация работ автотранспорта

Работа автомобильного транспорта на карьере заключается в перевозке из карьера вскрыши, некондиционных руд на отвалы, полезного ископаемого — на склад или к бункерам обогатительной фабрики по карьерным автодорогам, объединенным во вскрышные грузопотоки и грузопотоки полезного ископаемого. При широкой рабочей площадке или заходке автосамосвал подается под погрузку к экскаватору, совершая петлевой разворот в стесненных условиях.

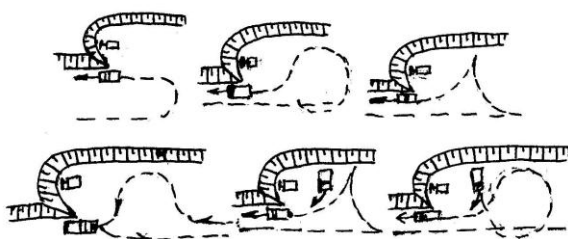


Рис 1.21.1 Схема подачи автосамосвалов под погрузку в забой на карьере: а—с петлевым распоротом на рабочей площадке; б—с петлевым разворотом внутри заходки; в—с тупиковым разворотом внутри заходки; г—с петлевым разворотом внутри заходки и тупиковой подачей под погрузку, д и е — при установке двух машин под погрузку в забое

При ограниченной рабочей площадке и узкой заходке и несовпадении направления движения порожнего самосвала и экскаваторной заходки автосамосвал выполняет петлевой или тупиковый разворот внутри заходки, а при совпадении направления движения порожнего самосвала и экскаваторной заходки автосамосвал подается на погрузку задним ходом после тупикового разворота внутри заходки. Во всех случаях подача автосамосвала должна быть такой, чтобы при погрузке ковш экскаватора не проходил над кабиной водителя, а угол поворота экскаватора от забоя был минимальным.

Ввиду высокой стоимости автотранспортных средств их простои, как и простои выемочно - погрузочной техники, должны быть минимальными. Для их уменьшения на карьерах используют два вида организации работ автотранспорта: с закреплением определенного числа самосвалов за

экскаватором в течение смены (детерминированный режим работы автотранспорта) и без закрепления, с подачей машины под погрузку каждый раз по команде диспетчера.

Организация работы автотранспорта с закреплением за экскаваторами наиболее простая и обеспечивает большую производительность, но ее применение возможно при надежной работе выемочно - погрузочной, отвалобразующей техники для перевозки вскрышных пород и однородного по составу полезного ископаемого. Организация работы без закрепления автосамосвалов за экскаваторами осуществляется с помощью автоматической системы, включающей средства передачи информации о состоянии экскаваторов, каждого автосамосвала, средства передачи команд водителям и электронно - вычислительную машину. Она применяется на карьерах, где требуется усреднение руды, поступающей на обогатительную фабрику из разных забоев.

В настоящее время создано несколько таких систем. Принцип работы их заключается в том, что у диспетчера накапливается информация о состоянии погрузки автосамосвалов в каждом забое и количестве отгруженной руды определенного качества с начала смены. При подходе автосамосвала - порожняка к контрольному пункту карьера высвечиванием номера экскаватора на пульте водитель получает направление движения. При подаче на разгрузку автосамосвал с рудой взвешивается, при этом автоматически считывается его условный номер и передается в запоминающее устройство ЭВМ вместе с весом и качеством доставленной руды.

Эффективность работы автотранспорта на карьере зависит от состояния автодорог. Для обслуживания дорог на карьерах, ремонта и строительства новых предусматривается специальная дорожная служба. Обслуживание дорог включает: постоянное их патрулирование для удаления с поверхности осыпавшихся с кузовов кусков породы быстроходными бульдозерами на пневмоходу, зачистку поверхности забоев от просыпи бульдозерами, очистку водоводных канав постоянных дорог, планировку временных дорог в карьере и на отвалах грейдерами, полив дорог растворами для подавления пыли в летнее время специальными карьерными поливальными машинами, посыпание песком поверхности дороги во время гололеда пескоразбрасывателями.

Строительство новых дорог по мере развития карьера планируется вместе с горными работами. Сооружение основания дороги выполняется эксплуатационной горной техникой. Профилировка поверхности дороги, сооружение водоводных канав на стационарных участках трассы, покрытие дороги выполняются автодорожной службой. Для обеспечения щебнем,

песком и бетоном предусматриваются дробильно - сортировочный и растворный узлы. В качестве щебня может использоваться порода вскрыши или добываемые на специальных карьерах прочные породы. На некоторых карьерах с вечномерзлыми полускальными породами для нормальной эксплуатации мощных автосамосвалов в летнее время необходимо для предохранения оттаивания мерзлоты и уменьшения на нее динамической нагрузки покрытие дорог мощным слоем щебня.

Обслуживание автосамосвалов осуществляется в специальных помещениях автохозяйства на промплощадке. Оно предусматривает контроль систем автосамосвалов и текущий ремонт на линии, профилактику, плановый и капитальный ремонты узлов в специализированных мастерских.

Схемы работы карьерного автотранспорта

Эффективность использования автотранспорта на карьерах в значительной степени зависит от схемы подъезда автосамосвала к забою и установки его у экскаватора. В зависимости от способа вскрытия рабочих горизонтов, размеров рабочих площадок и условий работы экскаваторов возможны сквозной подъезд автосамосвалов к экскаватору, подъезд с петлевым и тупиковым разворотом (рис. 4.3.7). Сквозной подъезд применяется при наличии двух выездов с горизонта. Автосамосвалы в этом случае движутся поточно, съезжая с магистральных дорог на забойные. Подъезд с петлевым разворотом применяется при одном выезде с горизонта. Он не требует сложных маневров. Обычно время обмена автосамосвалов не превышает продолжительности рабочего цикла экскаватора, чем достигается высокое использование экскаваторов во времени. Подъезд с тупиковым разворотом применяется в стесненных условиях при невозможности осуществления петлевого разворота. В основном эта схема подъезда применяется в тупиковых заходках при проведении траншей. При ширине рабочей площадки (основания траншей) меньше радиуса поворота автосамосвала устраиваются специальные ниши для обеспечения более свободного маневра при развороте (рис. 4.3.7). Подъезд с тупиковым разворотом вызывает уменьшение производительности автосамосвалов на 10 - 15% (по сравнению с другими схемами подъезда).

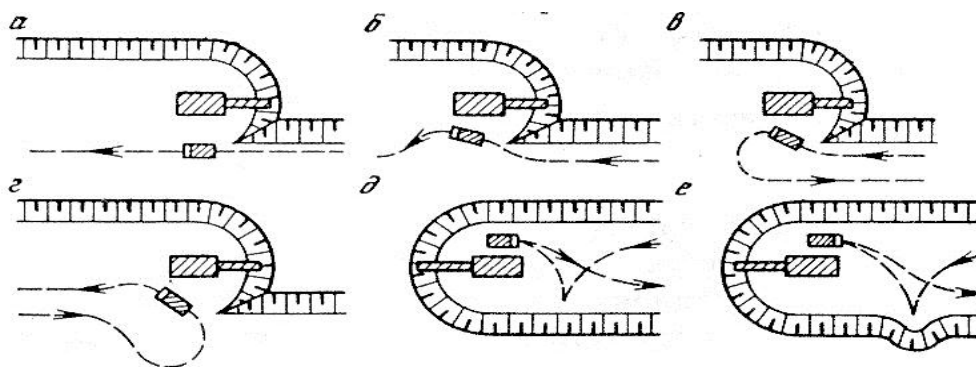


Рис. 1.21.2. Схемы подъезда автосамосвалов к экскаваторам:

а, б - сквозной подъезд; в, г - подъезд с петлевым разворотом; д, е - подъезд с тупиковым разворотом.

В зависимости от числа автосамосвалов, находящихся одновременно в забое, применяется одиночная или спаренная установка их под погрузку. Одиночная установка автосамосвалов может производиться параллельно оси забоя (при заходках небольшой ширины), либо с разворотом (при более широких заходках). Установка автосамосвалов с разворотом позволяет уменьшить угол поворота экскаватора. Спаренная установка автосамосвалов обеспечивает более высокую производительность экскаваторов. При спаренной односторонней установке несколько осложняются маневры автосамосвалов (особенно в ночное время). Спаренная двухсторонняя установка в большей степени обеспечивает использование экскаватора во времени. Она применяется в условиях широких заходов и тупиковых забоев. Однако спаренная установка требует некоторого увеличения рабочего парка автосамосвалов. Во всех случаях установка автосамосвала под погрузку должна обеспечить минимум времени на маневры автосамосвала в забое, минимальный угол поворота экскаватора при погрузке и хорошую видимость машинистом экскаватора кузова автосамосвала в момент погрузки.

3.4 Отвалообразование вскрышных пород.

Отвалообразование и складирование являются заключительными технологическими процессами в разработке горных пород на карьерах. Насыпь пустых пород называется *породным отвалом*, насыпи пород плодородного слоя, некондиционных руд и полезного ископаемого — *складами*.

Породные отвалы различают по месту расположения относительно контура карьера, количеству ярусов отсыпки и средствам механизации отвальных работ. При разработке горизонтальных и пологих месторождений отвалы располагаются в выработанном пространстве внутри карьера. Эти

отвалы называются внутренними. При разработке наклонных и крутых месторождений отвалы располагаются на поверхности за контуром карьера и называются внешними.

Отвалы отсыпаются в один или несколько ярусов. Высота яруса определяется устойчивостью, которая зависит от свойств складываемых пород, характера рельефа поверхности, гидрогеологических и климатических условий и технологии отвалообразования. В каждом конкретном случае с учетом этих факторов устанавливается высота яруса и указывается в паспорте отвалообразования. Увеличение высоты яруса снижает затраты на отвалообразование за счет уменьшения путевых работ и повышения производительности средств механизации отвалообразования.

Складирование полезного ископаемого обычно производится с целью усреднения качества и создания резерва для последующей переработки или отгрузки потребителю.

Механизация отвальных работ и складирования зависит от свойств горных пород и связана с видом транспортирования горной массы из карьера.

Отвалообразование мягких горных пород при конвейерном транспорте производится транспортно - отвальными мостами и консольными отвалообразователями, при доставке железнодорожным транспортом — абзет - церами или средствами гидромеханизации. Отвалообразование крепких горных пород при железнодорожном транспорте производится механическими лопатами, драглайнами, отвальными плугами и бульдозерами, при автомобильном — бульдозерами.

Отвалообразование транспортно - отвальными мостами

При разработке горизонтальных пластовых месторождений с мягкими покрывающими породами применяют внутреннее отвалообразование транспортно - отвальными мостами.

Они представляют собой конвейер на самоходных опорах с отвальной консолью, который принимает от соединенного с ним многоковшового или роторного экскаватора горную породу и перемещает ее в отвал. Мосты проектируются и изготавливаются практически индивидуально для каждого месторождения с учетом его гидрогеологических условий. Одна из опор моста располагается на породном подступе или кровле пласта, другая — на кровле пласта или на отвальном подступе. Длина моста достигает 500 м, скорость движения ленты — 10 м/с. Наибольшее распространение транспортно - отвальные мосты получили в ГДР при разработке бурого угольных месторождений.

Технология отвалообразования заключается в отсыпке с отвальной консоли в выработанное пространство при перемещении моста вдоль фронта

работ. Железнодорожные пути, на которые опираются опоры моста, передвигаются встроенными путепередвижателями и поэтому при движении моста в обратном направлении производится отсыпка следующей заходки отвала.

В конструкции моста с опорой на предотвале предусмотрен сброс части породы с конвейера для отсыпки самого предотвала. После отсыпки порода в пред - отвале для повышения устойчивости уплотняется виброкатками.

Устойчивость отвала играет решающую роль в надежности работы транспортно - отвального моста и, следовательно, в целом карьера. Она зависит от свойств отвалообразующих пород, климатических и гидрогеологических условий. Для исключения скопления подземных и атмосферных вод в основном отвале предусматривается укладка перпендикулярно отвалу керамических и дренажных труб, по которым вода поступает в выработанное пространство и откачивается на поверхность.

Параметры отвала определяются конструкцией транспортно - отвального моста. Максимальная - высота отвала (м)

$$H_{\max} = h + H_0 - 1,5,$$

где h — мощность пласта полезного ископаемого, м;

H_0 — высота разгрузки отвалообразователя.

Вместимость отвала (м²) на 1 м фронта работ

$$S = BH_0 - 0,25B^2 \operatorname{tg} \beta,$$

где. B — шаг отвалообразования, равный толщине стружки экскаватора или ширине заходки экскаватора, м; β - угол откоса отвала.

Производительность транспортно - отвального моста определяется его технической характеристикой. Коэффициент использования в течение смены равен 0,95— 0,97. Транспортно - отвальные мосты выпускаются в ГДР.

Отвалообразование консольными отвалообразователями

Консольные отвалообразователи применяются для складирования пустых пород внутри выработанного пространства и вне контуров карьера.

Отвалообразователи представляют собой консольно установленный конвейер на гусеничном или шагающем ходу. Длина отвальной консоли достигает 225 м, угол наклона 17—18°, длина приемной консоли 60 м. Основные параметры консольных отвалообразователей приведены на рис. 20.

Технология внутреннего отвалообразования схожа с технологией отвалообразования транспортно - отвальным мостом, который располагается на кровле пласта около роторного экскаватора. Через приемную консоль порода от роторного экскаватора попадает на конвейер отвальной консоли, который перемещает ее в выработанное пространство. В процессе отсыпки отвальная консоль перемещается по дуге, более полно заполняя

выработанное пространство. При отработке за - ходки отвалообразователь перемещается по фронту на шаг передвижки параллельно движению роторного экскаватора.



Рис 1.22.1 Схемы отвалообразования с применением:

а — консольного отвалообразователя при внутреннем отвалообразовании; *б* — то же, при внешнем отвалообразовании; *в* — абзетцера; /, //, ///—порядок отсыпки заходок внешнего отвала; *a* — ширина заходки отвала.

Отвалообразование внешних отвалов консольными отвалообразователями применяется при конвейерном транспорте горных пород. Его начинают с отсыпки передовой насыпи. Горная порода с отвального конвейера через разгрузочное устройство попадает на приемную консоль отвалообразователя и отвальной консолью укладывается в отвал. Затем этот отвал планируется и на него перемещается отвальный конвейер и отвалообразователь, который производит отсыпку нижнего яруса, перемещаясь вдоль одной стороны отвального конвейера, и отсыпку второго яруса, перемещаясь вдоль другой его стороны. В период отсыпки верхнего яруса поверхность отвала нижнего яруса планируется бульдозерами, затем отвальный конвейер перемещается на шаг передвижки и цикл повторяется.

