

КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН И ВЫПОЛНЕНИЕ ПРОГРАММНОГО МАТЕРИАЛА
(лекционные, лабораторные, практические занятия)

по дисциплине: **Процессы и технология открытых горных работ**

Лекции читает: Хахимов Ш.И.

Факультет: Горный

Практические занятия ведет: Толипов Н.У

Курс _____ Группа _____

№	Вид	Наименование темы и ее краткое содержание	Отведен	Отметка о выполнении		Подпись преподавателя
				число и месяц	Кол. часов	
1	2	3	4	5	6	7
I	Основы открытой разработки месторождений полезных ископаемых		4		4	
1.1	Лекция	Введение. Основные понятия открытых горных работ.	2		2	
1.2	Лекция	Элементы открытых горных разработок.	2		2	
II	Процессы горных работ		14		14	
2.1	Лекция	Подготовка горных пород к выемке	2		2	
2.2	Лекция	Технологические и технические основы выемочно-погрузочных работ.	2		2	
2.3	Лекция	Выемка пород одноковшовыми экскаваторами	2		2	
2.4	Лекция	Карьерный железнодорожный транспорт.	2		2	
2.5	Лекция	Карьерный автомобильный транспорт.	2		2	
2.6	Лекция	Комбинированный транспорт на карьерах	2		2	
2.7	Лекция	Отвалообразование на карьерах.	2		2	
	Основы технологии и комплексной механизации.					
III	Система вскрытия рабочих горизонтов.		6		6	
3.1	Лекция	Вскрытие рабочих горизонтов карьера.	4		4	
3.2	Лекция	Трассы вскрывающих выработок.	2		2	
IV	Система разработки месторождений		8		8	
4.1	Лекция	Основные понятия о фронте горных работ. Направления перемещения фронта работ.	2		2	
4.2	Лекция	Рабочая зона карьера. Подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы.	2		2	
4.3	Лекция	Классификация систем открытых горных работ.	4		4	
V	Технология и комплексная механизация при сплошных системах разработки.		8		8	
5.1	Лекция	Продольные, поперечные, веерные и кольцевые системы разработки.	2		2	

5.2	Лекция	Вскрытие рабочих горизонтов при сплошных системах разработки.	2		2	
5.3	Лекция	Транспортные технологические комплексы. Технологические комплексы с конвейерным перемещением горной массы при сплошных системах разработки.	2		2	
5.4	Лекция	Технологические комплексы при перемещении горной массы автотранспортом при сплошных системах разработки.	2		2	
VI	Технология и комплексная механизация при углубочных системах разработки.		6		6	
6.1	Лекция	Углубочная система разработки. Условия применения углубочных систем разработки	4		4	
6.2	Лекция	Простые, тупиковые и петлевые трассы. Спиральные трассы.	2		2	
		Всего:	44		44	

Преподаватель

И.о.заведующей. кафедрой
«Горное дело»

(подпись)

(подпись)

Хакимов Ш. И.

Тухташев А.Б.

КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН И ВЫПОЛНЕНИЕ ПРОГРАММНОГО МАТЕРИАЛА
(лекционные, лабораторные, практические занятия, графические занятия, графические работы)

по дисциплине **Процессы и технология открытых горных работ**

Лекции читает Хахимов Ш.И. Факультет Горный

Консультации и практические занятия ведет Толипов Н.У

Лабораторные занятия ведет _____ Группа _____

№	Виды занятий	Наименование темы и ее краткое содержание	Отведе но	Отметка о выполнении		Подпис ь препо- давател я
				число и меся ц	кол- во часов	
1	практика	Определения параметров карьера	2			
2	практика	Расчет параметров основных производственных процессов и технологии открытой разработки месторождения камня.	2			
3	практика	Расчет режимов и производительности станков шарошечного бурения.	2			
4	практика	Подготовка пород взрывным способом	2			
5	практика	Методика расчета параметров БВР	2			
6	практика	Расчеты параметров работ выемочно-погрузочных машин	2			
7	практика	Расчеты параметров работ выемочно-транспортных машин	2			
8	практика	Расчет автомобильного транспорта	2			
9	практика	Расчет технологической величины руководящего подъема железнодорожного транспорта	2			
10	практика	Расчет отвальных работ .	2			
11	практика	Определение угла откоса бортов карьера	2			
12	практика	Определение параметров бестранспортной системы разработки	4			
13	практика	Определение параметров транспортная система разработки	4			
14	практика	Расчет потерь и разубоживания	1			
		всего	31			

**И.о.заведующей. кафедрой
«Горное дело»**

Преподаватели

(подпись)

(подпись)

(подпись)

Тухташев А.Б.

Хахимов Ш.И.

Толипов Н.У

КРИТЕРИЙ ОЦЕНИВАНИЯ ЗНАНИЙ СТУДЕНТОВ

«Процессы и технология открытых горных работ»

Балл	Оценка	Уровень знаний студентов
86-100 баллов	Отлично	<ul style="list-style-type: none"> - студент должен знать о значении, задачах «Технология открытых горных работ», место в горной промышленности, взаимосвязь с другими предметами, а также глубоко освоить данный предмет; - овладеть полными сведениями о «Технология открытых горных работ», вскрытии месторождения, горно-подготовительных работах, добычных работах, своевременно сдать задания и расчеты в установленном порядке» - посещать занятия, освоить теоретические знания каждого лекционного и практического занятия, а также навыки творческого мышления по каждой теме; - уметь свободно размышлять по лекционным и практическим занятиям, а также выполнять самостоятельные работы в установленном порядке, используя дополнительные источники; - уметь применять освоенные теоретические знания в практических целях; - осмыслить каждую темы лекционного и практического занятия; - иметь полное теоретическое и практическое представление по предмету;
71-85 баллов	хорошо	<ul style="list-style-type: none"> - уметь свободно размышлять по лекционным и практическим занятиям, а также выполнять самостоятельные работы в установленном порядке, используя дополнительные источники; - уметь применять освоенные теоретические знания в практических целях; - осмыслить каждую темы лекционного и практического занятия; - иметь полное теоретическое и практическое представление по предмету
55-70 баллов	удовлетворительно	<ul style="list-style-type: none"> - уметь применять освоенные теоретические знания в практических целях; - осмыслить каждую темы лекционного и практического занятия; - иметь полное теоретическое и практическое представление по предмету

СБОРНИК ЛЕКЦИЙ

ПО ПРЕДМЕТУ
**«ГОРНОЕ ДЕЛО
И ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИИ ГОРНОГО
ПРОИЗВОДСТВА»**

СОДЕРЖАНИЕ

ЛЕКЦИЯ №1

Введение. Основные понятия открытых горных работ.....

ЛЕКЦИЯ №2

Элементы открытых горных разработок

ЛЕКЦИЯ №3

Подготовка горных пород к выемке

ЛЕКЦИЯ №4

Технологические и технические основы выемочно-погрузочных работ.....

ЛЕКЦИЯ №5

Выемка пород одноковшовыми экскаваторами

ЛЕКЦИЯ №6

Карьерный железнодорожный транспорт

ЛЕКЦИЯ №7

Карьерный автомобильный транспорт

ЛЕКЦИЯ №8

Комбинированный транспорт на карьерах 80

ЛЕКЦИЯ №9

Отвалообразование на карьерах.....

ЛЕКЦИЯ №10

Вскрытие рабочих горизонтов карьера.....

ЛЕКЦИЯ №11

Трассы вскрывающих выработок.....

ЛЕКЦИЯ №12

Основные понятия о фронте горных работ. Направления перемещения фронта работ.....

ЛЕКЦИЯ №13

Рабочая зона карьера.

Подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы.....

ЛЕКЦИЯ №14

Классификация систем открытых горных работ.....

ЛЕКЦИЯ №15

Продольные, поперечные, веерные и кольцевые системы разработки.....

ЛЕКЦИЯ №16

Вскрытие рабочих горизонтов при сплошных системах разработки.....

ЛЕКЦИЯ №17

Транспортные технологические комплексы. Технологические комплексы с конвейерным перемещением горной массы при сплошных системах разработки.....

ЛЕКЦИЯ №18

Технологические комплексы при перемещении горной массы автотранспортом при сплошных системах разработки.....

ЛЕКЦИЯ №19

Углубочная система разработки. Условия применения углубочных систем разработки

ЛЕКЦИЯ №20

Простые, тупиковые и петлевые трассы. Спиральные трассы.....

Курс:

«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел первый.

ОСНОВЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.

Лекция 1

ВВЕДЕНИЕ. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Технология обучения

Время - 2 час	Количества студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1. Сущность и элементы открытых горных разработок 2. Технология разработки месторождений 3. Понятие о карьере
<i>Цель учебного занятия:</i> Формирование в сознание студентов знаний об основных понятиях и принципах открытой разработки, а также напоминание пройденного материала, который предшествует к тематикам рассматриваемого курса	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">• ознакомить с основными понятиями открытых горных работ;• ознакомить с элементами и параметрами карьера;• ознакомить с технологией разработки месторождений	<i>Результаты учебной деятельности:</i> Студент должен узнать: <ul style="list-style-type: none">- основные понятия открытых горных работ.- элементы и параметры карьера- что такое качество полезного ископаемого и характеристику горных пород- применяемые технологии разработки месторождения
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах.
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Что такое карьер? - Что такое качество полезного ископаемого? - Какие параметры и элементы карьера Вам известны? <p>Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал лекции по вопросам плана, использует визуальные материалы.</p> <p>Акцентирует внимание на ключевых моментах темы, предлагает их записать</p>	<p>2.1. Слушают. По очереди отвечают на вопросы. Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы. Записывают</p>
3- этап. Заключительная (10 мин.)	<p>3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.</p> <p>3.2 Составить кластер на слово «горное предприятие». Ставить оценки.</p>	<p>3.1. Отвечают на вопрос.</p> <p>3.2. Слушают, записывают.</p>

Сущность и элементы открытых горных разработок

На практике разработок месторождение полезных ископаемых (далее МПИ) существует три способа разработки: открытый, подземный и геотехнологические способы разработки.

Открытыми горными работами называются совокупность работ, производимых с земной поверхности с целью добывания разнообразных горных пород. При этом все работы и процессы, связанные с извлечением полезных ископаемых из недр, совершаются в открытых горных выработках.

При *подземном способе* разработки полезные ископаемые добывают посредством сооружения специальных подземных выработок.

Геотехнологические способы разработки основаны на изменении агрегатного состояния полезных ископаемых непосредственно в местах их залегания (переводе в раствор, расплав, пар, газ, гидросмесь).

В соответствии с объектом открытой разработки месторождения горные работы подразделяются, прежде всего, на *вскрышные* (выемка, перемещение и размещение вскрышных пород) и *добычные* (выемка, перемещение и складирование или разгрузка полезного ископаемого). В соответствии с целями и особенностями производства выделяются отдельно *горно-подготовительные работы*, объединяющие проведение вскрывающих и подготовительных выработок (капитальных траншей полутраншей и других выработок, например подземных и т. д.). Специфической целью горно-подготовительных работ является создание транспортного доступа к забоям и начального фронта горных работ.

Порядок и последовательность выполнения открытых горных работ в пределах карьерного поля или его участка называется *системой разработки*. Под *вскрытием месторождения* (системой вскрытия) понимается совокупность долговременных горных выработок (подземных выработок и траншей), обеспечивающих транспортный доступ с земной поверхности к рабочим горизонтам карьера, и забоям с целью доставки вскрышных пород на отвалы, полезного ископаемого к пунктам их приема на поверхности, а с поверхности к рабочим горизонтам - материалов, оборудования и людей.

Технология разработки месторождений

Технология разработки месторождения - это совокупность взаимосвязанных процессов, способов и приемов механизированного производства горных работ, основанная на фундаментальных знаниях закономерностей разработки и возможностей технических средств.

Технологическими называют процессы, при которых происходит качественное изменение обрабатываемого объекта. Таким объектом на карьерах являются горные породы, которые в процессах горных работ изменяют свое агрегатное состояние и местоположение.

Каждому основному производственному процессу (подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, перемещение горной массы, складирование пустых пород и разгрузку, а также складирование полезных

ископаемых) соответствуют вспомогательные работы, производство которых позволяет планомерно осуществлять основной процесс или облегчает его.

Помимо этого, на карьерах выполняется ряд общих вспомогательных процессов: электроснабжение, вентиляция, водоотлив, опробование полезного ископаемого (ПИ), ремонты оборудования и другие способствующие производству горных работ.

Выемочно-погрузочные работы, перемещение разгрузка (складирование) горной массы объединяют другие основные и вспомогательные процессы горных работ, составляя единый и по существу непрерывный технологический комплекс *горных работ*, в котором организация одного процесса влияет на организацию других связанных с ним процессов.

Все основные производственные процессы на карьерах механизированы. *Комплексная механизация* предусматривает полную механизацию не только основных процессов, но и вспомогательных работ.

Средства механизации производственных процессов должны в первую очередь соответствовать характеристикам пород, участвующим в каждом процессе, иначе выполнение этих процессов становится техническим невозможным или весьма затрудняется.

Важно не только иметь техническую возможность извлечения и перемещения горных пород, но и обеспечить высокую производительность средств механизации в каждом процессе, их надежность в работе и долговечность эксплуатации.

Большие объемы извлекаемых и перемещаемых горных пород, измеряемые на карьерах нередко десятками и сотнями миллионов тонн в год, вызывают необходимость подбора технических средств механизации основных процессов, соответствующую по производительности, размерам, развиваемым усилиям (мощность) друг - другу. Такая цепь взаимосвязанных машин и механизмов, обеспечивающих надежную и эффективную разработку и перемещение пород, называются *комплексом карьерного оборудования*.

Основными принципами, на которых базируется технология и механизация горных работ, являются: поточное производство, совмещение основных процессов, независимость процессов, кратчайшее расстояние перемещения горной массы, сокращение числа и объемов вспомогательных работ.

Понятие о карьере

В результате производства открытых горных работ в земной коре образуется большие выемки, совокупность которых называют *карьером*. Контур поперечного сечения выемок является незамкнутым. В угольной промышленности и на россыпных месторождениях карьер называют *разрезом*.

При производстве открытых горных работ для выемки полезных ископаемых горизонтальной или пологопадающей залежи необходимо

удалить покрывающие пустые (вскрышные породы) породы (рис. 1.1, а), а лежащий бок (почва) залежи не разрабатывается.

При разработке наклонных и крутопадающих залежей помимо покрывающих пород необходимо удалить и часть вмещающих пустых пород для создания транспортного доступа к различным частям залежи по глубине и для обеспечения устойчивости массива вмещающих пород после выемке полезных ископаемых. Так как для этих целей угол откоса породного массива должен быть не более $25-30^{\circ}$, то при открытой разработке наклонных залежей удаляются только вскрышные породы со стороны висячего бока залежи, а породы лежащего бока не вынимаются (рис. 1.1, б).

При разработке крутопадающих залежей вынужденно удаляют породы со стороны висячего и лежащего ее боков (рис. 1.1, в).

Выемка полезных ископаемых, покрывающих и вмещающих пород производится слоями с опережением верхними слоями нижних; в результате разрабатываемый массив горных пород приобретает форму *уступов*.

Между смежными слоями (уступами) оставляют площадки для размещения экскаваторов, транспортных коммуникаций и других производственных целей. В результате выемке полезных ископаемых и вскрышных пород в земной коре образуется ступенчатая поверхность уже *выработанного пространства* (см. рис. 1.1).

Размеры выработанного пространства в процессе разработки горизонтальных месторождений увеличиваются в плане (см. рис. 1.1, а), а при разработке наклонных и крутопадающих месторождений – одновременно в плане и по глубине (см. рис. 1.1, б, в), так как постепенно создаются (нарезаются) новые слои (уступы) по глубине залежи. Глубина выработанного пространства при разработке мощных крутопадающих месторождений может достигать нескольких сотен метров.

Выемка пород и полезных ископаемых в нижнем слое или создание (нарезка) нового слоя возможны только после выемки значительной части горной массы во всех или части вышележащих слоев (см. рис. 1.1). Поэтому выемка вскрышных пород должна опережать во времени и пространстве выемку полезного ископаемого.

Насыпи пустых пород и некондиционных полезных ископаемых, извлекаемых и удаляемых при открытой разработке месторождения, называют *отвалами*. Отвалы, размещаемые в выработанном пространстве карьера, называют *внутренними* (см. рис. 1.1), а вне контуров карьера – *внешними*.

Рекомендуемая литература по разделу:

1. Анистратов Ю. И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов. – М., Недра, 1988.
2. Горная энциклопедия в 5-ти томах. М., Советская энциклопедия, 1986.
3. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1974. 424 с.
4. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Часть 1. – М., Недра, 1985.
5. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., «Недра», 1978. 542 с.
6. Симкин Б. А. Технология и процессы открытых горных работ. М., «Недра», 1970. 215 с.
7. Томаков П. И., Манкевич В. В. Открытая разработка угольных и рудных месторождений. М., Изд. МГГУ, 1995. 611 с.
8. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых, ч. I. Под общей ред. М. Г. Новожилова. М., «Недра», 1971. 635 с.

Курс:

«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел первый.

ОСНОВЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.

Лекция 2

ЭЛЕМЕНТЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК.

Технология обучения

Время - 2 час	Количества студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1. Элементы и параметры карьера 2. Качество добываемых полезных ископаемых 3. Технологическая характеристика горных пород
<i>Цель учебного занятия:</i> Формирование в сознание студентов знаний об основных понятиях элементов и параметров карьера., а также напоминание пройденного материала, который предшествует к тематикам рассматриваемого курса	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">• ознакомить с основными понятиями открытых горных работ;• ознакомить с элементами и параметрами карьера;• ознакомить с технологией разработки месторождений	<i>Результаты учебной деятельности:</i> <p>Студент должен узнать:</p> <ul style="list-style-type: none">- элементы и параметры карьера- что такое качество полезного ископаемого и характеристику горных пород- применяемые технологии разработки месторождения
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Что такое карьер? - От чего зависит протяженность фронта работ? - От чего зависит угол откоса борта?? - Какие параметры и элементы карьера Вам известны? <p>Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал лекции по вопросам плана, использует визуальные материалы.</p>	<p>2.1. Слушают.</p> <p>По очереди отвечают на вопросы.</p> <p>Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2.</p> <p>Обсуждают содержание схем и таблиц,</p>
3- этап. Заключительная (10 мин.)	<p>3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.</p> <p>3.2 Составить кластер на слово «карьер».</p> <p>Ставить оценки.</p>	<p>3.1. Отвечают на вопрос.</p> <p>3.2.</p> <p>Слушают,</p>

Элементы и параметры карьера

Месторождение или часть его, разрабатываемую одним карьером, называют *карьерным полем*. Карьерное поле является объемной геометрической фигурой, характеризуемой размерами в плане и глубиной; оно входит в состав *земельного отвода карьера*, в пределах которого размещаются также удаленные из карьера вскрышные породы, промышленная площадка и другие производственные сооружения.

Как уже отмечалось, разработку горных пород в карьере ведут слоями с опережением в плане верхними слоями нижних. Обычно слои горизонтальны (рис. 2.2, а). Иногда пологопадающую залежь разрабатывают наклонными слоями (рис. 2.2, б, в), а крутопадающую – крутыми слоями (рис. 2.2, г).

В общем случае слой является более широким понятием, чем уступ. *Уступ* – это отдельно разрабатываемая часть слоя горных пород, имеющая форму ступени. В наиболее распространенных условиях разработки горизонтальными и наклонными слоями соответственно горизонтальные и наклонные уступы совпадают с ними и имеют ту же высоту (мощность слоя) и размеры в плане. При большой высоте горизонтального слоя (до 50-100 м) можно его разрабатывать и наклонными уступами (рис. 2.2, д). Крутые слои могут разрабатываться горизонтальными уступами (см. рис. 2.2, г).

Каждый уступ характеризуется высотной отметкой, соответствующей горизонту расположения на нем транспортных коммуникаций. Отметки уступов могут быть абсолютные (относительно уровню моря) или, реже, условные (относительно постоянного пункта на поверхности). У горизонтальных уступов отметки постоянные, а у наклонных – переменные.

Горизонтальные или наклонные поверхности уступа, ограничивающие его по высоте называют *нижней* и *верхней площадками* (рис. 1.3), а наклонную поверхность, ограничивающий уступ со стороны выработанного пространства, – *откосом уступа*. Угол наклона уступа к горизонтальной плоскости называется *углом откоса уступа*, а линии пересечения откоса с верхней и нижней площадками – соответственно *верхней* и *нижней бровками*.

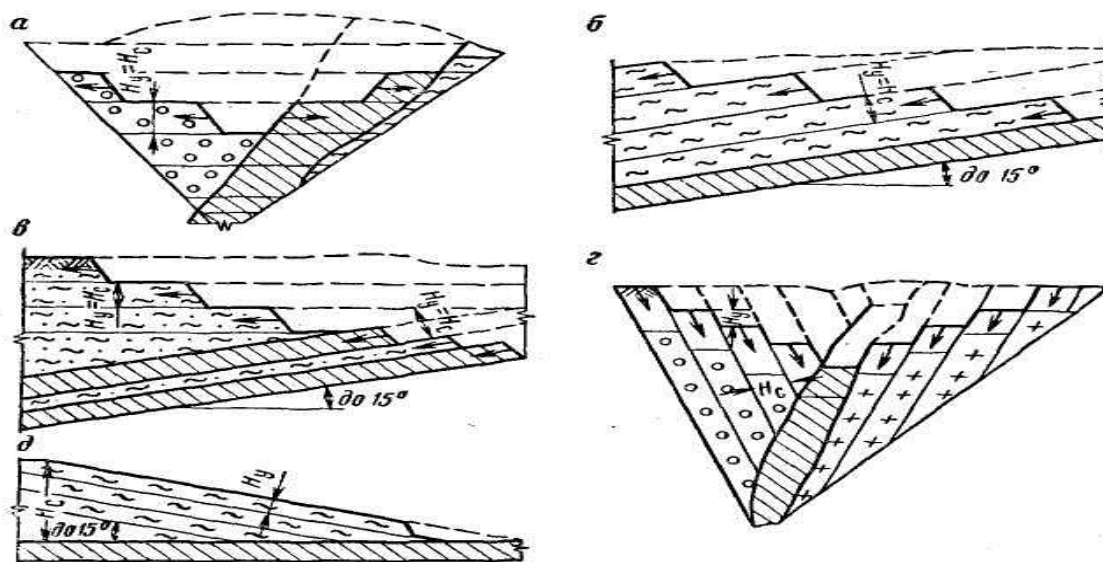


Рис. 2.2. Типы слоев и уступов

Различают рабочие и нерабочие уступы. На рабочих уступах производится выемка вскрышных пород или полезного ископаемого. Если на площадке располагается оборудование, необходимое для разработки уступа, она называется *рабочей площадкой*.