Высота передовой насыпи, а в дальнейшем и нижнего яруса h_1 зависит от свойств горных пород и составляет обычно 30—40 м. Высота верхнего яруса h_2 определяется высотой разгрузки отвалообразователя.

С учетом уменьшения высоты первого яруса вследствие планировки его бульдозерами и необходимого расстояния между концом консоли и вершиной отвала вместимость (m^3) 1 м внешнего отвала при двухъярусной отсыпке составит

$$S_o = z(h_1 + h_2 - b),$$

где z — шаг передвижки конвейера, м.

Отвалообразование абзетцерами применяется при железнодорожном транспорте мягких пород вскрыши. Абзетцер представляет собой роторный или многоковшовый экскаватор с отвальной консолью на рельсовом или гусеничном ходу, оборудованный для самостоятельной планировки отвала планирующим устройством в виде многоковшового звена длиной 10—12 м.

Благодаря возможности поворота отвальной консоли на 180° абзетцер может отсыпать двухъярусный отвал.

Технология отвалообразования заключается в следующем. Порода, доставляемая железнодорожным транспортом, разгружается в траншею глубиной 2—3 м, которую образует сам абзетцер. Двигаясь вдоль траншеи, абзетцер производит выемку этой породы и конвейером отвальной консоли укладывает попеременно в нижний и верхний ярусы отвала. По мере заполнения нижнего яруса его поверхность планируется, траншея засыпается, после чего передвигателем пути абзетцера и железнодорожного транспорта перемещаются в новое положение. Затем производится выемка траншеи и цикл повторяется. Вместимость отвала нижнего яруса, как и при отвалообразовании консольным отвалообразователем, определяется его высотой h_1 с учетом планировки и шагом передвижки Z :

$$S_1 = zh_1.$$

Вместимость отвала верхнего яруса

$$S_2 = zh_2 - 0,25z^2 \operatorname{tg} \beta,$$

где β — угол откоса отвала.

отвалообразование крепких горных пород одноковшовыми экскаваторами

При разработке месторождений с крепкими горными породами и перевозке железнодорожным транспортом применяется отвалообразование одноковшовыми экскаваторами, механическими лопатами и драглайнами.

Технология отвалообразования заключается в разгрузке породы из думпкаров и укладке ее в отвал. Экскаватор располагается ниже уровня железнодорожных путей на величину высоты разгрузки экскаватора. Для приема породы из думпкаров экскаватор сооружает приемный бункер. После разгрузки породы экскаватор производит выемку ее из приемного бункера и укладку сначала в нижний подступ, затем в верхний. Учитывая усадку пород в отвале, верхний подступ отсыпается высотой, несколько превышающей уровень железнодорожного пути.

Высота экскаваторных отвалов зависит от свойств складироваемых пород (Рис 21).

Схема отвалообразования пород механической лоравнинной местности составляет около 30 м. Шаг передвижки пути при экскаваторах ЭКГ - 5 и ЭКТ - 8 обычно составляет 20—30 м, при драглайпах ЭШ - 5/45М, ЭШ - 10/60—70—100 м. В конце отвального тупика отсыпку верхнего подступа экскаватор производит таким образом, чтобы создать себе возможность

выезда на поверхность отвала, по которой он перемещается в начало траншеи, где по съезду первоначальной насыпи он опускается на поверхность нижнего подустапа, сооружает приемный бункер, и после передвижения путей в новое положение цикл повторяется.

Первоначальную насыпь сооружают в период строительства карьера эксплуатационной техникой, т. е. механическими лопатами, драглайнами, скреперами или бульдозерами.

Материалом для первоначальной насыпи могут служить породы, экскавируемые из так называемого “резерва” (траншеи) на месте строительства отвала, или породы, привозимые из карьера.

Вместимость отвального тупика (m^3) при отвалооб - разовании одноковшовыми экскаваторами

$$V_0 = zH_0L_T$$

где z —шаг переукладки "путей, м; H_0 —высота отвала, м; L_T —длина отвального тупика, м.

$$z = \sqrt{R_{ч.у.}^2 - l_b^2/4 + R_p}$$

где $R_{ч.у.}$ —радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м; l_b —длина приемного бункера, м; R_p —радиус разгрузки экскаватора, м.

Количество отвальных тупиков в работе, необходимых для отвалообразования пород, поступающих из карьера,

$$n_T = V_I / V_c$$

где V_I — суточный объем породы, поступающей из карьера на отвал, m^3 ; V_c —приемная способность отвального тупика, $m^3/сут$;

$$V_c = Nng = \{fT_C / (t_0 + t_p)\} nq,$$

N —число поездов, которое может быть разгружено на отвале; nq — вместимость состава, m^3 ; f — коэффициент, учитывающий неравномерность работы отвального тупика ($f = 0,85—0,95$); T_c — продолжительность работы отвального тупика в сутки, ч; t_0 — продолжительность обмена поездов, ч ($t_0 = 2L_0/v_{cp} + \tau$); L_0 —длина отвального тупика, км;" U_{cp} —средняя скорость движения по отвальным путям, км/ч; τ — время, затрачиваемое на обмен поездов, ч; t_p —время разгрузки состава поезда, ч ($t_p = tn$);

t —время разгрузки одного думпкара, ч; n —число думпкаров в поезде.

Общее число отвальных тупиков По должно учитывать резерв для организации переукладки пути на одном из тупиков

$$n_0 = n_t(1 - t_{п.п.}/t),$$

где n_t —расчетное число тупиков для отвалообразования; $t_{п.п}$ — продолжительность переукладки пути, сут; t —продолжительность работы отвального тупика, сут ($t=V_o/V_c$).

Емкость ковша экскаватора (m^3), необходимая для отвальных работ на отвальном тупике, устанавливается из условия равенства его производительности и приемной способности отвального тупика:

$$Q_{сут}=V_c$$

или

$$E_{ц} T_c k_3 k_{и} = f T_o / (t_o + t_p).$$

откуда

$$E = f n_q / [n_{ц} k_3 k_{и} (t_o + t_p)]$$

Здесь $n_{ц}$ — число рабочих циклов экскаватора; $k_{ц}$ — коэффициент использования экскаватора в течение суток.

Применение одноковшовых экскаваторов обеспечивает надежность отвалообразования крепких пород. Пути совершенствования этого способа связаны с применением новых схем отвалообразования, экскаваторов с увеличенными рабочими параметрами и увеличением степени использования отвальных тупиков.

При железнодорожном транспорте для складирования пород на отвалах принимаются мехлопаты, драглопаты, отвальные плуги, бульдозеры.

Экскаваторными называются отвалы, на которых породу после выгрузки ее из транспортных средств размещают в отвале одноковшовыми экскаваторами. Наиболее часто этот способ отвалообразования применяется при железнодорожном транспорте.

Технология складирования пород в отвалы одноковшовыми экскаваторами включает три основные, последовательно выполняемые операции: собственно отвалообразование, перевод экскаватора на новую заходку и переукладку железнодорожного пути [11].

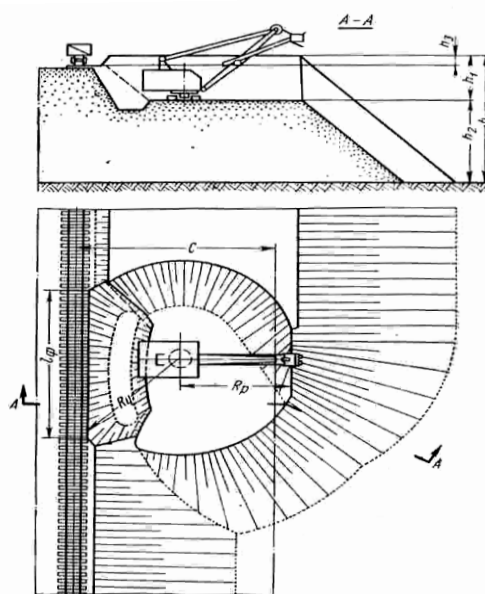


Рис.1.23.1. Схема экскаваторного отвала:

h_3 – высота отвала; h_1 и h_2 – соответственно высоты верхнего и нижнего подступа отвала; h_3 – превышение вновь отсыпаемой отвальной заходки над старой; $с$ – шаг передвижки путей; $R_ч$ и $R_р$ – соответственно радиус черпания и разгрузки экскаватора; $l_ф$ – длина фронта разгрузки.

Сущность экскаваторного отвалообразования заключается в перемещении выгруженной из вагонов породы в отвал экскаватором (рис.5.4.1.).

Для этого отвальный уступ разбивается на два подступа. Породу из вагонов разгружают в специальный приемный котлован, создаваемый экскаватором у нижней бровки верхнего подступа, откуда ее экскаватором переваливают в двух направлениях: вперед по ходу экскаватора наоткос нижнего подступа и назад в верхний подступ. Длину приемного котлована принимают не менее длины одного -двух вагонов (обычно 15-20 м), глубину 0,8-1 м, что обеспечивает предохранение ходовой части экскаватора от ударов крупных кусков породы при разгрузке вагонов.

Экскаваторные отвалы, как правило, развиваются в результате параллельного подвигания фронта работ. После того, как экскаватор отсыпал породой отвальную заходку, переносят железнодорожный путь в новое положение, а экскаватор переводят на новую заходку по верхней или нижней площадке отвала.

Расчет экскаваторных отвалов при применении одноковшовых экскаваторов в основном сводится к определению высоты отвала, числа отвальных тупиков, эксплуатационной производительности отвального экскаватора.

Высота отвала при использовании мехлопат изменяется в широких пределах и зависит от свойств складироваемых пород и пород основания отвала, рельефа местности и линейных параметров экскаватора. На равнинной местности при складировании полускальных пород высота отвала составляет 15-30 м.

Высота экскаваторного отвала определяется по формуле:

$$H_0 = h_1 + h_2, \text{ м}$$

где h_1 – высота верхнего подступа, м;

h_2 – высота нижнего подступа (принимается в зависимости от устойчивости пород), м.

Высота верхнего подступа зависит от высоты разгрузки экскаватора и составляет 4-6, 6-8 и 7-9 м соответственно для экскаваторов ЭКГ-5, ЭКГ-8И и ЭКГ-12,5.

Шаг переукладки отвальных путей (м) зависит от линейных параметров экскаватора и определяется по формуле

$$A_0 = (R_u + R_p) k_n$$

где: R_u, R_p - соответственно радиус черпания и разгрузки экскаватора, м;
 $k_n = 0,85 \dots 0,9$ – коэффициент, учитывающий использование линейных параметров экскаватора.

Для экскаваторов ЭКГ-5, ЭКГ-8 и ЭКГ-12,5 шаг переукладки составляет соответственно 25, 30 и 35 м.

Оптимальная длина отвальных тупиков, обеспечивающая наиболее экономичное использование горного и транспортного оборудования, устанавливается на основе технико-экономических расчетов и составляет 1500-2000 м.

Высота отвального уступа h_o , шаг переукладки отвальных путей и длина $L_{o.m}$ отвального тупика являются основными параметрами отвала. При установленных основных параметрах отвала отвальные его параметры определяются по следующим формулам.

1. Приемная способность отвального тупика (по объему в целике) между двумя переукладками пути

$$V_{o.m} = \frac{h_o A_o L_{o.m}}{k_{p.o}}, \text{ м}^3$$

где: $k_{p.o}$ – коэффициент разрыхления пород в отвале, $k_{p.o} = 1,2 \dots 1,4$;

$L_{o.m}$ – длина отвального тупика, м.

2. Продолжительность работы отвального тупика между двумя переукладками пути

$$t_{p.r} = \frac{V_{o.r}}{V_c}, \text{ сутки}$$

где: V_c - суточная приемная способность (по объему в целике) отвального тупика, м³/сутки;

$$V_c = \frac{n_c n_e q_{ep}}{\gamma_{ц}}$$

где: n_c - число локомотивосоставов, которые могут быть разгружены в сутки;

n_e – количество вагонов в составе, шт;

q_{ep} – грузоподъемность вагона, т;

$\gamma_{ц}$ – плотность пород в целике, т/м³.

$$n_c = \frac{k_{н.р} T_c}{t_0 + t_p}, \text{ составов}$$

где: $k_{н.р} = 0,85 \div 0,95$ – коэффициент, учитывающий неравномерность работы транспорта;

T_c - число часов работы тупика в сутки;

t_0 - продолжительность обмена локомотивосостава на отвале, ч;

t_p - продолжительность разгрузки локомотивосостава, ч;

$$t_o = \frac{2L_o}{v_l} + \tau$$

где: L_o - расстояние от обменного пункта до середины отвального тупика, км;
 v_l - средняя скорость движения локомотивосостава по отвальным путям, км/ч;

τ - продолжительность железнодорожной сцепки (связи), ч;

$$t_p = n_e t_e$$

где: n_e - число думпкаров в локомотивосоставе;

t_e - продолжительность разгрузки думпкара, ч.

3. Число отвальных тупиков в работе

$$N_{m.p.} = \frac{V_{в.с.}}{V_c}$$

где $V_{в.с.}$ - суточный объем вскрыши, поступающий на отвал, м³.

4. Общее количество отвальных тупиков с учетом резерва,

$$N_{m.o} = N_{m.p} \left(1 + \frac{t_{n.m.}}{t_{p.t}}\right)$$

где $t_{n.m.}$ - продолжительность переукладки пути на отвальном тупике, сут.

Отвалообразование бульдозерами. Укладка крепких горных пород в отвалы при доставке их автомобильным, а иногда и железнодорожным транспортом производится мощными бульдозерами. Автосамосвалы разгружаются на некотором расстоянии от бровки по периферии отвала. Бульдозеры перемещают ее под откос, оставляя на бровке предохранительный вал. Для безопасности поверхность отвала имеет подъем 3° в сторону откоса.

В последнее время, с появлением на перевозке пород вскрыши 110 - тонных и более мощных автосамосвалов, предохранительный вал оказывается недостаточно безопасным. Большая динамическая нагрузка колесами может привести к разрушению этого вала и падению машины с отвала. В этом случае периферийная зона отвала планируется бульдозером с обратным уклоном.