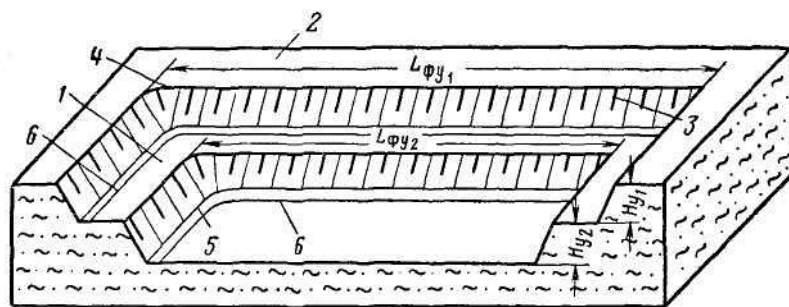


Рис. 2.3. Элементы уступа:

1, 2 - нижняя и верхняя площадки; 3 - фронтальный откос уступа; 4, 5-верхняя и нижняя бровки; 6 - транспортные коммуникации

Часто уступы разделяются на подуступы (рис. 1.4), которые разрабатываются разным выемочным оборудованием или одним и тем же оборудованием последовательно или одновременно, но имеют единые для уступа транспортные пути.

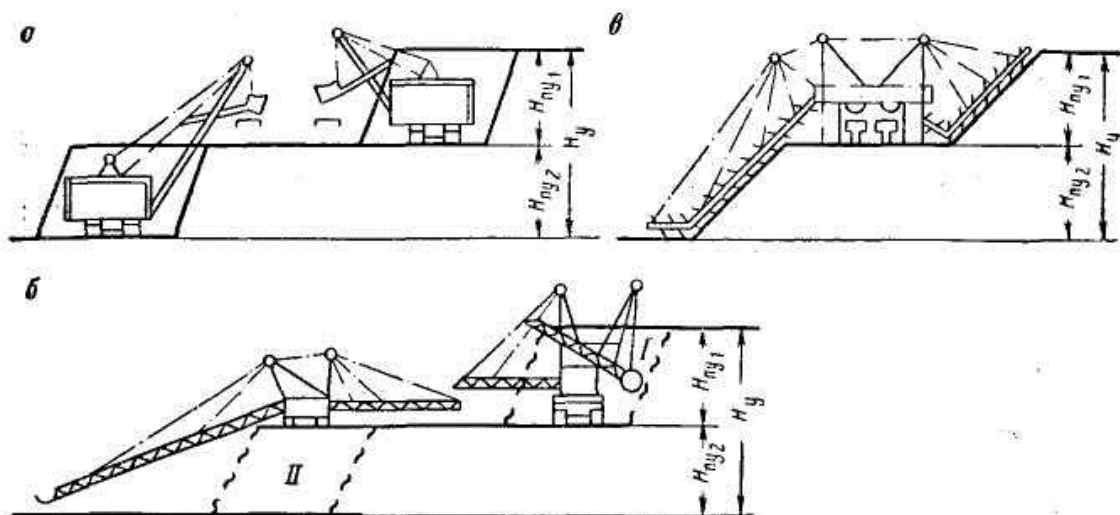


Рис. 2.4. Схемы разработки подуступов:

а - одновременно разными экскаваторами; б - последовательно одним экскаватором; в - одновременно одним экскаватором

Часть уступа по его длине, подготовленная для разработки, называется *фронтом работ уступа*, который измеряется его протяженностью $L_{ф.у.}$. Фронт работ уступа может быть прямолинейным или криволинейным в плане, а протяженность его остается постоянной или изменяется, что зависит в первую очередь от формы и размеров разрабатываемой залежи. Подготовка фронта заключается главным образом в подводе транспортных и энергосиловых коммуникаций для обеспечения работы оборудования на уступе.

В результате выемки пород происходит отработка уступа. В подавляющем большинстве случаев в карьере одновременно разрабатываются несколько уступов, происходит их подвигание, а часто и создание новых уступов по глубине карьера. Ступенчатые боковые поверхности,

образованные откосами и площадками уступов и ограничивающие выработанное пространство, называются *бортами карьера* (рис. 2.1).

Борт, представленный рабочими уступами, называют *рабочим бортом* карьера. Линия, ограничивающая карьер на уровне земной поверхности, является *верхним контуром* карьера, а линия, ограничивающая дно (подошву) карьера, его *нижнем контуром*.

При производстве горных работ положение рабочего борта, верхнего и нижнего контуров карьера меняется в пространстве. Постепенно отдельные уступы, начиная сверху, достигают *конечных контуров* (границ) карьера. К моменту погашения (окончания открытых работ) им соответствуют *конечная глубина* и *конечные размеры карьера в плане* (см. рис. 1.1). Откосы уступов *нерабочих бортов* карьера, на которых горные работы не проводятся, разделяются *бермами* (площадками): транспортными, предохранительными и очистки (см. рис. 2.1).

Угол между линией, нормальной к простиранию борта и соединяющей верхней и нижней контуры, и горизонталью называется углом откоса борта карьера (рабочего или нерабочего). Величина его зависит от высоты и ширины площадок уступов и находится обычно в пределах: рабочего борта $7-17^{\circ}$ (иногда до $23-27^{\circ}$), нерабочего борта $25-45^{\circ}$.

Совокупность уступов, находящихся в одновременной разработке, называется *рабочей зоной* карьера. Положение рабочей зоны определяют отметками нижних площадок верхнего и нижнего (на данный момент времени) рабочих уступов карьера (см. рис. 2.1). *Длина фронта горных работ карьера* представляют суммарную протяженность фронтов горных работ всех рабочих уступов.

Для введения в разработку нового уступа необходимо создать транспортный доступ к нему и первоначальный фронт работ с соответствующей рабочей площадкой (верхней и нижней).

Для расположения транспортных коммуникаций, по которым будет осуществляться транспортирование горной массы нового уступа на поверхность или вышележащие уступы, необходимо *вскрыть* уступ, т. е. провести с поверхности или вышележащего уступа специальные (вскрывающие) горные выработки. Эти выработки в большинстве случаев соединяют пункты, расположенные на разных высотных отметках (если вскрывают один уступ, то разница высотных отметок равна высоте уступа) и поэтому имеют определенный уклон i . При сооружении вскрывающие выработки обычно имеют близкое к трапецеидальному или треугольному сечению и называются соответственно *капитальными траншеями* и *полутраншеями* (см. рис. 2.5, а, б).

Для создания начального фронта работ на вскрытом уступе (*нарезке уступа*) необходимо провести от вскрывающей выработки горизонтальную (реже с небольшим уклоном для стока воды) горную выработку значительной протяженности по сравнению с размерами поперечного трапецеидального (треугольного) сечения – *разрезную траншею (полутраншею) или разрезной котлован*, длина и ширина которого имеют один порядок измерения (рис. 1.5, в, г).

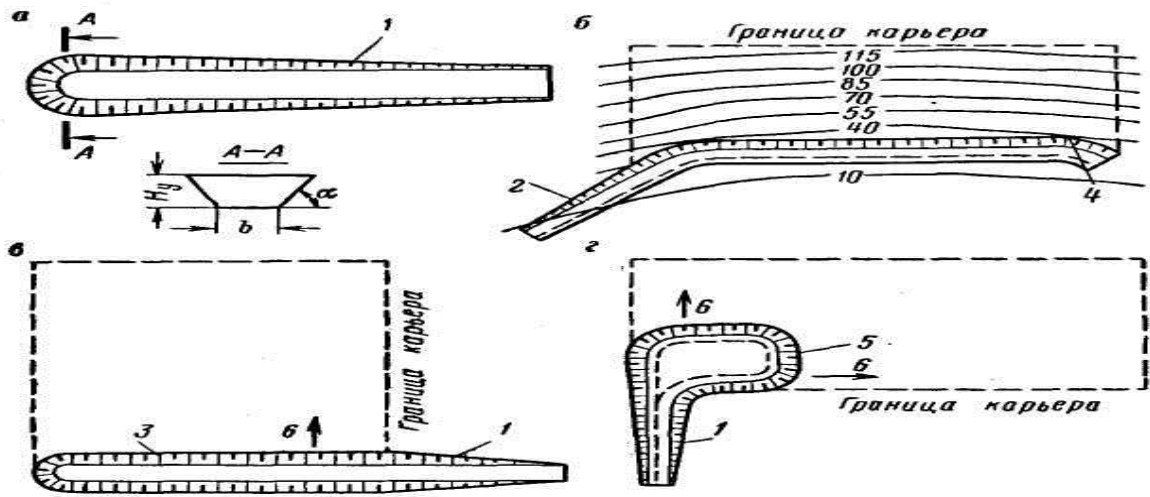


Рис. 2.5. Горноподготовительные выработки:

1, 2 - капитальные траншея и полутраншея; 3, 4, 5 - разрезные траншея, полутраншея и котлован; 6 - направление развития горных работ

Главные параметры карьера следующие:

1. *Конечная глубина*, которая при разработке наклонных и крутопадающих залежей определяет возможную производственную мощность карьера, размеры его по поверхности, общий объем извлекаемой горной массы. Для горизонтальных и пологопадающих залежей конечная глубина определяется природными условиями и изменяется незначительно за весь период разработки. Конечная глубина устанавливается при проектировании карьера. Современные карьеры имеют глубину от нескольких метров до 600 м. Проектами предусматривается возможность открытых горных разработок до глубины 900 м.

2. *Размеры карьера по простиранию и вкрест простирания залежи по поверхности* определяются размерами залежи, дна карьера, глубины и углов откоса его бортов. Они устанавливаются графически или аналитически. Форма карьера в плане обычно близка к овальной. Длина карьера изменяется от сотен метров до 5 км, а ширина, в зависимости от типа месторождения, - до 4 км.

3. *Размеры дна карьера* устанавливаются оконтуриванием разрабатываемой части залежи на отметке конечной глубины карьера. Минимальные размеры дна карьера определяются условиями безопасной выемки и погрузки пород на нижнем уступе (по ширине - не менее 20 м, по длине - не менее 50-100 м).

4. *Углы откосов бортов карьера* определяются условиями устойчивости пород прибортового массива и размещения транспортных коммуникаций. Их стремятся принимать более крутыми, чтобы уменьшить общий объем вскрышных работ.

5. *Общий объем горной массы в контурах карьера* является важнейшим показателем, определяющим производственную мощность предприятия, срок его существования и др.

При равнинном рельефе поверхности достаточно точно общий объем горной массы в карьере можно определить по выражению:

$$V = S_{\text{д}} H_{\text{к}} + \frac{1}{2} P_{\text{д}} H_{\text{к}}^2 \text{ctg} \gamma_{\text{ср}} + \frac{\pi}{3} H_{\text{к}}^3 \text{ctg}^2 \gamma_{\text{ср}}, \text{ м}^3$$

(1.1)

где $S_{\text{д}}$ – площадь дна карьера, м^2 ; $H_{\text{к}}$ – глубина карьера, м ; $P_{\text{д}}$ – периметр дна, м ; $\gamma_{\text{ср}}$ – усредненный угол откоса бортов, градус.

Площадь, форма контура и периметр дна карьера в первую очередь зависят от размеров и конфигурации залежи. Дну карьера придается по возможности округленная форма с целью повышения устойчивости бортов и уменьшения объема извлекаемых вскрышных пород.

б. *Запасы полезного ископаемого в карьерном поле* – важнейший показатель, определяющий возможный масштаб добычи, срок существования карьера и экономические результаты разработки. Запасы в пределах каждого уступа (горизонта) и карьерного поля в целом устанавливаются при разведке месторождения, а затем уточняются и пересчитываются при проектировании и эксплуатации карьера в соответствии с установленными кондициями (*Кондиция* – условие договора или норма, которой должна соответствовать поставляемая продукция) на полезное ископаемое.

Качество добываемых полезных ископаемых

Различают полезные ископаемые: *металлические* (руды черных, цветных и благородных металлов, радиоактивных и редких элементов), *неметаллические* (сырье для металлургической, химической и других отраслей промышленности), *горючие* (уголь, горючие сланцы, торф и др.) и *строительные горные породы*.

Совокупность свойств, определяющих степень пригодности и экономической эффективности использования, называется *качеством полезного ископаемого*. Для углей, например, качественными показателями являются зольность, содержание влаги, кусковатость, содержание минеральных примесей, выход летучих, содержание серы, теплота сгорания и др., а для руд – процентный состав регламентируемых химических элементов, минералогический состав, структурные и текстурные особенности и другие свойства.

Каждое производство по – своему регламентирует качество одного и того же полезного ископаемого. Например, при химической переработке каменных углей в синтетические материалы не регламентируется теплота сгорания; доломит, применяемый в системах очистки воды, оценивается по иным качественным показателям, чем тот же доломит, используемый для производства огнеупорных изделий.

Одни качественные свойства полезного ископаемого относятся к числу главных – *полезных*, а другие, усложняющие или удорожающие его переработку или эксплуатацию, являются *вредными*. Например, для руд цветных металлов полезные свойства – содержание извлекаемых металлов, а вредные – содержание мышьяка, вторичных сульфидов, высокая влажность и т. д.

Качество полезных ископаемых в недрах оценивается *кондициями*, которые устанавливают на стадиях разведки, проектирования разработки и эксплуатации месторождений.

Кондиции должны обеспечить эффективное использование недр с учетом затрат на добычу и переработку полезных ископаемых и последующее использование продукции. Например, при установлении кондиции на энергетический уголь должны учитываться затраты на 1кВт•ч выработанной электроэнергии. С увеличением расстояния перевозок требования к качеству возрастают.

Отклонение от кондиций при горных работах оценивается потерями и разубоживанием.

Потери характеризуют уменьшение объема кондиционного полезного ископаемого вследствие оставления в недра, отнесения к вскрышным породам, просыпания при погрузке и транспортировании и по другим причинам.

Разубоживание характеризует степень примешивания к кондиционному полезному ископаемому при ведении горных работ пустой породы или некондиционных сортов полезного ископаемого.

Технологическая характеристика горных пород

Объектами открытых горных разработок являются разнообразные горные породы: коренные (магматические, метаморфические и осадочные), залегающие в толще земной коры на месте своего образования, и покрывающие их наносы – измельченные породы, переотложенные или перенесенные.

Свойства пород изменяется в большом диапазоне. Трудно найти хотя бы две одинаковые по минералогическому составу породы на разных месторождениях с одинаковыми свойствами и характеристиками. Поэтому принято объединять породы в группы, категории и классы с определенным диапазоном свойств и характеристик.

Для открытой разработки все горные породы целесообразно делить на группы:

- 1) скальные и полускальные (в естественном их состоянии);
- 2) разрушенные (искусственно или естественно измененные породы первой группы);
- 3) плотные, мягкие (связные) и сыпучие.

Группы пород определяют способы их разработки и применяемые для этого технические средства.

Учитывая особо важное значение трещиноватости пород для расчета технологических процессов и оценки трудности разработки пород, желательно до начала горных работ установить по специальным методикам:

тип трещиноватости; углы падения и азимуты главных систем трещин; протяженность, раскрытие и расстояние между трещинами в системах; характер и степень выполнения трещин; общий объем трещинной пустотности (в %); размер отдельностей (блоков) в массиве.

Снижение прочности породы в массиве характеризуется коэффициентом структурного ослабления λ , равным отношению сцепления отдельного куска породы при отрыве от массива K_M к сцеплению ее в образце (куске) K_K . Сцепление по трещинам и тектоническим нарушениям изверженных и метаморфических пород, а также по контактам слоев осадочных пород часто не превышает 5-10 тс/м².

Ключевые термины:

карьер	разрез
уступ	отвал
карьерное поле	земельный отвод
площадка	угол откоса уступа
бровка	фронт работ
борт карьера	контур карьера
рабочая зона	траншея
кондиция	потери

Контрольные вопросы

1. Основные элементы и параметры уступа.
2. Условия применения внутреннего отвалообразования.
3. Какие объекты входят в земельный отвод карьера?
4. От чего зависит протяженность фронта работ?
5. От чего зависит угол откоса борта?
6. Вскрывающие горные выработки.
7. Методика определения объема горной массы находящиеся в контурах карьера.
8. Существо понятий «кондиции», «потери» и «разубоживание».

Рекомендуемая литература по разделу:

1. Анистратов Ю. И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов. – М., Недра, 1988.
2. Горная энциклопедия в 5-ти томах. М., Советская энциклопедия, 1986.
3. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1974. 424 с.
4. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Часть 1. – М., Недра, 1985.
5. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., «Недра», 1978. 542 с.

Курс:

«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Разделъ второй.

ПРОЦЕССЫ ГОРНЫХ РАБОТ.

Лекция 3

ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

Технология обучения

Время - 2 час	Количества студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1. Общие сведения 2. Механические способы подготовки к выемке естественного камня 3. Механическое рыхление горных пород
<i>Цель учебного занятия:</i> формирование знаний о способах подготовки горных пород к выемке и раскрыть сущность механического способа подготовки горных пород.	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">• ознакомить со способами подготовки горных пород к выемке;• ознакомить с механическими способами подготовки к выемке естественного камня;• ознакомить с параметрами рыхлителей и механического рыхления горных пород.	<i>Результаты учебной деятельности:</i> <p>Студент должен узнать:</p> <ul style="list-style-type: none">- В каких случаях ведется механическое рыхление.- Что из себя представляет механический способ подготовки пород к выемке.- параметры рыхлителей и механического рыхления
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах.
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает, тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ul style="list-style-type: none"> – Зачем осуществляется подготовка горных пород к выемке? - какие способы подготовки горных пород к выемке Вам известны? - В каких случаях применяется механическое рыхление? <p>Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал лекции по вопросам плана, использует визуальные материалы.</p> <p>Акцентирует внимание на ключевых моментах темы, предлагает их записать</p>	<p>2.1. Слушают.</p> <p>По очереди отвечают на вопросы.</p> <p>Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы. Записывают</p>
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Общие сведения

Подготовка горных пород к выемке производится с целью обеспечения безопасности горных работ, необходимого качества добываемого сырья, технической возможности и наилучших условий применения средств механизации последующих процессов. Подготовка включает: обеспечение устойчивости откосов уступов; осушение горных пород, подлежащих извлечению в данный период разработки; разупрочнение и изменение их агрегатного состояния; разрушение (разрыхление) породного массива и другие виды воздействия на горные породы для облегчения их выемки.

Подготовка к выемке может осуществляться механическими способами (исполнительными органами горных машин), взрывными работами, гидравлическими способами (нагнетанием, насыщением водой, растворением), физическими способами (электромагнитным и термическим воздействием), химическим и комбинированными способами. Выбор способа подготовки горных пород к выемке зависит, прежде всего, от вида, агрегатного состояния и свойств пород в массиве, мощности предприятия, наличных технических средств, предъявляемых требований качеству добываемого сырья, а также от природных условий ведения работ. Затраты на подготовку к выемке составляют от 5 до 40% общих затрат на горные работы.

Выемка мягких, песчаных и естественно мелкоразрушенных пород в обычном состоянии успешно производится всеми видами выемочно-погрузочного оборудования. При этом подготовка совмещена с выемкой и производится одними и теми же средствами механизации.

Выемка плотных пород также может осуществляться непосредственно из массива выемочными машинами с повышенными усилиями копания. Если усилия, развиваемые выемочными машинами, недостаточны, производится подготовка таких пород к выемке, которая заключается в их предварительном механическом рыхлении или взрывание на сотрясение. В мерзлом состоянии эти породы только при больших отрицательных температурах могут разрабатываться непосредственно выемочными машинами с повышенными усилиями копания. Как правило, в этих условиях требуется подготовка к выемке механическим или взрывным способом или предварительное оттаивание. Используются также методы предохранения пород от промерзания.

Скальные и полускальные породы обычно готовятся к выемке взрывным способом. Процессами подготовки в этом случае являются бурение и взрывание.

Механические способы подготовки к выемке естественного камня

Сохранение физико-механических свойств и декоративности, а также достижение определенных размеров и формы камня возможны при использовании специальных методов и средств направленного отделения блоков или штучного камня от массива, обеспечивающих концентрацию критических напряжений строго в необходимых плоскостях раскола или реза. Применение взрывчатых веществ при добыче блоков не рекомендуется, так как это приводит к появлению трещин в массиве и нарушению его сплошности.

При механическом (безвзрывном) отделении крупных монолитов камня от массива используются буроклиновой способ, терморезаки, канатные пилы,

ченнелеры и бурогидроклиновой метод; крупные монолиты затем разделяют на товарные блоки. Для непосредственного отделения от массива стенового камня или облицовочных блоков применяют камнерезные машины (табл. 2.1).

Таблица 2.1

Механизированные способы подготовки к выемке блоков естественного камня

Способ	Рабочий орган	Принцип действия рабочего органа
С применением камнерезных машин с кольцевой фрезой	Кольцевая фреза с твердосплавными резцами	Врубковый режущий
С применением канатных пил	Стальной канат с кварцевым песком	То же
С применением камнерезных машин с алмазными отрезными кругами	Алмазные отрезные круги диаметром 2,5-3,0 м	»
Буроклиновой (бурение ручное и с кареткой)	Буровые коронки, сложные клинья	Бурильный ударно-вращательный
Бурогидроклиновой	Буровые коронки гидроклинья	То же
С применением ударно-врубковых машин (ченнелеров)	Набор долотьев	Врубковый ударный

При буроклиновом способе подготовка боков к выемке состоит из двух взаимосвязанных процессов: бурение рядов сближенных шпуров в вертикальном, горизонтальном и наклонном направлениях по занятым плоскостям; последующего клинового откола камня.

При разделке гранитных монолитов на кондиционные блоки шпуры диаметром 20-40 мм бурят на глубину 8-10 см, расстояние между шпурами 5-10 см. В шпуры вставляют простые или сложные (состоящие из двух щечек и собственно клина) клинья. Последовательными ударами кувалдой по клиньям от монолита отделяют кондиционные блоки.