Автосамосвалы разгружают породу на этой площадке, а бульдозеры перемещают ее под откос. Для обеспечения одновременной работы автотранспорта и бульдозеров отвал разделяется на участки, на одних из которых производится разгрузка самосвалов, на других перемещение уже разгруженной породы под откос.

Число отвальных участков рассчитывается из мощности грузопотока W :

$$n = W / (n_b Q_{см})$$

где W — объем вскрыши, доставляемой на отвал в смену, м^3 ; n_b — число бульдозеров, работающих на отвале; $Q_{\text{см}}$ — производительность бульдозера, $\text{м}^3/\text{смену}$. Длина отвального участка (м)

$$L = Q_{\text{см}} / V$$

где V — приемная способность 1 м длины отвала ($V = E_a k/b$); E_a — вместимость кузова автосамосвала, м^3 ; k — коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова автосамосвала (для БелАЗ - 540 $k=1,5$; для КрАЗ - 256 $k=2,5$); b — ширина кузова автосамосвала, м.

Высота отвала зависит от свойств складированных пород и основания отвала. Обычно в равнинной местности высота бульдозерного отвала принимается равной 25—30 м. При устойчивых породах применяется многоярусное отвалообразование. На нагорных карьерах высота отвалов может быть равна высоте склона. Например, на карьере “Центральный” ПО “Апатит”, 4 - Л высота отвала составляет 400 м. В этом случае за состоянием отвала ведется пристальное наблюдение.

При доставке горной массы железнодорожным транспортом отвал по высоте разделяется на два S подступа, как в схемах с отвалообразованием одноковшовыми экскаваторами. Высота верхнего подступа определяется условием размещения разгружаемой породы на приемной площадке. При доставке горной породы думпками большой емкости она составляет 2—3 м. Высота

нижнего подступа определяется общей устойчивостью отвала и составляет 30—70 м.

Технология отвалообразования заключается в разгрузке породы из думпков на разгрузочную площадку под откос верхнего подступа. Эта порода бульдозером перемещается под откос нижнего подступа. Максимальное расстояние перемещения породы по площадке, что соответствует шагу передвижки железнодорожных путей, составляет 45—50 м.

Бульдозерное отвалообразование применяют обычно при доставке породы на отвал большегрузными автосамосвалами или тракторными прицепами, реже железнодорожным транспортом. Сущность бульдозерного отвалообразования, заключается в перемещении породы под откос или ее планировке на площадке отвала, которое выполняется бульдозерами.

Технология такого отвалообразования включает три операции: разгрузка породы из автосамосвалов на отвальной площадке; перемещение пород бульдозером под откос отвала; перенос автодорог и разгрузочных секторов.

Существуют два способа бульдозерного отвалообразования - **площадный** и **периферийный** (рис. 5.6.1 а; б). При периферийном отвалообразовании автосамосвалы разгружаются вдоль отвального фронта в непосредственной близости от верхней бровки откоса отвала или на его откос. Затем порода сталкивается бульдозерами под откос. При площадном способе отвалообразовании порода из транспортных средств размещается на верхней площадке отвала, а затем из нее бульдозерами формируют слой, увеличивая высоту отвала. После наращивания слоя по всей площади цикл отвалообразования повторяют. Чаще применяют более экономичное периферийное отвалообразование, при котором объем планировочных работ меньше. Площадное отвалообразование применяется иногда при складировании мягких пород, склонных к деформации, и скальных пород при большой высоте отвала [12].

При периферийном отвалообразовании фронт отвальных работ делится на разгрузочную, планировочную резервную части (сектора).

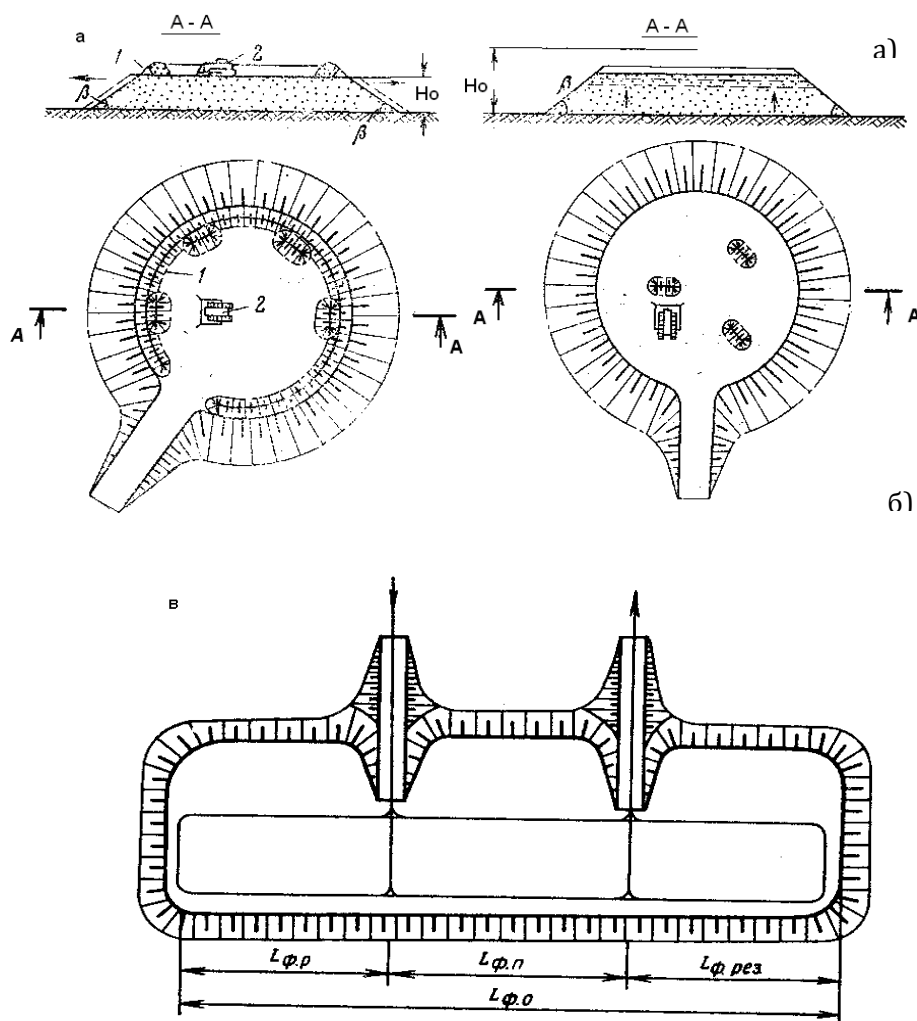


Рис. 1.24.1. Площадной (а) и периферийный (б) способы бульдозерного отвалообразования:

1 – предохранительный породный вал, 2 – бульдозер; $L_{ф.о}$, $L_{ф.р}$, $L_{ф.п}$, $L_{ф.рез}$ – соответственно длина фронта отвальных работ разгрузочного, планировочного и резервного секторов.

Бульдозерные отвалы по месту расположения могут быть внутренними и внешними, а по конструкции – одно- и многоярусными (в зависимости от горнотехнических условий).

После заполнения нижнего подступа на ширину оптимального расстояния транспортирования породы бульдозером (45—50 м) аналогично заполняется верхний подступ, после чего пути перемещаются в новое положение.

Отвалообразование плугами. Отвалообразование разнопрочных и хорошо дробленных скальных пород при доставке их на отвалы железнодорожным транспортом может производиться отвальным плугом, который представляет собой самоходный или прицепной вагон специальной конструкции, оборудованный с одной или с двух сторон отвальными лемехами. Спереди отвальный плуг имеет лобовые листы с подкрылками для очистки путей от просыпи породы или снега. Обычно используется отвальный прицепной плуг МОП - 1.

Технология отвалообразования отвальным плугом заключается в перемещении во время своего движения по путям разгруженной из думпкаров породы отвальными лемехами в сторону откоса отвала.

При разгрузке часть породы скатывается под откос, другая образует навал породы около железнодорожных путей. При отвалообразовании за несколько проходов отвального плуга перемещается верхняя часть навала породы, затем лемех опускается и производится перемещение породы, находящейся ниже уровня пути.

Циклы разгрузки и отвалообразования отвальным плугом повторяются до тех пор, пока не будет заполнено пространство отвала, равное шагу передвижки пути $s = 1,5—2,5$ м.

$$z = b - c,$$

где b — максимальный вылет главного лемеха отвального плуга от оси пути, м; c — безопасное расстояние от оси пути до бровки отвального уступа, м.

После этого путь перемещается в новое положение путепередвижателем. Отвалообразование производится по всей длине отвальных путей. При плужном отвалообразовании может применяться тупиковая и кольцевая

формы отвала, обеспечивающие постоянную подачу составов на разгрузку и одновременное отвалообразование отвальным плугом.

Высота отвала при использовании отвальных плугов составляет обычно 10—25 м, длина тупика—500—2500 м.

Расчет объема отвала и числа тупиков, необходимых для отвалообразования поступающих из карьера пород, производится аналогично экскаваторному отвалообразованию. В ГДР отвальные плуги применяются для отвалообразования мягких горных пород. Для этой цели используются плуги со встроенными путепередвижателями. В этом случае шаг передвижки уменьшается, но совершенно исключаются простои тупика во время передвижки пути.

Пути совершенствования отвалообразований отвальными плугами предусматривают применение более мощных плугов, а следовательно, и более тяжелых рельсов.

Отвалообразование консольными отвалообразователями при конвейерном транспорте

При конвейерном транспорте вскрышные породы размещают в отвалы консольными ленточными отвалообразователями работающими в комплексе с передвижными ленточными конвейерами или многочерпаковыми экскаваторами.

Технология отвалообразования консольными отвалообразователями заключается в следующем. Оборудование отвала включает отвальный ленточный конвейер, принимающий породу с магистрального конвейера, и консольный ленточный отвалообразователь, который принимает породу с отвального конвейера и отсыпает ее в отвал. Иногда между отвалообразователем и отвальным конвейером устанавливают ленточный перегружатель, что позволяет значительно увеличить приемную способность отвала при одном положении отвального конвейера. Отвальная заходка отсыпается путем поворота отвальной консоли в горизонтальной плоскости. Фронт отвальных работ при использовании ленточного отвалообразователя развивается по веерной и по параллельным схемам. Поверхность отвалов планируется бульдозерами, а отвальные ленточные конвейеры передвигаются бульдозерами.

Высота отвала, образуемого консольным ленточным отвалообразователем, зависит от физико-технических характеристик пород и линейных параметров отвалообразователя. В карьере Мурунтау применяются отвалообразователи типа ОШС 4000/125 с длиной отвальной консоли 90 м, и приемной консоли 30 м, что обеспечивает отсыпку пород в отвал на расстояние до 125м.

Консольный отвалообразователь представляет собой одноопорную металлическую форму, смонтированную на поворотной платформе, имеющей самостоятельный ход (рис.5.5.1). Для работы в комплексе с цепными экскаваторами отвалообразователи изготавливают на рельсовом ходу. Приемная консоль отвалообразователя может подниматься и опускаться в вертикальной плоскости, меняя высоту приемного бункера над уровнем земли.

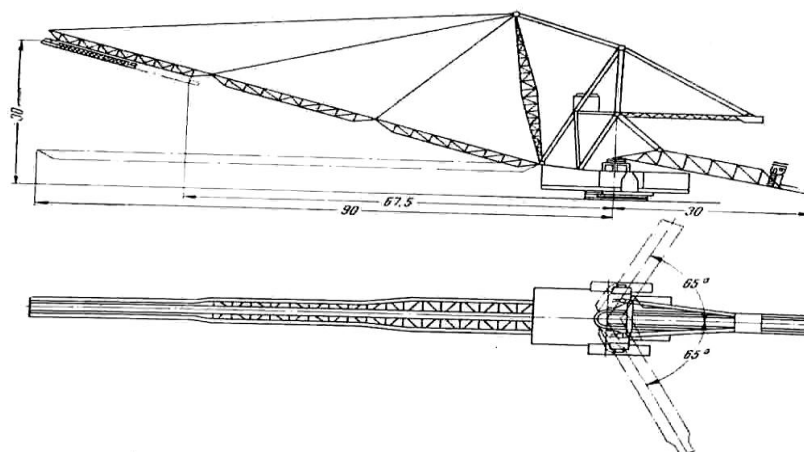


Рис. 1.24.2. Схема консольного отвалообразователя

Схемы складирования пород с применением консольных отвалообразователей должны быть просты, экономичны, обеспечивать высокую производительность труда, минимальное число передвижек конвейеров и максимальную приемную способность отвала.

Пример формирования отвалов с использованием консольных отвалообразователей в условиях карьера Мурунтау приведен на рис. 5.5.2 и 5.5.3.

При конвейерном транспорте применяют схемы развития отвалов с параллельным и веерным перемещением фронта работ (рис.5.5.4). При выборе схемы формирования отвала следует учитывать не только технологические простои, связанные с передвижкой конвейеров, но безопасность работ, связанную с устойчивостью основания и высотой яруса отвала.

Конвейерный способ отвалообразования при доставке породы из карьера на отвалы конвейерным транспортом является наиболее простым и экономичным, обеспечивающим наибольшую приемную способность отвалов и производительность труда.



Рис. 1.24.2. Пример формирования нижнего яруса отвала устойчивой высоты

Эффективность работы комплекса отвалообразования зависит от технологических схем, различающихся затратами времени на передвижку отвальных конвейеров, на маневр отвалообразователя при формировании первоначальной насыпи отвала, на обход мертвых зон, работу в тупиках и другие операции, требующие затрат времени на их выполнение [12]. Доля непроизводительных технологически необходимых затрат времени на передвижку отвальных конвейеров зависит от ширины заходки и высоты яруса отвала и при существующих схемах значительна.

Отсыпку породы в отвал консольным отвалообразователем, как правило, проводят в два яруса. При этом сначала отсыпают отвальную заходку в нижний ярус, а затем при обратном ходе отвалообразователя вдоль отвального конвейера – в верхний ярус, расположенный по другую сторону отвального конвейера. При работе отвалообразователя с вылетом консоли 100 м ширина отвальной заходки достигает 115 м при общей высоте отвала более 130 м.