При разработке мраморных месторождений шпуры бурят на всю высоту или ширину блока. Расстояние между ними составляет 10-20 см в зависимости от способности мрамора к расколу и размеров добываемых блоков: на 1 м³ горной массы бурят до 6-10 м шпуров. Производительность труда бурильщика при бурении горизонтальных шпуров составляет 15-20 м/смену, вертикальных 25-35 м/смену. Производительность рабочего по отколу 2-3 м³/ч. Суммарная производительность труда рабочего по производству готовых блоков 0,2-0,6 м³/смену, трудоемкость работ при этом равна 1,7-5 чел-смен/м³.

Достоинство буроклинового способа подготовки мраморных блоков: простота, мобильность, максимальное использование природных трещин, возможность применения в сложных горно-геологических условиях и отбойки блока любого размера и любой прочности. Недостатки: большой удельный вес ручного труда, низкая производительность труда, высокая себестоимость блоков и трудоемкость работ, сложность обеспечения безопасности работ.

Перспективным методом направленного откола боков от массива или от крупных монолитов мрамора является использование *закладных клиньев с гидравлическим приводом*. Концентрация напряжений в необходимой плоскости и направленный откол блоков возможны только при групповой синхронной работе нескольких гидроклиньев (рис. 3.1). Использование таких клиньев позволяет увеличить расстояние между шпурами до 30-40 см, что

значительно сокращает объем выполняемых буровых работ и повышает производительность труда рабочих

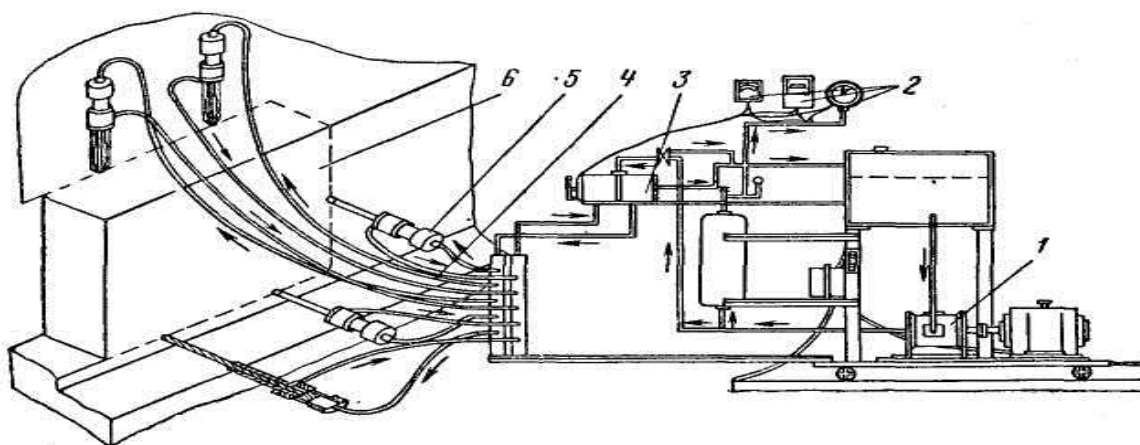


Рис. 3.1. Гидроклиновая установка:

1 - насос; 2 - измерительная аппаратура; 3 - золотниковый распределитель; 4 - шланги; 5 - закладные гидроклинья; 6 - породный блок

Канатные пилы (рис. 3.2) моделей КР-528 и «Пеллегрини» (Италия) в настоящее время применяют на многих карьерах мира по добыче мрамора и мраморизованного известняка. Процесс пиления осуществляется за счет абразивного действия кварцевого песка, непрерывно подаваемого с водой в забой. Производительность канатных установок составляет 1,2-1,5 м²/ч. Достоинства канатных пил: простота конструкции и обслуживания, получение блоков необходимого размера и правильной формы, относительно невысокая энергоемкость пропила. Недостатки: сезонность работы, резкое снижение эффективности при наличии твердых включений и повышенной трещиноватости массива, большой объем горноподготовительных работ.

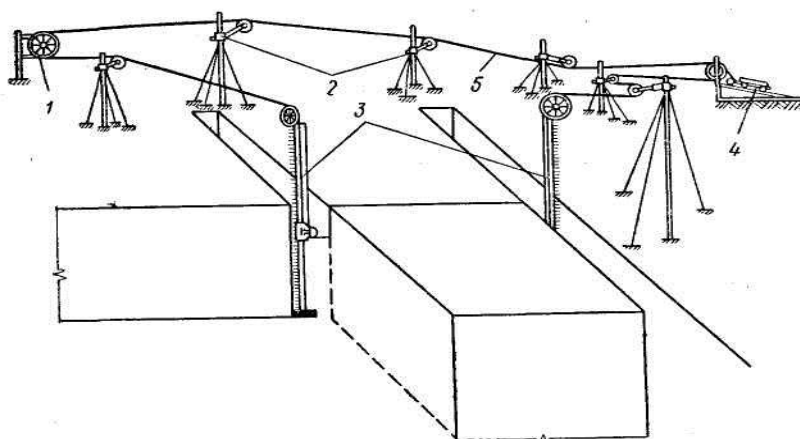


Рис. 3.2. Схема канатной пилы:

1 - приводная станция; 2 - направляющие шкивы; 3 - пильные стойки; 4 - натяжное устройство; 5 - канат

Механическое рыхление горных пород

Механическое рыхление пород осуществляется прицепными или навесными рыхлителями, использующими массу тягача для заглубления рабочего органа рыхлителя. Глубина рыхления прицепными рыхлителями обычно до 0,4-0,5 м, а навесными - до 1,5-2 м.

Рыхлители могут иметь до пяти зубьев с цельными или составными наконечниками. Для подготовки полускальных пород применяют однозубые рыхлители, а плотных в породах целесообразнее использовать многозубые рыхлители для увеличения их производительности. Навесные рыхлители имеют гидравлическую систему изменения глубины рыхления. Рыхление мало- и среднетрещиноватых полускальных пород производят зубьями с прямыми стойками. Для рыхления хрупких и сильнотрещиноватых пород используют зубья сложной формы.

К параметрам рабочего органа рыхлителя относятся (рис. 2.3): угол резания γ , угол заострения ω , задний угол φ , толщина и длина зуба, расстояние между зубьями.

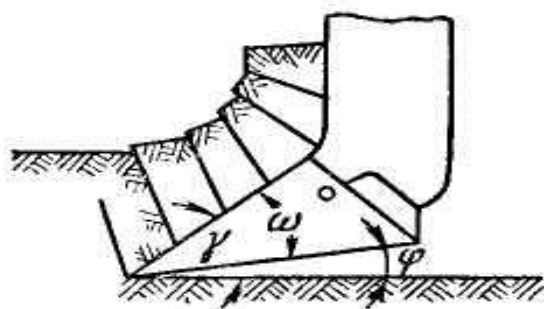


Рис. 3.3. Схема рабочего органа рыхлителя

Сила резания рыхлителя зависит от угла рыхления. Оптимальный угол рыхления при полускальных и мерзлых породах составляет $30-45^\circ$. Увеличение его от 40 до 60° удваивает лобовое сопротивление зубу. Уменьшение угла резания до величин менее 30° также сопровождается ростом сопротивления.

Угол заострения наконечников $\omega = 20-30^\circ$. Он принимается таким, чтобы при любом заглублении зубьев задний угол $\varphi \geq 8-10^\circ$ при рыхлении мерзлых и $\varphi \geq 5-7^\circ$ при рыхлении скальных и полускальных пород. Уменьшение φ ведет к смятию породы задней гранью наконечника, увеличению его износа и сопротивления породы рыхлению.

При движении рыхлителя порода разрушается в границах трапециевидной прорези. В монолитных породах в нижней части прорези образуется щель (рис 3.4, а), ширина основания которой b близка толщине наконечника зуба b_1 , а высота $h_{щ} = (0,15-0,2) h_3$, где h_3 - заглубление зуба рыхлителя. Угол наклона боковых стенок прорези α изменяется от 40 до 60° в зависимости от трудности разрушения пород и параметров наконечника.

Рыхлимость пород определяется возможным заглублением зуба рыхлителя h_3 и зависит от прочности пород и трещиноватости массива. Рыхление монолитных пород происходит в основном за счет преодоления сопротивления их растяжению, а трещиноватых пород – сцепления по контактам структурных блоков. В результате их отрыва породы интенсивно разрушаются в пределах

заглубления зуба (рис. 2.4, б). При естественной трещиноватости или развитой слоистости пород эффективность механического рыхления возрастает.

Рыхление породного массива производится при параллельных смежных проходах рыхлителя на горизонтальной или наклонной площадке. В результате создается слой разрушенной породы. При рыхлении наклонными слоями (до 20°) максимальное использование тяговых усилий достигается при рабочем движении его под уклон и холостом перегоне машины вверх. Рыхление горизонтальными слоями производится при челноковой схеме рабочих проходов рыхлителя.

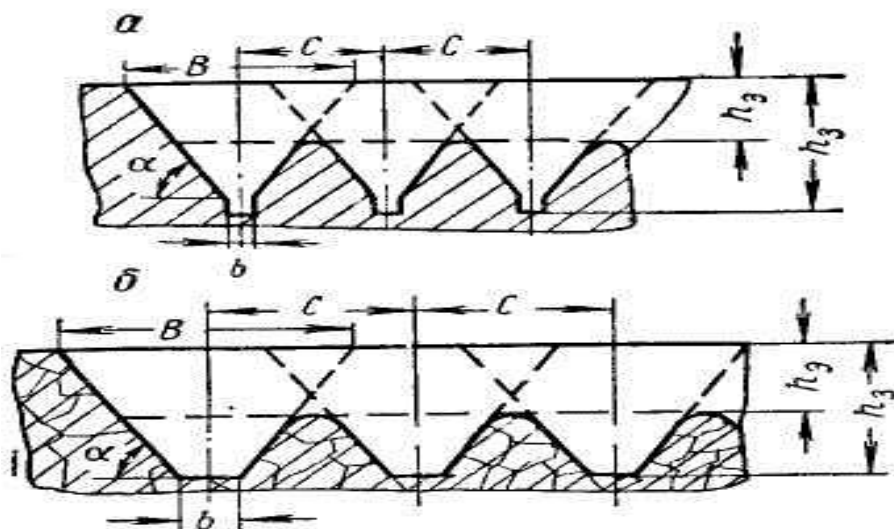


Рис. 3.4. Схемы механического рыхления пород:

а – вязких монолитных; б – хрупких трещиноватых

Параметры механического рыхления определяются по величине возможного заглубления зуба h_3 (см. табл. 2.2)

Ширина одиночной борозды по верху

$$B = 2K_1 h_3 \operatorname{ctg} \alpha + b, \text{ м} \quad (3.1)$$

где K_1 - коэффициент, учитывающий форму поперечного сечения прорези (табл. 2.2).

Таблица 2.2

Значения коэффициентов K_1 , K_2 и ширины основания прорези b

Характеристика пород по трещиноватости в массиве	Показатели			
	A_i	K_1	K_2	b , м
Малотрещиноватые	0,6-0,9	0,75-0,9	0,95-1,00	(1,5-2,0) b_1^*
Среднетрещиноватые	0,4-0,6	0,9-1,0	0,9-0,95	(2,0-3,5) b_1
Сильнотрещиноватые	<0,4	1,00	0,8-0,9	(3,5-6,0) b_1

b_1^* – ширина наконечника рыхлителя, м.

Величина B возрастает в 1,5-2 раза при оснащении рыхлителя уширителем, прикрепленным к стойке.

Глубина эффективного рыхления массива при параллельных проходах рыхлителя

$$h_3 = \frac{1}{K_2} [K_1 h_3 - \frac{1}{2}(C-b)tg\alpha] \quad (3.2)$$

где C - расстояние между смежными проходами; K_2 - коэффициент, учитывающий влияние состояния массива на размеры не разрушенных гребней (см. табл. 2.2).

При перекрестных проходах с расстоянием между смежными проходами $C'=(1,2 - 1,5) C$ глубина эффективного рыхления $h' \approx h_3$.

Если известна величина h_3 (например, при отдельной послойной выемке), из выражения (2.2) может быть определено расстояние между смежными параллельными проходами рыхлителя C .

При полном использовании возможной глубины рыхления оптимальное расстояние между смежными проходами рыхлителя C_0 определяется из условия достижения максимального объема подготовки горной массы за один проход:

$$C_0 = K_1 h_3 ctg\alpha + 0,5b, \text{ м.} \quad (3.3)$$

При этом:

$$h_{3.0} = 0,5C_0 tg\alpha \frac{1}{K_2}, \text{ м.} \quad (3.4)$$

Производительность рыхлителя:
при параллельных проходах

$$Q = \frac{3600C h_3 K_u}{\frac{1}{v_p} + \frac{\tau}{L}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (3.5)$$

при параллельно-перекрестных проходах

$$Q'_p = \frac{3600h_3 K_u}{\frac{1}{v_p}(\frac{1}{C} + \frac{1}{C'}) + \tau(\frac{1}{L} + \frac{1}{L'})}, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (3.6)$$

где K_u - коэффициент использования рыхлителя ($K_u=0,7-0,8$); v_p - техническая скорость рыхления, м/с; τ - время переезда рыхлителя на следующую борозду, с (при челночных проходах $\tau = \tau_1 = 30 \div 60$ с, а при работе с холостым перегоном $\tau = \tau_1 + \frac{L}{v_1}$); L и L' соответственно длина параллельного и перекрестного реза, м;

v_1 - скорость движения тягача на первой передаче, м/с.

Производительность рыхлителей в плотных породах достигает 1000-1500 м³/ч; она существенно зависит от длины параллельных резов, которую целесообразно принимать в пределах 100-300м.

Механическое рыхление позволяет облегчить условия отдельной выемки маломощных горизонтальных и наклонных (до 20°) пластов, эффективно регулировать кусковатость горной массы, уменьшить потери и разубоживание полезного ископаемого благодаря отсутствию развала и перемешивания пород,

минимально переизмельчать и разупрочнять горные породы (что особенно важно при добычании строительных горных пород), повысить безопасность работ.

Рыхлители успешно применяются при разработке угля, фосфоритных и апатитовых руд, сланцев, песчаников, полускальных известняков, а также маломощных слоев скальных сильно- и чрезвычайно трещиноватых руд и пород. Механическое рыхление эффективно при гидравлической разработке тяжелых глинистых пород, разработке мерзлых пород и при вспомогательных работах (проведение дренажных канав, выкорчевывание пней, рыхление недомыва и др.). Хорошее качество подготовки небольшая мощность разрыхленного слоя позволяют вести выемку горной массы скреперами, бульдозерами и одноковшовыми погрузчиками.

Понятие о буровых работах.

При открытой разработке скальных месторождений практически все горные работы ведутся с предварительным рыхлением пород взрывным способом, что требует применения высокопроизводительной буровой техники. На её выбор влияют горно-геологические условия, масштаб месторождения, параметры системы разработки, физико-механические свойства горных пород.

Бурение скважин - трудоёмкий и дорогостоящий процесс, особенно в скальных, трудноразрушаемых породах.

Эффективность бурения взрывных скважин определяется скоростью бурения, которая зависит от:

- способности породы разрушаться под воздействием бурового инструмента (основной фактор);
- вида и формы бурового инструмента, способа его воздействия на забой скважины;
- усилий и скорости воздействия бурового инструмента на забой скважины;
- диаметра скважины и её глубины;
- способа, скорости и тщательности удаления из забоя скважины буровой мелочи, препятствующей разрушению породы.

Буримость – степень сопротивляемости породы разрушению буровым инструментом. Она включает в себя в скрытом виде такие механические характеристики пород, как упругие свойства, прочность, пластичность, а также технологические показатели твёрдость, вязкость и абразивность.

Одним из главных параметров, влияющих на интенсивность ведения буровых работ, является механическая скорость бурения взрывных скважин, которая определяется как неуправляемыми, так и управляемыми факторами.

Технологические параметры буровых станков и физико-технические характеристики горных пород определяют в целом эффективность бурения взрывных скважин. При выборе технических средств бурения в конкретных условиях или для последующих технологических и экономических расчетов используют относительный показатель трудности бурения породы P_6 , величина которого может быть определена из эмпирического выражения

$$P_6 = 0,07(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7 \gamma \quad (3.7)$$

где γ - плотность пород, т/м³

В соответствии с величиной P_6 все горные породы разделены на 5 классов (25 категорий).

I класс – легко буримые ($P\sigma=1-5$);

II класс – средней буримости $P\sigma=6-10$;

III класс – труднобуримые $P\sigma=11-15$;

IV класс – весьма труднобуримые $P\sigma=16-20$;

V класс – исключительно труднобуримые $P\sigma=21-25$.

При термическом бурении горные породы характеризуются показателем термобуримости, который количественно представлен критерием термобуримости $P_{тб}$ и температурой разрушения в $^{\circ}\text{C}$ T_p ;

$$P_{тб} = \frac{4,19\beta \cdot E}{(\sigma_p c K_{пл})} \quad (3.8)$$

$$T_p = \frac{1,5\sigma_{сж}}{\beta E} (1 - \nu) \quad (3.9)$$

β - коэффициент линейного теплового расширения породы, $1/^{\circ}\text{C}$;

E – модуль Юнга, МПа;

c – объемная теплоемкость породы Дж/(см³ $^{\circ}\text{C}$);

σ_p – предельное сопротивление породы разрушению, МПа;

$K_{пл}$ – коэффициент пластичности породы;

$\sigma_{сж}$ - предельное сопротивление породы сжатию, МПа;

ν - коэффициент Пуассона.

Величина $P_{тб}$ соответствует объему идеально упругой породы, разрушаемой при воздействии на нее тепла в 1 Дж. Величина $P_{тб}$ может изменяться от $2 \cdot 10^{-8}$ до $5 \cdot 10^{-6}$ м³/Дж.

По критерию термобуримости горные породы делятся на три класса.

I – хорошо термобуримые, $P_{тб} \geq 5 \cdot 10^{-7}$ м³/Дж;

II – термобуримые, $P_{тб} = 5 \cdot 10^{-7} - 5 \cdot 10^{-8}$ м³/Дж;

III – труднотермобуримые, $5 \cdot 10^{-8}$ м³/Дж $\leq P_{тб}$.

Обычно разрушающее напряжение в породе создается при температурах 300-600 $^{\circ}\text{C}$. Наиболее эффективно разрушаются породы, состоящие из минералов с различными коэффициентами теплового расширения, при небольших коэффициентах теплопроводности и больших значениях модуля упругости E . Трудно поддаются термическому разрушению мягкие, рыхлые и жилистые породы.

Виды бурения, технологическая характеристика и режимы бурения.

В зависимости от способа воздействия породоразрушающего инструмента на забой, используемые в настоящее время буровые станки делятся на две группы: механического воздействия (станки ударного, вращательного, ударно-вращательного бурения); физического воздействия (станки термического бурения).

Ударное бурение применяется в очень ограниченных масштабах (около 1% общего объема бурения) в закарстованных разнородных, разнопрочных и мерзлых породах ($P_{\sigma}=10-20$). Диаметр скважин составляет 150-350 мм, их глубина до 50 м. Для ударного бурения скважин используют станки БУ-20-2М, БУ-20-2У, БС-1М.

Вращательное (шнековое) бурение широко используется для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 125-160мм и глубиной до 25м в породах с $P_{\delta}=1-6$. Для шнекового бурения используют станки СБР-125, СБР-160, СБР-200.

Шарошечное бурение наиболее широко применяется на открытых работах в различных горно-геологических и климатических условиях при бурении скважин диаметром 190-320мм и глубиной до 35м в породах с $P_{\sigma}=8-17$. Для шарошечного бурения используют станки 2СБШ-200Н, СБШ-250МН, СБШ-320.

Ударно-вращательное бурение используется при бурении вязких пород с $P_{\sigma}=4-25$. Для бурения скважин диаметром 100-200мм глубиной до 30м погружными пневмоударниками применяются станки СБУ-125, СБУ-160, СБУ-200.

Термическое бурение применяется ограниченно для бурения в труднобуримых кварцесодержащих породах (с $P_{\sigma}=8-15$) скважин диаметром 200-400мм и глубиной до 18-20 м.

Гидравлическое бурение основано на действии тонкой высоконапорной струи воды, подаваемой на забой скважины со сверхзвуковой скоростью. Скорость бурения в гранитах достигнута 9 м/ч.

Ультразвуковое бурение заключается в воздействии на горную породу ультразвуковых колебаний бурового инструмента и кавитационного эффекта в промывочной жидкости.

Взрывное бурение производится с помощью жидких или твердых зарядов ВВ, а так же струйным способом. В настоящее время создаются опытные станки взрывного бурения скважин диаметром до 300 мм и глубиной до 40 м и промышленные взрывобуры для вторичного дробления негабаритов.

Плазменное бурение осуществляется за счет возникающих высоких термических напряжений и частично за счет плавления и испарения скальных пород при нагреве забоя скважины плазменным факелом, образующимся в плазмотроне электрической дуги между вольфрамовым электродом и соплом газовой горелки (охлаждаемой водой) при прохождении азота или смеси азота и водорода.

Параметры взрывных скважин.

К основным параметрам скважины относятся (рис. 3.1) глубина, диаметр и угол наклона скважины. От этих параметров, а также типа и плотности ВВ, размеров сетки скважин на уступе и порядка взрывания зависят вместимость 1 м скважины, выход взорванной породы (взрываемый объем) на 1 м скважины, конструкция заряда.