Рис. 1.24.3. Пример ограничения высоты отвала высотой разгрузки отвалообразователя

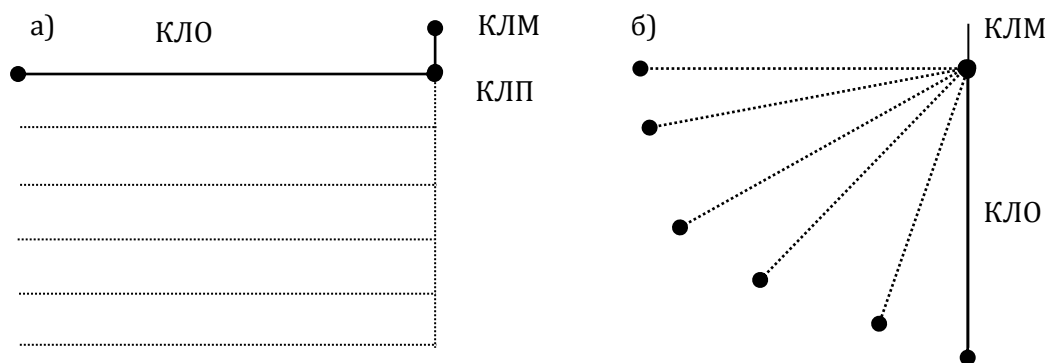


Рис. 1.24.4 Варианты перемещения конвейерной линии с параллельной (а) и веерной (б) передвижкой отвального конвейера: КЛО, КЛМ и КЛП - соответственно отвальный, магистральный и передаточный конвейеры.

При веерной схеме развития отвала отвальные конвейерные линии имеют постоянную длину, поэтому нет необходимости наращивать соединительные конвейеры. Недостатком такой системы является переменная по фронту ширина заходки, которая должна регулироваться при отсыпке отвала.

При параллельной схеме развития отвала заходка имеет постоянную ширину, что значительно упрощает технологию отвалообразования. Однако эта схема требует удлинения соединительных конвейеров.

Характеристика консольных отвалообразователей, широко применяемых на отечественных карьерах и за рубежом приведена в табл. 5.5.1.

Основными параметрами консольных отвалообразователей, являются производительность, длина отвальной консоли и вес консольного отвалообразователя. Длина отвальной консоли определяет общую высоту отвала и протяженность фронта отвальных работ.

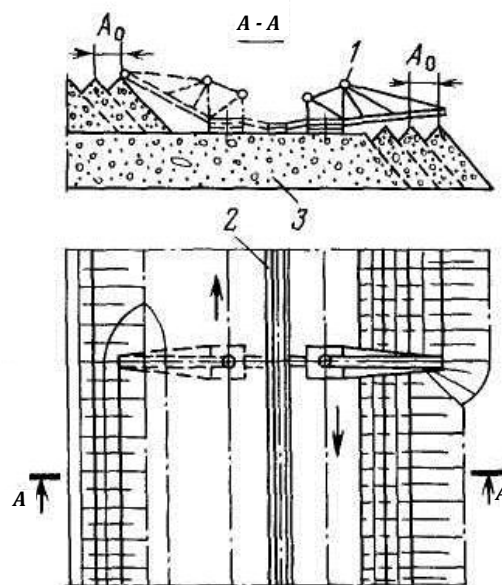


Рис. 1.24.5. Схема отвалообразования консольным отвалообразователем:

1 - отвалообразователь; 2 - отвальный конвейер; 3 - основание отвала; A_0 - шаг разгрузки; \leftarrow направление перемещения отвалообразователя

С увеличением длины отвальной консоли возрастает приемная способность отвала, следовательно, сокращается фронт отвальных работ. Кроме того, длина отвальной консоли влияет на вес консольного отвалообразователя.

Главным параметром яруса при верхней отсыпке является его максимальная высота, которая определяется из выражения:

$$H_{яp\ max} = (R_o - a) \operatorname{tg} \beta_k + h - \Delta h, \text{ м}$$

где R_o – радиус отсыпки пород в отвал, м;

a – расстояние от оси вращения отвалообразователя до пяты отвальной консоли, м;

β_k – максимальный угол наклона отвальной консоли к горизонту, $\beta_k = 18^\circ$;

h – расстояние от поверхности отвала до пяты отвальной консоли, м

Δh – минимальное расстояние между концом отвальной консоли и гребнем отвала, $\Delta h = 1,5$ м.

Радиус отсыпки пород в отвал может быть определен по формуле:

Таблица 1.24.1.

Технические характеристики консольных отвалообразователей

Показатели	Отвалообразователи				
	ОШ-1	ОГ 850/75	ОШ1500/ 125	ОШ4500/ 90	ОШС 4000/12 5
Максимальная производительность (в рыхлой массе), м ³ /ч	650	850	1500	4500	4000
Максимальный радиус отсыпки, м	80	75	125	90	125
Максимальная высота отсыпки, м	25	28	40	30	30
Длина приемной консоли, м	14,8	21	37,5	30	
Ход	Шагающий	Гусеничный	Шагающий	Шагающий	Шагающий

					рельсовый
Масса отвалообразователя, т	195	225	500	765	740

$$R_o = L_{ок} \cos \beta_k + a, \text{ м}$$

где $L_{ок}$ – длина отвальной консоли, м;

После подстановки известных значений и преобразований получаем формулу для определения максимальной высоты верхнего яруса отвала при отсыпке консольными отвалообразователем:

$$H_{яр max} = 0,3 L_{ок} + h - \Delta h, \text{ м.}$$

Ширина отвальной заходки при отсыпке верхнего яруса отвала определяется из выражения:

$$A_v = L_{ст} - l_{бр}, \text{ м}$$

где: $L_{ст}$ – вылет отвальной консоли отвалообразователя, равный максимальному расстоянию по горизонтали от конвейера до конца отвальной консоли, м;

$l_{бр}$ – расстояние от конвейера до нижней бровки отвала, м.

При параллельной передвижке отвального конвейера вместимость верхнего яруса отвала может быть определена по формуле:

$$V_v = A_v \cdot H_{яр max} \cdot L_{омв} \cdot k_{зан} \cdot (1 - k_{ус}), \text{ м}^3$$

где $L_{омв}$ – длина отвального конвейера, м;

$k_{зан}$ – коэффициент использования длины отвального конвейера для продуктивной работы отвалообразователя, $k_{зан} = 0,80-0,95$.

$k_{ус}$ – коэффициент усадки пород в отвале, $k_{ус} = 0,15-0,18$.

Главным параметром яруса при нижней отсыпке является его максимальная высота, которая при отсыпке скальных пород определяется несущей способностью пород основания, а при отсыпке песчано-глинистых пород – сочетанием несущей способности пород основания и устойчивости формируемого отвала.

Ширина отвальной заходки при отсыпке нижнего яруса зависит от линейных параметров отвалообразователя, устойчивости пород и определяется по формуле:

$$A_n = L_{ст} - v_{б}, \text{ м}$$

где: $v_{б}$ – безопасное расстояние от опорной (ходовой) части отвалообразователя до верхней бровки яруса отвала (определяется по графику рис. 5.3.4 а), м.

При параллельной передвижке отвального конвейера вместимость нижнего яруса отвала может быть определена по формуле:

$$V_n = A_n \cdot H_{ня} \cdot L_{отв} \cdot k_{зан} \cdot (1 - k_{yc}), \text{ м}^3$$

где: $H_{ня}$ - высота нижнего яруса отвала, м.

Шаг передвижки конвейера на отвале определяется шириной отвальной заходки при отсыпке нижнего яруса отвала. Тогда вместимость отвала при отсыпке нижнего и верхнего яруса за одну параллельную передвижку отвального конвейера будет равна:

$$V_{пер} = V_в + V_n, \text{ м}^3.$$

При веерной передвижки отвального конвейера вместимость отвала на одну передвижку уменьшается в два раза, поэтому значение $V_в$, V_n и $V_{пер}$ должны быть уменьшены в двое.

Длина отвального фронта работ при конвейерном транспорте зависит от длины отвальных конвейеров и на практике изменяется от 0,5 до 2,0 км

Контрольные вопросы:

1. Какие существуют процессы очистки выемки при разработке угольных месторождений ?
2. При каких условиях применяется подземная газификация угля?
3. Какие системы разработки угольных месторождений вы знаете и в каких условиях они применяются?

Используемые литературы:

1. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 Alabama USA
2. William A.H., Richard L. Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebovo Sweden.
3. Ткачёв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В. « Шахтное и подземное строительство». Технология строительства горных выработок: учебное пособие Новочеркасск 2008.

IV. МАТЕРИАЛЫ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ

1-практическая работа:

Взрывные работы при проведении горных выработок

Паспорт БВР

Цель : Образование навыков по у слушателей составление паспорта БВР при проходке горных выработок.

Постановка задачи: Определение расчета взрывных работ при проходке горных выработок.

При проведении горных выработок пользуются в основном шпуровыми зарядами. Заряды рассчитывают и точно размещают во взрываемой среде с соблюдением правил техники безопасности. Для этого составляется паспорт БВР .

Паспорт БВР является документом для производства буровзрывных работ.

В паспорте указывается следующие данные;

1. Наименование выработки;
2. Схема расположения шпуров в забое;
3. Площадь забоя (поперечное сечение выработки в проходке)
4. Характеристика взрываемых пород; название, трещиноватость, коэффициент крепости
5. Тип ВВ; средства взрывания ;
6. Способ взрывания;
7. Расчетные показатели взрыва: КИШ, подвигание забоя за один взрыв, объем отбиваемой горной массы
8. Расход взрывчатых материалов

Показатели	Расход		Норма бурения, м
	ВВ, кг	КД или ЭД	
На 1 м выработки			
На 1м ³ горной массы			

9. Характеристика шпуров и зарядов

№ шпура	Глубина шпура, м	Угол наклона		Масса заряда, кг	Длина забойки, м	Очередность взрывания
		в проекции II	в проекции III			
1						
2-5						
6-8						
и. т.д.						
Всего:						

10. Место укрытия взрывника и рабочих

11. Время допуска людей в забой

Паспорт подписывается начальником участка БВР. Под расписку знакомят с ним ИТР участка и исполнителей БВР и службы вентиляции. Утверждает паспорт начальник или главный инженер шахты. Заряжать и взрывать можно только те шпуры, которые пробурены в соответствии с утвержденным паспортом БВР.

Принципы составления паспорта БВР.

При проектировании паспорта БВР должны быть тщательно изучены горно-геологические условия (крепость, структура, трещиноватость, обводненность, слоистость, газоносность и др.),

-приняты во внимание технические условия проведения выработки (назначение выработки ее размеры средства погрузки, способ крепления и т.д.) и учтены организационные факторы (продолжительность цикла, смены, скорость проходки).

На основе этого в паспорта БВР должны быть разработаны следующие вопросы:

- а) выбор способов, средств, методов и схем бурения, заряжания, взрывания и выбор соответствующих ВВ, СВ, забоечного материала, твердого сплава и коронок.
- б) определение рациональных параметров буровзрывного комплекса (число шпуров, схема расположения шпуров, их диаметр и глубина, расход ВВ, СВ, забойки, способ взрывания).
- в) расчет основных технико-экономических показателей по БВР (расход материалов на 1п.м выработки и 1м³ горной массы).
- г) разработка конкретных мер безопасности для данного забоя (безопасное расстояние, место выставления постов и т.д.)

Выбор способа бурения

Выбор способа бурения шпуров производится с учетом физико-механических свойств горных пород (крепости, буримости, структуры и др.).

В основном применяется вращательный и ударно-поворотный способы бурения шпуров.

Область применения способов бурения шпуров

Способ бурения	Крепость пород, f	структура пород
Ударно –поворотный	$f > 4$	прочные, плотные мелкозернистые, слаботрещиноватые
Вращательный	$f \leq 6$	слабосвязанные, трещиноватые, рыхлые, вязкие, пластичные

Выбор средств бурения

Выбор средств бурения (бур.машин) производится с учетом следующих факторов:

- а) направления шпуров
- б) газоносности пород
- в) водообильности

- г) крепости и структуры породы
- д) опасности по взрыву пыли
- е) площади обуриваемого забоя

При вращательном бурении применяются электрические сверла ручные и колонковые (при большом объеме работ и крепости до $f\ 6\div 8$), пневмосверла (в опасных по газу и пыли выработках, сильно обводненных).

При ударно-поворотном способе бурения восходящие шпуров бурят телескопическими, нисходящие и горизонтальные ручными и колонковыми перфораторами (при большом объеме работ).

Целесообразно также применять буровые каретки, манипуляторы, позволяющие повысить производительность бурильщиков, уменьшить вредное действие вибрации.

Согласно СНиП число перфораторов принимается

способ бурения			
с колонки	с пневмоподдержки	с манипулятора	с бурильной установки
площадь забоя , м² на один перфоратор			
2,5-3,5	1,5-2,0	2,5-3,0	4 и более

Выбор бурового инструмента

Необходимо учитывать:

- а) трещиноватость горных пород, их вязкость;
- б) прочность, крепость горных пород.

Выбор забойки

Забойка шпуров является одним из важнейших условий повышения эффективности взрывных работ благодаря увеличению использования работы взрыва.

Забойка может быть воздушной, водяной, песчаноглинистой, пластмассовой, породной(мелкие частицы). Самой эффективной является водяная забойка. Наиболее распространенной при проведении горных выработок является песчаноглинистая забойка.

Выбор способа взрывания

При проведении выработок применяют огневой, электрический, электроогневой способы взрывания.

Огневой способ целесообразно применять в горизонтальных выработках(не опасных по газу и пыли) при небольшом числе шпуров (до 20-30).

Преимущества: простота взрывания, меньше времени на зарядание, возможность контроля числа взорвавшихся зарядов, невысокая стоимость.

Но вследствие опасности открытого огня, трудности ухода от места взрыва при большом количестве зарядов, невозможности строгого наблюдения очередности взрывания огневой способ не применим в выработках большого сечения, опасных по взрыву газа и пыли и в вертикальных выработках.

Выбор метода взрывания

При проведении горизонтальных выработок ВР можно осуществлять обычным методом, методом короткозамедленного взрывания и методом контурного взрывания.

Выбор средств заряжания

При проведении возможны ручная или механизированная зарядка шпуров. Ручная зарядка предполагает применение патронированных ВВ, более проста, осуществляется деревянными или пластмассовыми забойниками

$$l_{заб} = l_{ш} + 0,5 м$$

При механизированной зарядке применяются гранулированные ВВ, плотность заряжания повышается на 20-25%, увеличивается К.И.Ш., снижается затраты на БВР. Однако повышается затраты времени.

Выбор типа ВВ

При выборе типа ВВ необходимо учитывать следующие факторы: опасность пород по взрыву газа и пыли, обводненность, трещиноватость и строение пород, крепость пород, способ заряжания, стоимость ВВ.

Определение диаметра шпуров

При патронированных ВВ d шпура определяется диаметром патрона ВВ. При механическом заряжании россыпных ВВ $d_{шп}$ обусловлен типом коронки.

Подготовка забоя к ВР

Забой к взрыву подготавливают после проверки выполнения паспортных параметров буровых работ.

Неправильно пробуренные шпуры должны быть исправлены или бракованы. При высоте выработок более 2 м используют лестницы, помосты с перилами или телескопические площадки необходимо обеспечить освещение забоя неслепящим светом. Удаляют предметы, затрудняющие уход взрывника в безопасное место и проветривание забоя. От забоя удаляют горные машины и механизмы на расстояние не менее 20 м. Должна быть убрана отбитая горная масса, загромаждающая выработку более чем на одну треть ее поперечного сечения.

Доводят отставание крепи в забое до предусмотренной паспортом крепления. Укрепляют нарушенную крепь.

Шпуры, особенно горизонтальные и нисходящие должны быть очищены сжатым воздухом или скребком от буровой мелочи. Уточняют забойником глубину и диаметр шпуров. Забойники должны быть деревянные, алюминиевые или медные. У нисходящих шпуров очищают площадки в радиусе 30-40 см, чтобы исключить попадание в шпур камешков.

К забоям доставляют ВВ, средства инициирования и контроля взрывной сети. Применяют только ВВ, допущенные для подземных ВР. ВМ переносят взрывники и под их наблюдением проинструктированные рабочие в сумках, кассетах или заводской упаковке. Детонаторы и боевики переносят только взрывники. Подготавливают забоечный материал.

В обводненных забоях применяют водоустойчивые ВВ. Неводоустойчивые ВВ заранее, в помещении подготовки ВВ, помещают в защитные оболочки или покрывают патроны водоизолирующей мастикой.

Гидроизолирующие покрытия тонкие, с массой не более 2,5 г на каждые 100 г ВВ. Перед заряджением и взрыванием людей удаляют за пределы опасной зоны. Выставляются посты охраны, в отдельных случаях с разрешения ГТИ посты выставляют перед взрыванием, а на время заряджения устанавливаются предохранительные знаки. Выработки с исходящей вентиляционной струей закрепляют досками с запрещающими знаками. По разрешению главного инженера шахты возможна установка лиц охраны в самоспасателях.

Заряджение

К взрыву подготавливают количество зарядов, взрываемых за один прием. Величина и конструкция заряда должна соответствовать паспорту БВР. Помимо боевиков помещать в заряды КД или ЭД запрещается.

Патрон-боевик устанавливают первым от забоя или от устья шпура. В рассредоточенных зарядах в каждую часть помещают по одному боевику. В глубоких шпурах можно использовать дополнительные средства инициирования- нити ДШ без выхода из шпура.

Вводят боевик в шпур осторожно, без толчков. Проталкивание и уплотнение боевика даже легкими ударами запрещается. При застревании боевика заряд относят к отказавшим.

В шпуры глубиной более 2 м опускание боевиков на ОШ зажигательной трубки, на провадах ЭД или на ДШ, во избежание их выдергивания из боевиков запрещается.

Россыпными ВВ вручную заряжают только вертикальные нисходящие шпуры, их засыпают в шпур порциями по 150-200 г через воронки. После засыпки каждой порции ВВ в шпур вводят забойник, которым проталкивают налипшие на стенки ВВ. Так предотвращают образование пробок, а также уплотняют ВВ.

Патронированные ВВ в нисходящий шпур опускают не более чем по два патрона.

В случае застревания их досылают забойником. При заряджении восходящих шпуров, чтобы исключить выпадение применяют патроны с косым продольным разрезом оболочки.

В опасных по газу или пыли условиях разрезать и уплотнять патроны запрещается. Для их удержания применяют пыжи или расклинивающуюся забойку.

Забойка шпура

Для забойки используют буровую мелочь, песок, песчано-глинистую смесь, воду и др.

В восстающих шпурах используют пластичные смеси, из которых готовят пыжи длиной 100-200 мм и диаметром на 5-6 мм меньше диаметра шпура.

Первые 2-3 пыжа доводят до заряда безнажатия, последующие уплотняют забойником.

В нисходящие шпуры помещают сыпучую забойку, между забойкой и зарядом устанавливают бумажный пыж исключаящий ее просыпание между патронами и шпуром и попадание ее в заряд. Пыжеделка ПР-1.

Производство взрыва

Монтаж взрывной сети производят опытные взрывники. Монтируют сеть в отступающем порядке –от шпуров к укрытию,сверху вниз, от одной стенки к другой, от зарядов к источнику тока.

В безопасного места взрывник размыкает концы магистральных проводов и измеряет сопротивление сети или ее проводимость. При исправности сети провода подключают к источнику тока. При разнице в расчетном и измеренном сопротивлениях сети больше 10% концы магистральных проводов отсоединяют от источника тока и накоротко замыкают. Взяв с собой ключ от источника тока, осматривают сеть исправляют место повреждения.Если взрывная сеть исправна, дают боевой сигнал – два продолжительных звуковых сигнала. По этому сигналу зажигают ОШ и уходят в укрытие, а при электрическом взрывании включают ток.

При огневом взрывании сначала зажигают контрольный отрезок, затем пучок наиболее длинных отрезков, после коротких.В забоях шириной более 5 м допускается одновременное зажигание двумя взрывниками.

Осмотр забоя и ликвидация отказов

При огневом и электроогневом взрывании ведут счет взорвавшихся зарядов. Выход не ранее 15 мин.

При электрическом взрывании забой осматривают после его полного проветривания, отсоединения магистральных проводов от источника тока и замыкания их накоротко.

Если взрыв не произошёл, нужно отсоединить магистральные провода, закоротить их и ключ от тока берут с собой и не ранее 10 мин, независимо от типа ЭД, подходят к месту взрыва для выяснения причины отказа. После устранения дефектов монтажа сети производят повторное взрывание.

При обнаружении отказа заряды ликвидируют немедленно. Если эти работы не могут быть закончены в данную смену, их продолжение поручают взрывнику очередной смены с отметкой в наряд – путевке и журнале для записи отказов и времени их ликвидации.

Если отказавшиеся заряды не могут быть ликвидированы по причинам технического характера (неустранимые нарушения взрывной сети, невозможность введения в заряд нового боевика и др.), уведомляют об этом руководителя ВР или лицо технического надзора. Такие заряды ликвидируют по специальному проекту.

После ликвидации отказа осматривают горную массу и собирают ВМ отказавшего заряда, после чего допускают к разборке и уборке породы ручным способом и устанавливают отсутствие остатков ВМ.

Определение удельного расхода ВВ

Проф. Покровский Н.М. предлагает следующую методику определения q

$$q = q_1 * f_1 * v * e, \text{ кг/ м}^3$$

q_1 -нормальный удельный расход ВВ,принимается по таблице

f	до 2	2-3	4-6	7-9	10-15	15-20
q	0,15	0,2-0,3	0,4-0,6	0,7-0,9	1,0-1,1	1,2-1,5

или приблизительно $q_1 \approx 0,1 f$

f -коэффициент крепости породы

f^1 - коэффициент структуры породы:

вязкие, упругие, пористые породы 2,0

породы с неправильным залеганием
и мелкой трещиноватостью 1,4

слоистые породы с непостоянной крепостью,
с напластованием перпендикулярно шпурам 1,3

массивная плотная, хрупкая порода 1,0-1,1

тонкослоистая, но плотная порода
не наблюдается утечки взр. газов 0,7-0,8

v -коэффициент зажима

$$v = \frac{3}{\sqrt{S}} \text{ до } \frac{4}{\sqrt{S}} \quad \text{при } S_{\text{пр}}=3,3-5,5 \text{ м}^2$$

при больших сечениях

$$v = \frac{6,5}{\sqrt{S}}$$

e –коэффициент относительной работоспособности принятого типа вв.

$$e = \frac{380}{P_{\text{вв}}}$$

$P_{\text{вв}}$ – работоспособность принятого типа ВВ

q по Протоdjeяконову М.М.

$$q = 1,1e \sqrt{\frac{f}{S}}$$

Определение числа шпуров

$$N = 1,27 \frac{qS\eta}{d^2 \rho k_3}$$

η - коэф. использования шпуров, $0,8 \div 0,95$;

ρ -плотность вв, кг/м^3

k_3 -коэф. заполнения шпура; 0,8-для горизонтальных, 0,9- для вертикальных
выработок

Глубина шпуров

$$l = \frac{T_{\text{ц}} - (N \cdot t_{\text{зар}} + t_{\text{пров.}})}{\frac{N}{kv} + \frac{\eta f \cos \alpha}{P}}$$

$T_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла, час

N =общее число шпуров

$t_{\text{зар}}$ - продолжительность сть заряжания одного шпура, час

$t_{\text{зар}} = (0,02- 0,05)$ час – при огневом и электроогневом взрывании

$t_{\text{зар}} = (0,05- 0,08)$ час – при электрическом взрывании

$t_{\text{зар}} = 0,08- 0,1$ при зарядении пневмозарядчиками

$t_{\text{пров}}$ – время проветривания забоя

$t_{\text{пров}} = 0,25- 0,5$ час

v - скорость бурения одной машиной, м/час

$$v = (0,6 \div 0,8) v'$$

v' - чистая скорость бурения

k – количество буровых машин

η – к.и.ш.

$$\eta = 0,8 - 0,95$$

f - коэф. учитывающий совмещение во времени проходческих процессов. При последовательном порядке выполнения процессов $f=1$

S площадь поперечного сечения выработки в проходке m^2

P - эксплуатационная производительность погрузочной машины в единицу времени, $m^3/час$

$$P = (0,4 - 0,6) P_{техн.}$$

Рассчитанная глубина шпуров должна быть проверена по фактору поперечного сечения выработки.

$$l \leq (0,7 - 0,9) B \text{ или } l \leq (0,5 \div 0,75) S_{пр}$$

B – максимальный линейный размер поперечного сечения выработки, м

Рекомендованная глубина шпуров в горизонтальных и наклонных выработках согласно СНиП

Коэф. крепости пород М.М. Протоdjяконову	Площадь сечения выработки, m^2	
	до 12	более 12
	Глубина шпуров	
1,5-3	3-2	3,5-2,5
4-6	2-1,5	2,5-2,2
7-20	1,8-1,2	2,2-1,5

Выбор типа вруба

Заряды врубовых шпуров, взрывааемых в первую очередь, создают вторую обнаженную поверхность в забое, что облегчает работу остальных шпуров.

На выбор типа вруба влияют;

- поперечные размеры выработки
- трещиноватость пород
- направления напластования пород
- строение и крепость пород

Длина врубовых шпуров;

$$l_{вр} = (1,10 \div 1,20) l$$

Это позволяет разместить во врубовых шпурах больше ВВ для улучшения отрыва породы при образовании дополнительной плоскости обнажения.

Расстояние между концами(забоями) врубовых шпуров должно быть 200÷250 мм при клиновых врубах.

Расстояние между устьями врубовых шпуров зависит от крепости пород и равно

Коэф. крепости f	3-5	5-8	8-10	10-12	>12
Расстояние между устьями врубовых шпуров	1,2	1,0	0,8	0,7	0,6

В зависимости от горногеологических условий применяются следующие виды врубов;

- а) пирамидальный (4шт);
- б) клиновой-горизонтальный(4-6), вертикальный(4-6)
- в) призматический (3-5);
- г) котловой (1-3);
- д) конический(6-8);
- е) щелевой(4-8);

Комплект шпуров

При бурении забоя комплект шпуров состоит из врубовых, вспомогательных (отбойных) оконтуривающих шпуров

Число оконтуривающих шпуров

$$N_{ок} = \frac{\Pi}{a}$$

Π -периметр линии расположения устьев оконтуривающих шпуров

a -расстояние между соседними шпурами, принимается в зависимости от f породы.

Коэф.крепости, f	2-3	3-5	5-8	8-10	10-12	12-16	16-20	>20
Расстояние, м	1,2	1,0	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4

Линии расположения устьев оконтуривающих шпуров отстоит от периметра выработки на расстояние.

$b=0.2$ м при $f=12-20$;

$b=0.3$ при породах $f=6-12$;

$b=0.4$ м для пород с $f \leq 6$

Концы оконтуривающих шпуров выходят за проектный контур выработки на 50-100 мм при крепости пород $f \geq 16-20$; в проектном контуре при породах $f=8-14$, и не доходят до проектного контура на $50 \div 100_{мм}$ при породах с $f 6-8$

Отклонения от проектных размеров выработки со стороны кровли и стенок не должны превышать:

Коэф.крепости f	0,5-1,5	1,5-6	7-20
Допустимые переборы, мм	50	75	100

Комплект буров

Максимальная длина бура

$$l_{бура} = l_{max} + (0,2 + 0,25), м$$

l_{max} -максимальная длина шпура в забое, м

Длина забурника 0,6м

Длина забойки для крепких пород 45-60 см, для средней крепости 60-80см, для мягких 75-90¹.

¹ William A.H., Richard L.Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2009 Orebovo Sweden

Контрольные вопросы:

1. В каких условиях применяется буровзрывной способ выемки горных пород при подземной разработке?
2. Исходя из каких параметров выбираются типы взрывчатых веществ?
3. Как располагаются шпуровые или скважины при добыче полезных ископаемых?
4. Какие существуют нормативные сроки проходки горных выработок?

Используемые литературы:

1. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky. Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 Alabama USA
2. William A.H., Richard L. Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebovo Sweden.
3. Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений. Учебное пособие: Мурманск издательство МГТУ 2004.
4. Ткачëв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В. « Шахтное и подземное строительство». Технология строительства горных выработок: учебное пособие Новочеркасск 2008.

2-практическая работа:

Расчет производительности одноковшового карьерного экскаватора

Цель работы- определние основных технических параметров работы одноковшового экскаватора

Постановка задачи

Задачи :

- *Определение теоретической или паспортной производительности;*
- *Техническая производительность экскаватора;*
- *Определение коэффициента экскавации;*
- *Продолжительность цикла в зависимости от угла поворота экскаватора при разработке пород разных типов*

Пример выполнения работы

Теоретическая или паспортная производительность ($Q_{теор}$) – это объем породы, который может быть теоретически разработан с использованием всех конструктивных возможностей при непрерывной работе экскаватора в единицу времени (обычно за 1 ч). При этом коэффициенты наполнения ковша k_n и разрыхления породы $k_{рк}$ приняты равными единице, угол поворота ковша на выгрузку $\alpha_k = 90^0$ для мехлопат и $\alpha_k = 135^0$ для драглайнов.

$$Q_{теор} = 3600 \frac{E_k}{t}, \quad (1)$$

где: E_k – геометрическая емкость ковша экскаватора, м³;

t - время рабочего цикла по технической характеристике экскаватора, с.