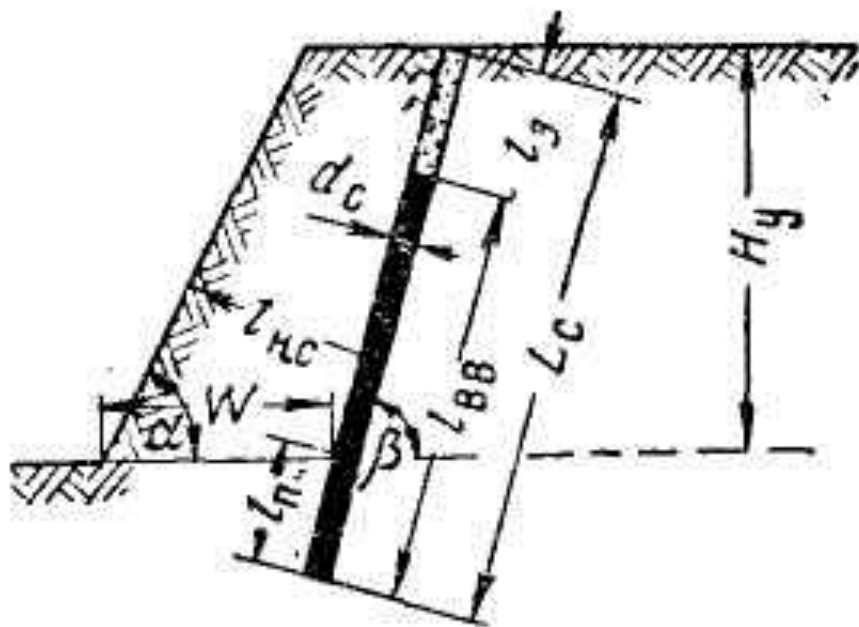


Рис. 3.10. Взрывная скважина

Глубина скважины L_c определяется высотой взрываемости уступа H_y , углом наклона скважины к горизонту β и величиной «перебура» скважины l_n ниже отметки подошвы уступа:

$$L_c = \frac{1}{\sin \beta} (H_y + l_n), \text{ м.} \quad (3.10)$$

По величине угла β различают *горизонтальные, наклонные и вертикальные скважины*.

В основном в настоящее время применяют вертикальные скважины. Горизонтальное расположение взрывных скважин ($\beta=0$) не нашло пока распространения на карьерах и используется в частных случаях. Наклонные скважины бурят под углом $60^\circ \leq \beta \leq 85^\circ$; при $\beta < 60^\circ$ весьма затрудняется ручное заряжание скважин россыпными ВВ. При взрывании наклонных скважинных зарядов, когда $\beta = \alpha$, где α – угол откоса уступа, сопротивление породы взрыванию постоянно по высоте уступа, отрыв пород происходит, как правило, по линии скважин, улучшается степень дробления, хорошо прорабатывается подошва уступа, может быть снижен на 5-7% расход ВВ.

Перебур скважины необходим для качественного разрушения пород в подошве уступа и должен составлять

$$l_n = (10 \div 15) d_c, \text{ м.} \quad (3.11)$$

Перебур ведет к увеличению объема бурения, нарушению кровли нижнего уступа, вследствие чего в легковзрываемых породах его принимают минимальным. В трудновзрываемых породах при использовании многорядного короткозамедленного взрывания иногда $l_{п} > 15d_c$. Перебур не производят или даже не добуривают скважину подошвы уступа, если нижележащий уступ представлен тонким пластом полезного ископаемого или пластичными породами.

Длина заряда в скважине $l_{вв}$ желательна максимальная для рассредоточения заряда по высоте уступа, что улучшает дробление пород. Концентрация заряда при увеличении диаметра скважины ведет к увеличению кусковатости взорванной породы, выхода «негабарита» и объема переизмельченной породы вблизи заряда.

Забойка скважины должна быть плотной, ее средняя длина l_3 , с одной стороны, должна быть достаточной для предотвращения утечек продуктов взрыва, выброса породы и образования сильной ударной воздушной волны, но, с другой стороны, l_3 ограничивается по условию возможного удаления заряда ВВ от кровли уступа и размером зоны нерегулируемого дробления. Обычно

$$l_3 = (20 \div 35)d_c, м. \quad (3.12)$$

Верхний предел относится к чрезвычайно трещиноватым, а нижний – к практически монолитным трудновзрываемым породам. В качестве материала для забойки применяются буровая мелочь, песок, щебень, хвосты обогатительных фабрик с размерами частиц не более 50 мм.

Длина заряда ВВ

$$l_{ВВ} = L_c - L_3 \approx (0,6 \div 0,85)L_c \approx (0,65 \div 1,0)H_y, м. \quad (3.13)$$

Диаметр скважины должен обеспечить размещение требуемого для взрыва заряда ВВ при установленной его длине $l_{вв}$, а также возможно большую зону регулируемого дробления заряда. Диаметр скважины выбирается на основе технико-экономических расчетов. С диаметром заряда тесно связано возможное расстояние от центра заряда до свободной поверхности, т. е. линия наименьшего сопротивления $l_{н. с.}$. От диаметра скважины (в дм) зависит ее вместимость:

$$p = 7,85d_c^2 \Delta, кг/м. \quad (3.14)$$

где Δ - плотность заряжения ВВ в скважине, кг/м³.

При ручном и механизированном заряжении величина Δ соответственно равна 0,9 и 1 кг/дм³, а при применении водонаполненных ВВ $\Delta = 1,4 - 1,6$ кг/дм³.

В действующих карьерах при определенном виде применяемого бурового оборудования и инструмента диаметр скважин является обычно заданной величиной, и применительно к нему и проектному удельному расходу ВВ определяют массу заряда и объем породы, подлежащей взрыванию.

Конструктивно скважинный заряд может быть сплошным или рассредоточенным. У последнего основной заряд расположен в нижней части, а один – два дополнительных заряда - в средней и верхней частях скважины, что позволяет уменьшить размеры зоны нерегулируемого дробления и выход негабаритных кусков, особенно в крупноблочных породах.

Ключевые термины:

декоративность	критическое напряжение
буроклиновой способ	гидроклиновая установка
закладные клинья	канатные пилы
рыхление	кусковатость
удельный расход	эталонный расход
водоустойчивость	сосредоточенность заряда
поправочный коэффициент	проектный расход
проектный расход	перебур скважины
рассредоточение заряда	сплошной заряд
линия наименьшего сопротивления	однорядная

Контрольные вопросы:

1. Какие производственные процессы объединяются понятием «подготовка горных пород к выемке и погрузке»?
2. Какие условия предъявляются при подготовке к выемке естественного камня?
3. Какова физическая сущность буроклинового способа подготовки?
4. Достоинство и недостатки канатных пил.
5. Какие средства используются при механическом рыхлении?
6. Основные технологические параметры рабочего органа рыхлителя.
7. На какие группы делятся буровые станки?
8. Перечислите виды бурения.
9. Классификация пород по буримости.
10. Основные параметры взрывных скважин.

Рекомендуемая литература по разделу

1. Сиренко В.Н. Параметры механического рыхления горных пород на карьерах. – В кн.: Технология, механизация и организация горных работ. М., Наука, 1969, с. 82-97.
2. Теория и практика открытых разработок/Н.В. Мельников, Э.И. Реентович, Б.А. Симкин и др. 2-е изд. М., Недра, 1979. 636 с.
3. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. М., «НЕДРА», 1978, 544 с.
4. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Производственные процессы. М., «НЕДРА», 1985.

Курс:

«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел второй.

ПРОЦЕССЫ ГОРНЫХ РАБОТ.

Лекция 4

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ТЕХНИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ.

Технология обучения

Время - 2 час	Количества студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	<ol style="list-style-type: none">1. Типы забоев2. Типы заходок3. Общие сведения о производительности выемочных машин
<i>Цель учебного занятия:</i> формирование знаний о технологических и технических основах выемочно-погрузочных работ и их производительности	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">• ознакомить с сущностью выемочно-погрузочных работ;• ознакомить с параметрами выемочно-погрузочных работ;	<i>Результаты учебной деятельности:</i> <p>Студент должен узнать:</p> <ul style="list-style-type: none">- Сущность выемочно-погрузочных работ- Типы забоев и заходок.- Какими средствами осуществляется выемка и погрузка горной массы- Параметры выемочно-погрузочных машин
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах. Графорганазеры
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ul style="list-style-type: none"> – Что такое выемочно-погрузочные работы? - Какими средствами осуществляется выемка и погрузка горной массы? - Что такое заходка? - Что такое забой? <p>Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал лекции по вопросам плана, использует визуальные материалы.</p> <p>Акцентирует внимание на ключевых</p>	<p>2.1. Слушают.</p> <p>По очереди отвечают на вопросы.</p> <p>Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают</p>
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Типы забоев

Выемка мягких, сыпучих и плотных пород обычно производится непосредственно из массива, а выемка разрушенных (взорванных) пород – из развала или разрыхленного слоя. *Поверхность горных пород в массиве или развале, являющаяся объектом выемки, называется забоем.*

При выемке пород из массива забоем могут являться следующие поверхности уступа или подступа: торец уступа, т. е. боковой его откос, образованный при выемке части полосы уступа (рис. 4.1, а, е, ж); площадка уступа (рис. 4.1, б); продольный откос уступа (рис. 4.1, в).

При выемке разрушенных пород забоями также являются торцовый (рис. 4.1, д) или продольный откос развала, а иногда и его верхняя поверхность. Соответственно забой называется *торцовым*, *продольным* и *забоем площадки*. Чаще всего продольный откос уступа совпадает с фронтом его работ, и продольный забой называется *фронтальным*. Разновидностью торцового забоя является *траншейный забой*. Иногда применяются *комбинированные забои*, когда одновременно разрабатываются две поверхности уступа или развала, например площадка и продольный откос (рис. 4.1, з). Продольный и торцовый откосы относятся к *разрабатываемой части* уступа или развала.

Забои всех типов по структуре могут быть *однородными (простыми)*, если в их пределах породы имеют сравнительно одинаковые свойства, и *разнородными (сложными)*, если в их пределах перемежаются вскрышные породы с существенно разными свойствами, вскрышные породы с полезным ископаемым разных типов и сортов.

При сложном строении залежи структура забоя зависит от формы контактных поверхностей между полезным ископаемым вмещающими породами в массиве или в развале и расположения относительно забоя различных типов ископаемого. Забои при этом простые только в случаях, когда они параллельны контактам между разнотипными компонентами (см. рис. 4.1, б, в).

В простых забоях производится *валовая* (сплошная) выемка пород. В сложных забоях выемка вскрышных пород с различными свойствами также обычно валовая, а выемка полезного ископаемого и вскрышных пород или различных сортов полезного ископаемого чаще всего *раздельно (раздельная выемка)*. Выбор типа забоя зависит как от свойств разрабатываемых вскрышных пород и полезного ископаемого и условий их залегания, так и от используемого выемочного оборудования. Обычно стремятся применять простые забои.

По взаимному расположению забоя и горизонта установки экскаватора различают *способы выемки: верхним черпанием* (забой расположен выше горизонта установки машины), *нижним черпанием*, *смешанным* (нижнем и верхним) *черпанием*. Аналогично различают и *способы погрузки: нижнюю*, *верхнюю* и *смешанную*. Смешанная погрузка одновременно или поочередно включает верхнюю и нижнюю погрузку на промежуточный транспортный горизонт.