Техническая производительность экскаватора при погрузке в автотранспорт определяется с учетом продолжительности рабочего цикла в реальных условиях, а также коэффициента экскавации, учитывающего разрыхление пород и положение ковша:

$$Q_{тех} = \frac{3600}{t_{ц}} E_k k_э, \text{ м}^3/\text{час} \quad (2)$$

где: $t_{ц}$ – продолжительность рабочего цикла экскаватора, с;

$k_э$ – коэффициент экскавации.

Примерные значения коэффициентов экскавации, наполнения и разрыхления приведены в табл. 1.

Таблица 1

Значения коэффициентов экскавации, наполнения и разрыхления породы в ковше

Породы	Коэффициент наполнения ковша	Коэффициент разрыхления породы	Коэффициент экскавации
мягкие	1,0 – 1,1	1,1	0,9 – 1,0
плотные	0,83 – 1,0	1,2	0,6 – 0,7
крепкие	0,8 – 0,9	1,4	0,4 – 0,6

Коэффициент экскавации показывает степень использования емкости ковша относительно объема породы, обмеренной в целике, и равен отношению коэффициента наполнения ковша k_n к коэффициенту разрыхления породы k_p :

$$k_э = \frac{k_n}{k_{pk}}, \text{ доли ед.} \quad (3)$$

Коэффициент наполнения может быть определен по формуле (3.3.6):

$$k_n = 1,28 - 0,75d_{cp}, \text{ доли ед.} \quad (4)$$

Коэффициент разрыхления породы в ковше может быть определен по формуле (5)

$$k_{pk} = 1,19 + 0,82d_{cp} \quad (6)$$

Продолжительность рабочего цикла одноковшового экскаватора при условии совмещения операций определяется по формуле

$$t_{\Sigma} = t_{\text{ч}} + t_{n.p} + t_{n.з.} + t_{p,c} \quad (7)$$

где: $t_{\text{ч}}$ – продолжительность черпания, с;

$t_{n.p}, t_{n.з.}$ - продолжительность поворотов к месту разгрузки и к забою, с;

t_p - продолжительность разгрузки ковша, с.

Продолжительность черпания зависит от высоты забоя и крепости горной породы, влияющих на время движения ковша по забою до его наполнения. Скорость перемещения ковша по забою обычно составляет 0,4 - 0,6 м/с.

В мягких породах перемещение ковша по забою производится при максимальных скоростях напорного и подъемного механизмов, при которых достигается быстрое наполнение ковша. Поворот экскаватора к пункту разгрузки и обратно в забой производится тоже на максимальных скоростях, но переходы к остановке осуществляются плавно.

Продолжительность рабочего цикла и производительность экскаватора при прочих равных условиях зависят от величины угла поворота экскаватора к пункту Разгрузки ковша. Средний угол поворота экскаватора измеряется между центром тяжести забоя и точкой разгрузки. Зависимость продолжительности цикла от угла поворота экскаватора с различными физико-механическими свойствами горных пород приведены в табл. 2 и рис. 1.

**Продолжительность цикла в зависимости от угла поворота
экскаватора при разработке пород разных типов**

Экскаваторы	Продолжительность цикла экскаваторов, с.								
	Мягкие породы			Плотные породы			Крепкие породы		
	Угол поворота, град.								
	45	90	180	45	90	180	45	90	180
ЭКГ – 8	19,2	22,6	28,6	23,5	27,6	33,5	28,7	33,8	37,4
ЭКГ – 15	21,4	25,2	31,4	25,0	29,4	35,8	29,5	34,7	41,3
ЭКГ – 20	25,8	30,3	36,9	31,9	37,5	40,4	38,3	45,0	50,0

Анализ полученных данных показывает, что время цикла при повороте на $\alpha_k=90^\circ$ составляет 25-35 с для карьерного экскаватора при емкости ковша 8 м³, 25-40 с – при емкости ковша 15 м³ и 30-45 с - при емкости ковше 20 м³ (меньшие значения - для более мягких пород).

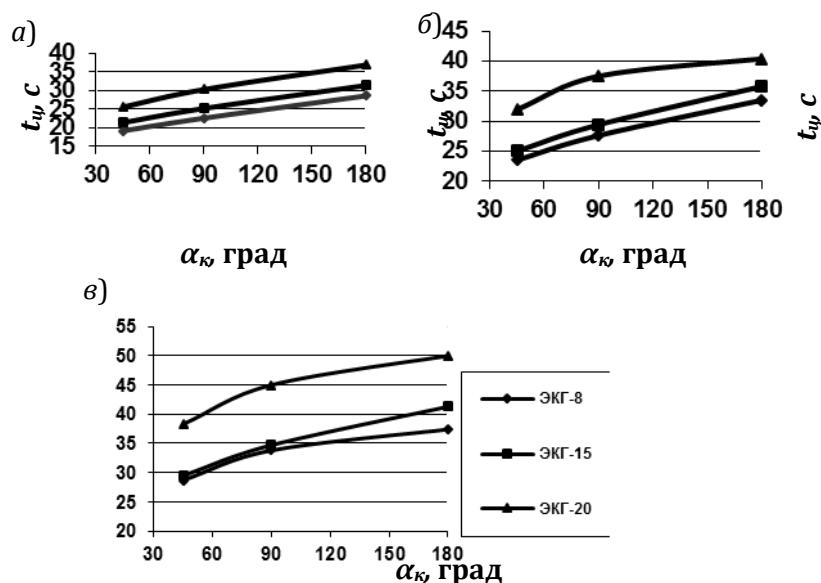


Рис. 1. Зависимость продолжительности цикла работы экскаваторов ЭКГ-8, ЭКГ-15 и ЭКГ-20 от угла поворота для мягких (а), плотных (б) и крепких (в) пород:

α_k – угол поворота ковша из забоя к месту разгрузки.

При разработке тонких пластов заполнение ковша замедляется, а время цикла возрастает на 25 %. Если угол поворота сократить до 45^0 , то время цикла уменьшится на 15 %, если угол поворота увеличить до 180^0 , то время цикла возрастает на 30%.

Контрольные вопросы:

1. В каких условиях применяется буровзрывной способ выемки горных пород при подземной разработке?
2. Исходя из каких параметров выбираются типы взрывчатых веществ?
3. Как располагаются шпуровые или скважины при добыче полезных ископаемых ?

Используемая литература:

1. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 Alabama USA
2. William A.H., Richard L. Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebovo Sweden.
3. Ткачѳв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В. « Шахтное и подземное строительство». Технология строительства горных выработок: учебное пособие Новочеркасск 2008.
4. Б. А. Картозия, Б. И. Федунец, М. М. Шуплик и др . Шахтное и подземное строительство. Учебник для вузов. Том 1. Издательство Академии горных наук. Москва 2001 г.

3- практическое занятие

Расчет производительности автотранспорта

Цель работы- определние основных технических параметров работы автомобильного транспорта

Постановка задачи

Задачи :

- Расчет производительности автомобильного транспорта
- *Техническая производительность экскаватора;*

Рассчитать скорость автосамосвала по динамическим характеристикам для карьеров - - - Рассчитать безопасную скорость движения

Пример выполнения работы

4.3.5 Расчет производительности автотранспорта

Расчет параметров автотранспорта в конкретных горнотехнических условиях производится в два этапа:

Этап 1. Осуществляется выбор модели и грузоподъемности автосамосвала в следующем порядке:

1. Для заданной производительности карьера и известной модели экскаватора по табл. 4.3.8. для конкретных условий (насыпной плоскости пород, расстояния транспортирования) определяется диапазон приемлемой грузоподъемности автосамосвала.

2. По схеме (рис. 4.3.1) устанавливается диапазон рациональной грузоподъемности автосамосвала.

3. По табл. 4.3.1 – 4.3.4 из диапазона рациональной грузоподъемности выбирается модель автосамосвала.

Пример. 4.3.1.

Выбрать модель автосамосвала для карьера производительностью 12 млн.т/год. Породы насыпной плотностью 1,7 т/м³, расстояние перевозки 2,5 км, экскаватор с ковшем емкостью 4 м³.

Решение.

По табл. 4.3.8 устанавливаем, что для заданных условий диапазон приемлемой грузоподъемности составит 30...45 т. Из этого диапазона по схеме (рис. 4.3.1) уточняем диапазон грузоподъемности автосамосвала: 28...35 т. По табл. 4.3.1 выбираем автосамосвал БелАЗ-7540А грузоподъемностью 30 т.

Этап 2. Рассчитывается скорость движения, время погрузки, движения и рейса, а также парк машин.

Скорость автосамосвала для каждого участка трассы определяется по динамической характеристике самосвала или по формуле

$$v = \frac{3600N}{F_K} \eta_m \eta_{o.m.}, \text{ км/ч} \quad (4.3.1)$$

$$F_K = 1000P_{cy}\Psi, \text{ кН} \quad (4.3.2)$$

$$P_{cy} = k_{cy}P_q \quad (4.3.3)$$

где N – мощность дизеля, кВт;

η_m – КПД трансмиссии (при механической передаче 0,72 - 0,82, при гидромеханической 0,7 - 0,72, при электромеханической 0,69 - 0,71);

$\eta_{o.m.}$ – коэффициент отбора мощности на собственные нужды автомобиля,
 $\eta_{o.m.} = 0,75 - 0,85$;

F_K – касательная сила тяги, кН;

P_{cy} – сцепной вес самосвала, кН;

Ψ – коэффициент сцепления колес с дорогой (табл. 4.3.9);

P_q – полная масса автомобиля, т;

g – ускорение свободного падения, м/с²;

k_{cy} – коэффициент сцепного веса:

колесная формула	4x2	4x4	6x2	6x4	8x4
самосвала					
коэффициент	0,65		0,4	0,7	0,5
сцепного веса k_{cy}		1,0			

В карьерах Узбекистана применяются автосамосвалы с колесной формулой 4x2 (4 колеса, из которых 2 ведущих), поэтому формула (4.3.3) может быть представлена в виде:

$$P_{cy} = 0,65P_q \quad (4.3.4)$$

Полная масса автомобиля определяется сложением грузоподъемности G_a и массы снаряженного автомобиля $P_{сн}$:

$$P_q = G_a + P_{сн}, \text{ т} \quad (4.3.5)$$

Таблица 4.3.8

Область применения автосамосвалов различной грузоподъемности

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Грузоподъемность автосамосвалов, т					
	$L_{mp} \leq 1,5$ км		$1,5 \text{ км} < L_{mp} \leq 3$ км		$3 \text{ км} < L_{mp} < 5$ км	
	$\gamma_n < 1,3$ т/м ³	$\gamma_n > 1,3$ т/м ³	$\gamma_n \leq 1,3$ т/м ³	$\gamma_n > 1,3$ т/м ³	$\gamma_n \leq 1,3$ т/м ³	$\gamma_n > 1,3$ т/м ³
До 2,5	10÷20	15÷ 25	10÷ 20	15÷ 30	10÷ 20	20÷ 30
2÷ 4	20÷ 30	30÷ 45	20÷ 30	30÷ 45	20÷ 30	30÷ 45
4÷ 6	30÷ 45	30÷ 45	30÷ 45	30÷ 45	30÷ 45	45÷ 75
6÷ 10	45÷ 75	45÷ 75	45÷ 75	55÷ 90	45÷ 75	55÷ 90
10÷ 15	75÷ 110	75÷ 110	до 130	110÷ 170	130÷ 150	130÷ 180
15÷ 20	150÷ 180	150÷ 180	150÷ 180	170÷ 220	150÷ 180	170÷ 220
более 20	180÷ 220	180÷ 220	180÷ 220	180÷ 320	180÷ 220	180÷ 320

Примечание *Для суровых климатических условий

γ_n - насыпная плотность породы, т/м³

L_{mp} - расстояние транспортирования породы, км

Таблица 4.3.9

*Коэффициент сцепления ψ колес карьерных автосамосвалов с
дорогой*

Дороги	Состояние покрытие дороги		
	сухое	мокрое	загрязненное
Постоянные дороги:			
- щебеночным с поверхностной обработкой	0,57-0,75	0,43-0,55	0,4
- асфальтовым	0,7	0,4	0,25
- асфальтобетонным и бетонным	0,7	0,45	0,3
Временные дороги:			
- забойные укатанные проезды	0,6	0,4-0,5	
- отвальные укатанные проезды	0,4-0,58	0,2-0,34	

Примечание: на дорогах, покрытых снегом, коэффициент сцепления снижается до 0,2 ... 0,3; при гололеде до 1,5 ... 0,2.

На забойных и отвальных дорогах правилами безопасности скорость ограничивается до 15-20 км/ч.

Пример. 4.3.2.

Рассчитать скорость автосамосвала по динамическим характеристикам для карьеров Узбекистана при следующих исходных данных.

- автосамосвал БелАЗ 7557;
- мокрая асфальтированная дорога после дождя.

Решение.

Для того чтобы рассчитать скорость автосамосвала по динамическим характеристикам воспользуемся формулами (4.3.1, 4.3.2 и 4.3.3). Для этого по формуле (4.3.5) определяем полную массу снаряженного автомобиля, воспользовавшись данными табл. 4.3.1. $P_q = 90 + 74 = 164$ т. Так как в карьерах Узбекистана применяются автосамосвалы с колесной формулой 4х2, сцепной вес автосамосвала определим по формуле (4.3.4):

$$P_{сц} = 0,65P_q = 0,65 \cdot 164 = 106,6 \text{ кН}$$

По табл. 4.3.9. определяем коэффициент сцепления колес с дорогой. Для нашего примера он равен $\Psi = 0,4$.

По формуле (4.3.2) рассчитываем касательную силу тяги:

$$F_K = 1000P_{сц}\Psi = 1000 \cdot 106,6 \cdot 0,4 = 42640 \text{ кН}$$

Так как автосамосвал с гидромеханической трансмиссией примем КПД равным $\eta_T = 0,71$, а коэффициент отбора мощности – $\eta_{о.м} = 0,80$.

По табл. 4.3.1. определяем мощность дизеля. Для нашего примера она равна 783 кВт.

По формуле (4.3.1) рассчитываем скорость:

$$v = \frac{3600 \cdot 783}{42640} \cdot 0,81 \cdot 0,80 = 42,8 \text{ км/ч}$$

Безопасная скорость движения автомашин определяется также из условия, чтобы длина тормозного пути при экстренном торможении при данном значении скорости была бы меньше расстояния видимости или интервала между соседними машинами.

Аналитически безопасная скорость движения подсчитывается по формуле:

$$v_{без} = g(\varphi_p + f_k \pm i) \left[\sqrt{t_{reak}^2 + \frac{2(S_e - l_3)}{g(\varphi_p + f \pm i)} - t_{reak}} \right], \quad (4.3.6)$$

где φ_p - коэффициент сцепления колес с дорогой (по табл.4.3.9);

i - уклон, доли ед.;

t_{reak} - время реакции шофера и срабатывание тормозов при остановки машины ($t_{reak} = 1,2 \dots 1,5$ с), с;

S_B - расстояние видимости, зависящее от погодных условий, времени суток, схемы движения в траншее, радиуса поворота дороги и пр. (S_B в среднем составляет 40 – 60 м), м;

l_3 - запас длины остановочного пути ($l_3 = 8 \dots 12$ м), м;

f_k - коэффициент качения, для бетонных и асфальтовых дорог $f_k = 0,010 \dots 0,012$, для щебеночных укатанных - $f_k = 0,015 \dots 0,025$, для щебеночных и гравийных необработанных - $f_k = 0,030 \dots 0,040$, для забойных укатанных дорог - $f_k = 0,040 \dots 0,060$ и для отвальных неукатанных дорог - $f_k = 0,090 \dots 0,240$.

Для тяговых расчетов карьерных автосамосвалов обычно принимают следующие средние значения коэффициента сцепления: влажная чистая дорога (нормальные условия движения) $\varphi_p = 0,40 \dots 0,50$; чистая сухая дорога (особо благоприятные условия движения) $\varphi_p = 0,60 \dots 0,70$; скользкая, грязная или обледенелая дорога (неблагоприятные условия движения) $\varphi_p = 0,15 \dots 0,20$.

Безопасная скорость движения на кривой ограничивается не только условиями видимости, но и возможностью заноса автомобиля и определяется по формуле

$$v_{без.к} = \sqrt{gR(\varphi' \pm i_g)}, \text{ м/с} \quad (4.3.7)$$

где R - радиус поворота дороги, м;

φ' - коэффициент бокового скольжения (сцепления) колеса с дорогой (обычно $\varphi' = 0,32 \varphi_p$);

i_g - уклон виража, обычно равный 0,060.

Величина подъема автомобильной дороги по условиям нескольжения без пробуксовки определяется по формуле

$$i_m = \frac{P_{cu} \varphi_p - W_g}{P_q} - f_k, \text{ } 0/00 \quad (4.3.8)$$

где W_g - сопротивление воздуха, кг.

Сопротивление воздуха определяется по формуле:

$$W_6 = k_o F^2 v^2, \text{ кг} \quad (4.3.9)$$

где k_o - коэффициент обтекаемости ($k_o = 0,07 \dots 0,10$);

F - лобовая площадь автомобиля (определяется по графику рис.4.3.8), м.

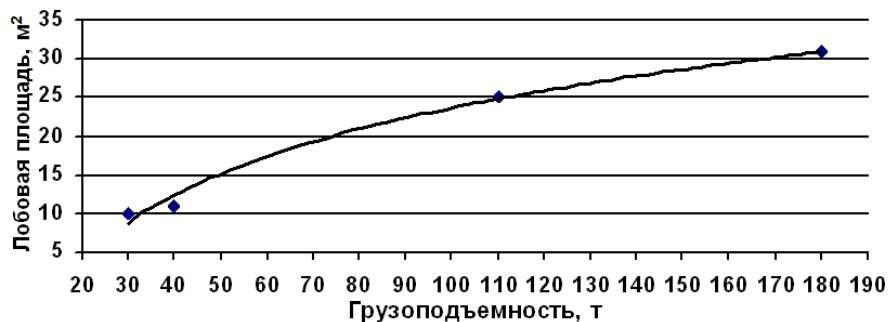


Рис. 4.3.8. Зависимость лобовой площади автосамосвалов от грузоподъемности.

Обычно даже в плохих условиях движения, например на щебеночной дороге, покрытой грязью, величина подъема для груженных машин составляет 130 – 140 ‰.

Пример. 4.3.3.

Рассчитать безопасную скорость движения для следующих условий:

- обледенелая щебеночная необработанная дорога;
- уклон $i = 0,135$
- машиной управляет шофер с высоким опытом.

Решение.

Для решения воспользуемся формулой (4.3.6), приняв:

- коэффициент сцепления колес с дорогой примем равный $\varphi_p = 0,16$;
- время реакции шофера $t_{реак} = 1,2$ с;
- расстояние видимости $S_v = 50$ м;
- запас длины остановочного пути $l_3 = 10$ м;
- коэффициент качения для щебеночных необработанных дорог $- f_k = 0,030 \dots 0,040$, примем $f = 0,035$.

Подставив полученные данные в формулу (4.3.6), рассчитаем безопасную скорость движения:

$$v_{\text{без}} = 9,8(0,16 + 0,035 + 0,1) \left[\sqrt{1,2^2 + \frac{2(50 - 10)}{9,8(0,16 + 0,035 + 0,1)}} - 1,2 \right] = 15,3, \text{ км/ч}$$

Производительность автотранспорта зависит от его грузоподъемности и скорости движения.

Техническая производительность автосамосвалов определяется по формуле,:

$$Q_t = G_a n_{\text{рейс}} k_{\text{зпн}}, \text{ т/ч} \quad (4.3.10)$$

а эксплуатационная

$$Q_{\text{см}} = Q_t T_{\text{см}} k_u, \text{ т/смена} \quad (4.3.11)$$

где G_a – грузоподъемность автосамосвала, т;

$n_{\text{рейс}}$ – число рейсов в час;

$k_{\text{зпн}}$ – коэффициент использования грузоподъемности ($k_{\text{зпн}} = Q_t / G; k_{\text{зпн}} = 0,87 \div 0,98$;

Q_t – масса груза в кузове автосамосвала, т;

$T_{\text{см}}$ – длительность смены, ч;

k_u – коэффициент использования самосвала в смену.

Число рейсов в час зависит от продолжительности рейса, t_p

$$n_{\text{рейс}} = \frac{1}{t_p}, \quad (4.3.12)$$

$$t_p = t_n + t_{\text{разгр}} + t_{\text{зр}} + t_{\text{нор}} + t_m, \quad (4.3.13)$$

где t_n – время погрузки экскаватором одного автосамосвала, ч;

$t_{\text{зр}}$ и $t_{\text{нор}}$ – время движения груженого и порожнего самосвала, ч;

$t_{\text{разгр}}$ – время разгрузки автосамосвала, $t_p = 0,017 \dots 0,02$ ч;

t_m – время, затрачиваемое на маневры в забое и пункте разгрузки, $t_m = 0,017 \dots 0,05$ ч.

Время погрузки самосвала определяем по технической производительности экскаватора:

$$t_n = \frac{E_a}{Q_{mex}}, \text{ ч} \quad (4.3.14)$$

где: E_a – емкость кузова автосамосвала, м³;

Q_{mex} – техническая производительность экскаватора, м³/ч.

Время движения груженого и порожнего самосвала определим по формулам:

$$t_{gp} = \frac{L_{gp}}{v_{gp} k_{pazg}}; \quad t_{nop} = \frac{L_{nop}}{v_{nop} k_{pazg}} \quad (4.3.15)$$

где: L_{gp} , L_{nop} – длина пути в грузовом и порожнем направлении, км;

v_{gp} и v_{nop} – скорость движения груженого и порожнего автосамосвала (определяется в зависимости от длины транспортирования и высоты подъема), км/ч;

$k_{pazg} = 1,1$ – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала.

Современные карьерные автосамосвалы разных фирм-изготовителей по своим техническим характеристикам близки друг к другу, а фактическая скорость движения в карьере практически не зависит от модели автосамосвала. Этот вывод позволяет использовать эталонную производительность для оценки производительности автосамосвалов любой модели. В результате обработки статистических материалов получено математическое выражение, пригодное для этих целей:

$$Q_{cm} = 0,01 \frac{q_a k_e k_{zpn}}{k_p \rho} (2712 - 888 \ln L + 20h), \text{ м}^3/\text{смена} \quad (4.3.16)$$

или $Q_{cm} = Q_{cmo} \rho$, Т/см

где Q_{cm} – производительность автосамосвала за смену продолжительностью 8 ч, м³/смена (в пересчете на ненарушенный массив);

q_a – грузоподъемность автосамосвала, т;

k_2 – коэффициент технической готовности, характеризующий надежность автосамосвала, $k_2 = 0,75 \dots 1,0$ (чаще 0,85 – 0,95);

k_{zpn} = коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала, $k_{zpn} = 0,87 – 0,98$;

k_p – коэффициент разрыхления скальной породы в кузове, $k_p = 1,50 – 1,70$;

ρ - плотность породы в ненарушенном горном массиве, т/м³.

При другой продолжительности смены производительность $Q_{смо}$ и $Q_{смв}$ изменяется прямопропорционально продолжительности новой смены.

Месячная производительность автосамосвала Q_m определяются по формуле:

$$Q_m = Q_{см} n_{см} t_m k_{вып}, \quad (4.3.17)$$

где $n_{см}$ – режим работы автосамосвала в карьере, смен в сутки;

t_m – продолжительность месяца, суток;

$k_{вып}$ – коэффициент выпуска автосамосвалов на линию, $k_{вып} = 0,65 \dots 0,85$, (чаще 0,7 – 0,8).

Годовая производительность автосамосвалов определяется исходя из сменной производительности, с учетом коэффициента выпуска машин на линию и режима работы карьера (т/ч):

$$Q_{год} = 12Q_m, \quad (4.3.18)$$

Количество автосамосвалов, необходимое для обслуживания одного экскаватора,

$$N_p = \frac{t_p}{t_n}, \text{ штук} \quad (4.3.19)$$

Расчетное количество самосвалов округляется до целого числа с учетом того, что округление в меньшую сторону ведет к простоя экскаватора, в большую – простоя автосамосвалов. При расчете числа автосамосвалов необходимо учитывать, что минимальное соотношение между вместимостью

ковша экскаватора и вместимостью кузова автосамосвала должен быть не менее трех.

Рабочий парк автосамосвалов должен обеспечить необходимый грузооборот карьера:

$$N_p = \frac{W_{z.o.} k_n}{Q_{cm} n_{cm}}, \quad (4.3.20)$$

Инвентарный парк:

$$N_u = \frac{N_p}{k_{вып}}, \quad (4.3.21)$$

где $W_{z.o.}$ – грузооборот карьера в сутки, т;

$k_n = 1,1$ – коэффициент неравномерности работы транспорта;

n_{cm} – число смен в сутки;

Расход топлива определяется по формуле:

$$R_z = r_z Q_{cm} \rho L \cdot 10^{-6}. \quad (4.3.22)$$

где R_z – расход топлива, т/смену;

r_z – удельный расход топлива, г/т.км

Q_{cm} – *производительность автосамосвала*

Контрольные вопросы:

1. В каких условиях применяется буровзрывной способ выемки горных пород при подземной разработке?
2. Исходя из каких параметров выбираются типы взрывчатых веществ?
3. Как располагаются шпуровые скважины при добыче полезных ископаемых?
4. Какие существуют нормативные сроки проходки горных выработок?

Используемые литературы:

1. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky. Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 Alabama USA
2. William A.H., Richard L. Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebovo Sweden.
3. Ткачѳв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В. « Шахтное и подземное строительство». Технология строительства горных выработок: учебное пособие Новочеркасск 2008.

V. БАНК КЕЙСОВ КЕЙС №1

Тема:	Вскрытие месторождений полезных ископаемых при подземной разработке
Цель:	Изучение способов и схем вскрытия месторождений. Сравнение достоинств и недостатков вариантов вскрытия в конкретных условиях исходя из горно-геологических характеристик месторождения и выбор оптимального варианта вскрытия месторождения.
Задачи:	Выбор эффективного варианта вскрытия месторождений при подземной разработке
Результативность обучения:	Участники имеют представление о способах и схемах вскрытия и о достоинствах и недостатках. Научатся применять в конкретных условиях применять наиболее оптимальный вариант вскрытия исходя из горно-геологических условий.
Критерии успешности:	Понимание необходимости совершенствования способа вскрытия при подземной разработке месторождений полезных ископаемых. Составляются разные варианты вскрытия и их экономическая целесообразность. Выбирается наиболее приемлемый вариант вскрытия.
Ключевая идея:	Выбор оптимального варианта вскрытия при подземной разработке месторождений полезных ископаемых с целью снижения себестоимости добычи полезного ископаемого исходя из мирового опыта применения способов вскрытия.
Ресурсы, материалы и оборудование:	Флипчарт, маркеры, стикеры, проектор и презентационный материал

Вскрытие месторождений полезных ископаемых при подземной разработке является основным фактором определяющим правильность ведения горных работ. Который непосредственно влияет на себестоимость добычи полезного ископаемого. Изучение способов и схем вскрытия месторождений для каждого месторождения требует тщательного изучения горно-геологических свойств горных пород.. Сравнение достоинств и недостатков вариантов вскрытия в конкретных условиях дает возможность выбирать наиболее эффективный вариант вскрытия месторождения.

КЕЙС №2

Тема:	Проблемы транспортировки горной массы при разработке углубляющихся каьеров
Цель:	Выбор эффективного варианта транспортировки горной массы из нижних горизонтов каьеров
Задачи:	-изучение видов и способов транспортировки горной массы на карьерах; -сравнение достоинств и недостатков вариантов транспортировки конкретных условиях исходя из горно-геологических характеристик месторождения; -выбор оптимального варианта транспортировки горной массы;
Результативность обучения:	Участники имеют представление о способах транспортировки горной массы на карьерах и о достоинствах и недостатках видов транспортировки. Научатся применять в конкретных условиях применять вид транспортировки исходя из горно геологических условий.
Критерии успешности:	-понимание необходимости совершенствования вида транспортировки при разработке каьеров; -составляются разные варианты транспортировки горной массы и их экономическая целесообразность; -выбирается наиболее приемлемый вариант транспортировки горной массы;
Ключевая идея:	Выбор оптимального варианта транспортировки при разработке углубляющихся карьеров с целью снижения себестоимости добычи полезного ископаемого исходя из мирового опыта применения видов транспортировки.
Ресурсы, материалы и оборудование:	Флипчарт, маркеры, стикеры, проектор и презентационный материал

Кейс: Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом с каждым годом становится труднее. Потому что с каждым годом горные работы придется вести на глубоких горизонтах. С увеличением глубины карьеров появляется проблема проветривания карьера и дорого обходится транспортировка горной массы. Связи с этим возникает вопрос внедрения экономически эффективного вида транспортировки горной массы. Выбор способа транспортировки горной массы на карьерах должно выбираться исходя из мирового опыта применяемых на зарубежных крупных карьерах. Экономическое сопоставление разных вариантов транспортировки дает возможность выбирать наиболее оптимальный вариант при транспортировке горной массы с целью снижения добычи полезного

ископаемого с одновременной обеспечением здоровых условий труда для горнорабочих путем сокращения попадания выхлопных газов выделяющихся из транспортных средств.

КЕЙС №3

Тема:	Проблемы обеспечения устойчивости бортов карьеров при транспортировке горной массы с помощью КНК
Цель:	Контроль за состоянием устойчивости бортов карьеров при транспортировке горной массы с помощью КНК-270 на карьере Мурунтау
Задачи:	Изучение напряженно деформированного состояния нерабочего борта карьера в котором расположен КНК-270 и влияние работы конвейера на состояние борта карьера
Результативность обучения:	участники имеют представление естественном напряженном деформированном состоянии массивов горных пород и о влиянии взрывных работ на карьере которые отражаются на карьере в виде деформаций.
Критерии успешности:	понимание необходимости совершенствования вида транспортировки при разработке карьеров. Составляются разные варианты транспортировки горной массы и их экономическая целесообразность. Разрабатываются меры по предотвращению действий взрывных работ для сохранения устойчивости бортов карьеров. Выбирается наиболее приемлемый вариант транспортировки горной массы.
Ключевая идея:	Разработка мероприятий для сохранения устойчивости борта карьера
Ресурсы, материалы и оборудование:	Флипчарт, маркеры, стикеры, проектор и презентационный материал

Кейс: Состояние устойчивости бортов карьеров является основным критерием бесперебойной работы карьеров. Изучение напряженно деформированного состояния нерабочего борта карьера требует особого внимания и тщательного контроля за состоянием бортов карьера. На нерабочем борту карьера «Мурунтау» установлен КНК-270 который имеет годовую производственную мощность 10 млн. т рудной массы в году. Для этого необходимо совершенствовать методы контроля и разрабатывать новые способы ведения взрывных работ которые в основном влияют на состояние бортов карьера. в котором расположен КНК-270 и влияние работы конвейера на состояние борта карьера

КЕЙС №4

Тема:	Комбинированная разработка месторождений полезных ископаемых
Цель:	Выбор оптимального варианта открыто-подземного способа разработки
Задачи:	Изучение годовой производственной мощности при переходе от открытого способа разработки на комбинированный способ разработки и определение параметров комбинированного способа разработки.
Результативность обучения:	Участники имеют представление о способах транспортировки горной массы на крьерах и о достоинствах и недостатках видов транспортировки. Научатся применять в конкретных условиях применять вид транспортировки исходя из горно геологических условий.
Критерии успешности:	<ul style="list-style-type: none"> - понимание необходимости совершенствования педагогического мастерства; - формирование уверенности в необходимости реформирования стратегий управления; - овладение информацией о методе кейсов в рамках профессионального совершенствования; - способность доказать важность использования данного интерактивного метода в практике управления образовательным процессом;
Ключевая идея:	Сущность интерактивного метода case-study. Собственное совершенствование педагога позволит повысить результативность методического взаимодействия в целом.
Ресурсы, материалы и оборудование:	Флипчарт, маркеры, стикеры, проектор и презентационный материал

Кейс: Освоение прикарьерных запасов рудников позволяет существенным образом снизить затраты на разработку месторождений за счет использования для их вскрытия карьерного пространства, а также применения карьерных транспортных коммуникаций и технических средств для доставки полезного ископаемого к рудоподготовительным комплексам.

Кроме того, возможность размещения в выработанном пространстве, образующемся после отработки прикарьерных запасов, хвостов обогащения и неиспользуемой части вскрышных пород создает благоприятные предпосылки для снижения масштабов изъятия земель и загрязнения окружающей среды. В основу формирования эффективных технологических схем отработки прикарьерных запасов могут быть положены три способа сочетания элементов открытых и подземных горных работ:

VI. ГЛОССАРИЙ

Термин	Комментарий на русском языке	Комментарий на английском языке
Анкерирование-Bolting	Работы по креплению горных выработок анкерной крепью, включающие бурение скважин, установку анкеров, опорных шайб и подхватов	drilling a hole, and inserting a bolt to strengthen the ceiling and walls of an underground mine
Дробилка-Crusher	Аппарат в котором осуществляется дробление крупных кусков минерального сырья	a machine used to crush ore before it is transported
Штрек-Drift	Горизонтальная подземная горная выработка, проведенная по простиранию наклонно залегающего месторождения или при любом направлении при горизонтальном его залегании	a horizontal underground tunnel that follows a vein or ore body
Буровзрывные работы-Drilling and blasting	Сосокупность взрывания и подготовительного к нему бурения шпуров и скважин при добычании полезных ископаемых, провнедении горных выработок, строительстве сооружений в крепких горных попрадах	the process of using a drill to create long, narrow cylindrical holes in the rock, and filling these holes with explosives which are then detonated to fragment the rock
Буровой станок-Jumbo	Машина предназначенная для бурения скважин на открытых, подземных и геологоразведочных работах	a drill which is capable of drilling more than one hole at a time and is especially useful in preparation for blasting
Автосамосвал карьерный - LoadHaulDump	Грузовой автосамосвал с усиленным кузовом, опрокидывающимся для разгрузки при помощи гидравлических цилиндров	a vehicle with a large bucket on the front used for transporting ore to crushing stations and mucking
Минерал-Mineral	Простые либо сложные природные тела, приблизительно однородные по химическому составу и физическим свойствам	naturally occurring chemical compound with a unique three dimensional crystalline structure and chemical

		composition; component or rocks
Отбитая руда(порода)-Muck	Отделенная часть полезного ископаемого(породы) от массива посредством приложения внешней силы с одновременным дроблением его для перемещения по горным выработкам	waste rock that has been broken by blasting
Рудное тело-Orebody	Горные породы или минеральные образования с содержанием полезных компонентов, обеспечивающим экономическую целесообразность их извлечения при современном состоянии техники	a naturally occurring concentration of minerals that can be mined at a profit
Рудоспуск-Ore pass	Небольшой площади сечения вертикальная или наклонная горная выработка или часть выработанного пространства, ограниченная крепью и предназначенная для перепуска руды под действием собственной массы.	a vertical or inclined passage that is used for transporting ore down to a lower level or hoist
Целик-Pillar	Часть полезного ископаемого, не извлеченное или временно не извлекаемое в процессе разработки	the columns of rock that are left to support the ceiling in room and pillar mining
Восстающий-Raise	Вертикальная или наклонная горная выработка, проводимая по восстанию залежи	a vertical or inclined opening from one level of a mine that is driven toward the level above
Скип-Skip	Сосуды предназначенные для подъема полезного ископаемого и породы	a self-dumping bucket used in a shaft for hoisting ore or rock
Хвосты-Tailings	Полученный в результате обогащения продукт, в котором содержание ценного компонента ниже чем в исходном материале и в других продуктах тех же операций переработки	materials rejected from a mill after the recoverable valuable minerals have been extracted

VII. СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

I. Ўзбекистон Республикаси Президентининг асарлари

1. Каримов И.А. Ўзбекистон мустақилликка эришиш остонасида. - Т.:“Ўзбекистон”, 2011.
2. Мирзиёев Ш.М. Буюк келажакимизни мард ва олижаноб халқимиз билан бирга курашимиз. – Т.: “Ўзбекистон”. 2017. – 488 б.
3. Мирзиёев Ш.М. Миллий тараққиёт йўлимизни қатъият билан давом эттириб, янги босқичга кўтарамиз – Т.: “Ўзбекистон”. 2017. – 592 б.

II. Норматив-ҳуқуқий ҳужжатлар

4. Ўзбекистон Республикасининг Конституцияси. – Т.: Ўзбекистон, 2019.
5. Ўзбекистон Республикасининг “Таълим тўғрисида”ги Қонуни.
6. Ўзбекистон Республикасининг “Коррупцияга қарши курашиш тўғрисида”ги Қонуни.
7. Ўзбекистон Республикаси Президентининг 2015 йил 12 июндаги “Олий таълим муасасаларининг раҳбар ва педагог кадрларини қайта тайёрлаш ва малакасини ошириш тизимини янада такомиллаштириш чора-тадбирлари тўғрисида” ги ПФ-4732-сонли Фармони.
8. Ўзбекистон Республикаси Президентининг 2017 йил 7 февралдаги “Ўзбекистон Республикасини янада ривожлантириш бўйича Ҳаракатлар стратегияси тўғрисида”ги 4947-сонли Фармони.
9. Ўзбекистон Республикаси Президентининг 2018 йил 3 февралдаги “Хотин-қизларни қўллаб-қувватлаш ва оила институтини мустаҳкамлаш соҳасидаги фаолиятни тубдан такомиллаштириш чора-тадбирлари тўғрисида”ги ПФ-5325-сонли Фармони.
10. Ўзбекистон Республикаси Президентининг 2019 йил 17 июндаги “2019-2023 йилларда Мирзо Улуғбек номидаги Ўзбекистон Миллий университетида талаб юқори бўлган малакали кадрлар тайёрлаш тизимини тубдан такомиллаштириш ва илмий салоҳиятини ривожлантириш чора-тадбирлари тўғрисида”ги ПҚ-4358-сонли Қарори.
11. Ўзбекистон Республикаси Президентининг 2019 йил 11 июлдаги «Олий ва ўрта махсус таълим тизимида бошқарувнинг янги тамойилларини жорий этиш чора-тадбирлари тўғрисида»ги ПҚ-4391- сонли Қарори.
12. Ўзбекистон Республикаси Президентининг 2019 йил 11 июлдаги «Олий ва ўрта махсус таълим соҳасида бошқарувни ислоҳ қилиш чора-тадбирлари тўғрисида»ги ПФ-5763-сон фармони.
13. Ўзбекистон Республикаси Президентининг 2019 йил 27 августдаги

“Олий таълим муассасалари раҳбар ва педагог кадрларининг узлуксиз малакасини ошириш тизимини жорий этиш тўғрисида”ги ПФ-5789-сонли фармони.

14. Ўзбекистон Республикаси Президентининг “2019-2021 йилларда Ўзбекистон Республикасини инновацион ривожлантириш стратегиясини тасдиқлаш тўғрисида”ги 2018 йил 21 сентябрдаги ПФ-5544-сонли Фармони.

15. Ўзбекистон Республикаси Президентининг 2019 йил 27 майдаги “Ўзбекистон Республикасида коррупцияга қарши курашиш тизимини янада такомиллаштириш чора-тадбирлари тўғрисида”ги ПФ-5729-сон Фармони.

16. Ўзбекистон Республикаси Президентининг 2017 йил 2 февралдаги “Коррупцияга қарши курашиш тўғрисида”ги Ўзбекистон Республикаси Қонунининг қоидаларини амалга ошириш чора-тадбирлари тўғрисида”ги ПҚ-2752-сонли қарори.

17. Ўзбекистон Республикаси Президентининг “Олий таълим тизимини янада ривожлантириш чора-тадбирлари тўғрисида”ги 2017 йил 20 апрелдаги ПҚ-2909-сонли қарори.

18. Ўзбекистон Республикаси Президентининг “Олий маълумотли мутахассислар тайёрлаш сифатини оширишда иқтисодиёт соҳалари ва тармоқларининг иштирокини янада кенгайтириш чора-тадбирлари тўғрисида”ги 2017 йил 27 июлдаги ПҚ-3151-сонли қарори.

19. Ўзбекистон Республикаси Президентининг “Нодавлат таълим хизматлари кўрсатиш фаолиятини янада ривожлантириш чора-тадбирлари тўғрисида”ги 2017 йил 15 сентябрдаги ПҚ-3276-сонли қарори.

20. Ўзбекистон Республикаси Президентининг “Олий таълим муассасаларида таълим сифатини ошириш ва уларнинг мамлакатда амалга оширилаётган кенг қамровли ислохотларда фаол иштирокини таъминлаш бўйича қўшимча чора-тадбирлар тўғрисида”ги 2018 йил 5 июндаги ПҚ-3775-сонли қарори.

21. Ўзбекистон Республикаси Вазирлар Маҳкамасининг 2012 йил 26 сентябрдаги “Олий таълим муассасалари педагог кадрларини қайта тайёрлаш ва уларнинг малакасини ошириш тизимини янада такомиллаштириш чора-тадбирлари тўғрисида”ги 278-сонли Қарори.

Основная литература:

1. William A.H., Richard L.Bullock.Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2009 Orebovo Sweden
2. Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky . Introductory Mining Engineering (2nd Edition): Wiley 2002 AlabamaUSA

3. William A.H., Richard L.Bullock. Underground mine methods-Engineering Fundamentals and International Case Studies 2003 Orebvo Sweden.
4. Benchmarking the energy consumption of canadian underground bulk mines. Canada 2005
5. Design fires in underground hard rock mines. Rickard Hansen. Printed by Mälardalen University, Västerås, Sweden 2011
6. MineralsEd, *Social Studies 10/11: Mining in BC A Resource Unit*; The Northern Miner, Mining Explained: A Layman's Guide. 1996
7. Basics of mining and Mineral processing. American schools of mines. W Scot Dunbar University British Columbia 2012.
8. Ткачѐв В.А., Прокопов А.Ю., Кочетов Е.В. « Шахтное и подземное строительство». Технология строительства горных выработок: учебное пособие Новочеркасск 2008.

Интернетные ресурсы:

1. <http://www.rusmet.ru/minjornal/> - «Горный журнал».
2. <http://www.elibraty.ru/> - научная электронная библиотека.
3. <http://mggu.ru> – Московский государственный горный университет.
4. <http://www.rsl> – Российская государственная библиотека