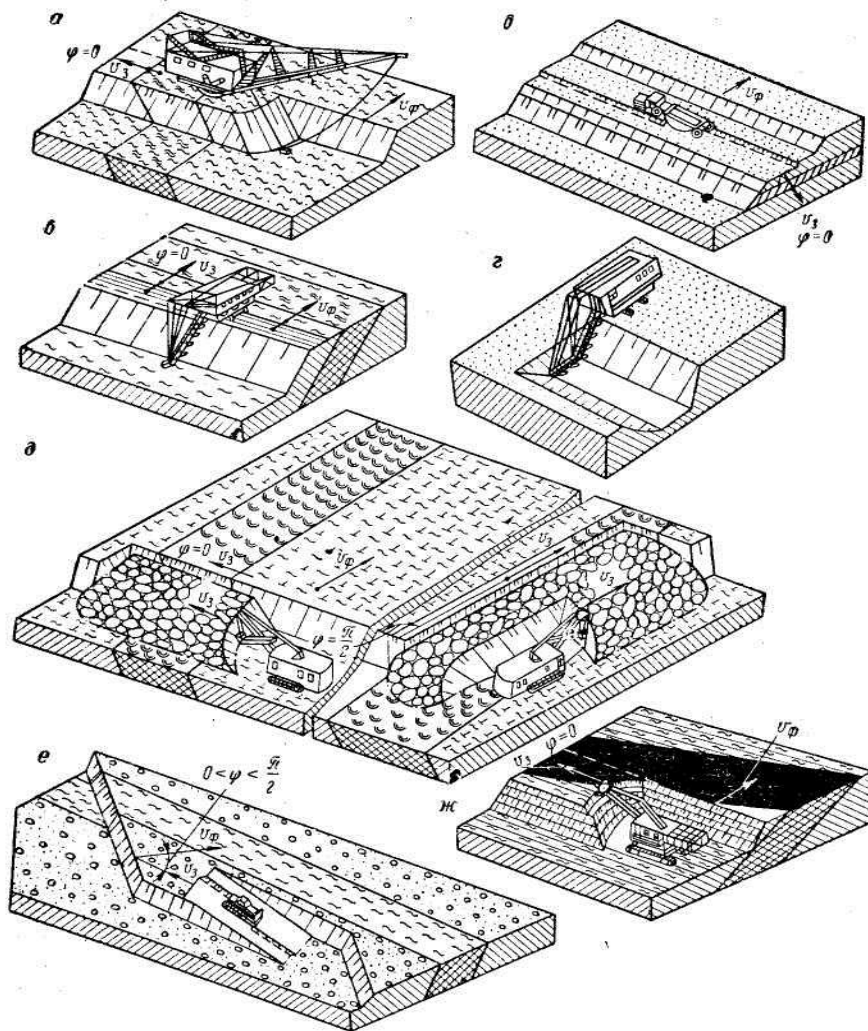


Рис. 4.1. Типы забоев:

а, д, е, ж – торцовый; *б* – забой-площадка; *в* – фронтальный; *г* – комбинированный.

Типы заходок

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

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

По расположению относительно фронта работ уступа заходки подразделяются (рис. 4.2.) 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. 4.2.)

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 $(1,5-1,7) R_q$ – 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 заходок последние подразделяются на тупиковые и сквозные.

Тупиковые заходки (рис. 4.2, 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. 4.2, 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 заходок относительно фронта, а также ширине заходок.

Разнородные заходки характеризуются последовательной перемежаемостью по длине отдельных блоков пустых пород, полезного ископаемого и его отдельных сортов, поэтому забои 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 обрабатывается *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.

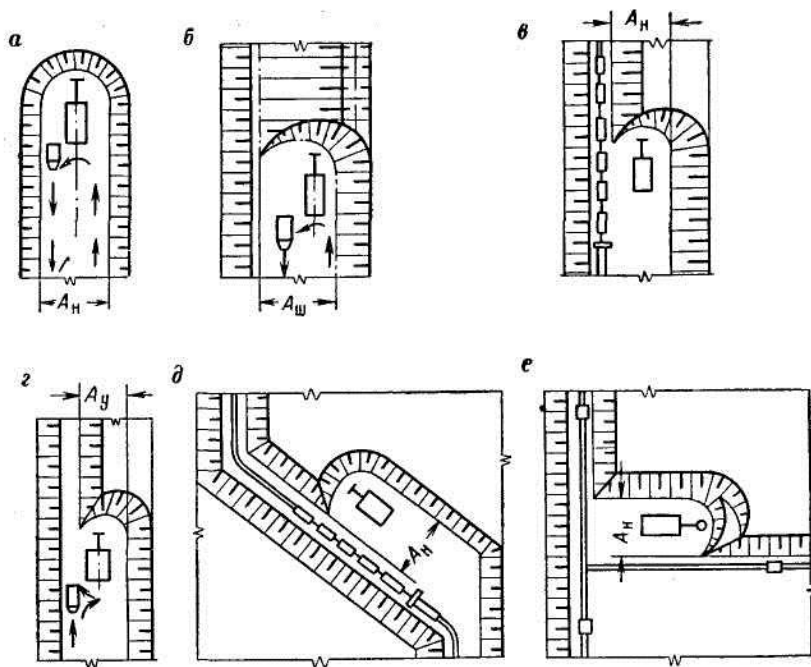


Рис. 4.2. Типы заходок:

а, б – туиковые траншейная и эксплуатационная продольные; *в, г* – сквозные нормальная и узкая; *д* – сквозная диагональная; *е* – сквозная поперечная.

Общие сведения о производительности выемочных машин

Производительность карьерных выемочных машин является одним из важнейших технико-экономических показателей открытых горных работ. Она определяет требуемый парк выемочного оборудования и в большей степени влияет на производительность и требуемый парк транспортного оборудования, производительность труда горнорабочих и затраты на производство горных работ.

Различают паспортную, техническую, эффективную и эксплуатационную производительность выемочных машин.

Паспортная производительность $Q_{п}$ зависит только от конструктивных факторов: мощности двигателей, линейных размеров рабочего оборудования, расчетной емкости и формы экскавирующего органа (ковша, лемеха и т. д.), кинематической схемы и расчетно-конструктивных скоростей движения рабочего органа.

Паспортная производительность всех выемочных машин цикличного действия (скреперов, бульдозеров, одноковшовых погрузчиков и экскаваторов)

$$Q_{п} = E n_n = \frac{3600}{T_{ц.н}} E, \text{ м}^3 / \text{ч}, \quad (4.1)$$

где $T_{ц.н}$ - паспортная продолжительность рабочего цикла машины.

Паспортная производительность является основой определения других категорий производительности и служит для сравнения отдельных видов и типоразмеров выемочных машин между собой.

Техническая производительность Q_T является наибольшей возможной часовой производительностью выемочной машины при непрерывной ее работе в конкретных горнотехнических условиях – при конкретных экскавируемых породах, видах и типоразмерах средств механизации смежных производственных процессов (в первую очередь транспортирования) и параметрах забоев.

В общем виде техническая производительность выемочных машин

$$Q_T = \frac{3600E}{T_{\text{ц}}} \frac{K_{\text{н.к}}}{K_{\text{р.к}}} K_{\text{т.в}} = \frac{3600E}{T_{\text{ц}}} K_{\text{э}} K_{\text{т.в}}, \text{ м}^3 / \text{ч}, \quad (4.2)$$

где $T_{\text{ц}}$ - минимальная продолжительность рабочего цикла выемочной машины в конкретных горно-технических условиях, с; $K_{\text{н.к}}$ и $K_{\text{р.к}}$ - соответственно коэффициенты наполнения ковша и разрыхления породы в ковше; $K_{\text{э}}$ - коэффициент экскавации; $K_{\text{т.в}}$ - коэффициент влияния технологии выемки.

Техническая производительность необходима для определения эффективной и эксплуатационной производительности, а также для оценки эффективности применения данной выемочной машины в конкретных горнотехнических условиях.

Эффективная производительность $Q_{\text{эф}}$ является фактической часовой производительностью выемочной машины при непрерывной ее работе в конкретных горнотехнических условиях. Она учитывает изменение продолжительности основных и вспомогательных операций по сравнению с расчетными значениями из-за неоднородности экскавируемых пород, изменения параметров забоя, ручного управления машиной, а также потери экскавированной породы.

В общем виде эффективная производительность выемочных машин

$$Q_{\text{эф}} = Q_T \eta_{\text{п}} K_{\text{пот}} K_{\text{в}} = Q_{\text{п}} K_{\text{п.ср}} K_{\text{э}} K_{\text{пот}} K_{\text{в}}, \text{ м}^3 / \text{ч}, \quad (4.3)$$

где $K_{\text{п.ср}}$ - средневзвешенный коэффициент влияния пород в сложном забое (сложенном неодинаковыми по трудности экскавации породами); $K_{\text{п}}$ - коэффициент влияния однородной породы; $K_{\text{пот}}$ - коэффициент, учитывающий потери экскавированной породы; $K_{\text{в}}$ - коэффициент управления, учитывающий несоответствие паспортных и фактических параметров забоя, квалификацию машиниста и т. д.; $K_{\text{э}}$ - коэффициент влияния параметров забоя (коэффициент забоя).

Эффективная производительность в большинстве случаев (в том числе в первую очередь при использовании данных фактических хронометражных наблюдений) является основой определения эксплуатационной производительности выемочных машин.

Эксплуатационная производительность $Q_{\text{э}}$ характеризует объем работы, который выполняет или реально может выполнить выемочная машина с учетом затрат времени на технические, технологические и организационные работы и перерывы.

В свою очередь, зависимости от длительности рассматриваемого периода различают эксплуатационную сменную, месячную и годовую производительность машин.

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

Ключевые термины:

торцовый забой	забой площадка
фронтальный забой	комбинированные забои
траншейный забой	однородный
разнородный	валовая выемка
раздельная выемка	верхняя черпание
нижняя черпание	заходка
забойный блок	продольная
поперечная	диагональная
тупиковые	сквозные
панель	блок

Контрольные вопросы

1. Перечислите типы забоев.
2. По каким критериям подразделяются заходки.
3. При каких видах транспорта применяются продольные, поперечные и диагональные заходки.
4. Виды заходки по ширине и их различия.
5. Какая бывает производительность выемочных машин и их техническая характеристика.

Рекомендуемая литература по разделу

1. Гончаров С.А. Термическое расширение взрывных скважин на карьерах: Учеб. Пособие. – М., Изд. МГГУ, 2002. 89 с.
2. Коваленко В.С., Голик Т.В. Рекультивация нарушенных земель на карьерах: Учебное пособие в 2-х частях. Ч. 1. Основные требования к рекультивации нарушенных земель. – М., Изд. МГГУ, 2003. 65 с.
3. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом (взрывные технологии в промышленности): Учебник. – 1994. – 448 с.
4. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1974. 424 с.
5. Открытые горные работы: Справочник. – М. : Горное бюро. – 1994. – 519 с.
6. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Часть 1. – М., Недра, 1985.

Курс:

«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Разделъ второй.

ПРОЦЕССЫ ГОРНЫХ РАБОТ.

Лекция 5

ВЫЕМКА ПОРОД ОДНОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

Технология обучения

Время - 2 час	Количества студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	<ol style="list-style-type: none">1. Технологические параметры механических лопат2. Выемка мягких пород карьерными мехлопатами3. Выемка взорванных пород карьерными мехлопатами4. Раздельная выемка мехлопатами
<i>Цель учебного занятия:</i> формирование знаний, навыков и умений в области эксплуатации и условий применения механических лопат	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">• ознакомить с принципом работы одноковшовых экскаваторов;• ознакомить с параметрами одноковшовых экскаваторов;• ознакомить с видами производительности одноковшовых экскаваторов	<i>Результаты учебной деятельности:</i> <p>Студент должен узнать:</p> <ul style="list-style-type: none">- принцип работы одноковшовых экскаваторов;- параметры одноковшовых экскаваторов;- виды производительности одноковшовых экскаваторов
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа,
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ul style="list-style-type: none"> – Основные технологические параметры механических лопат. - Перечислите отличительные особенности выемки мягких пород. - Что такое выемка взорванных пород карьерными мехлопатами. - Перечислите способы простой раздельной выемки. <p>Как производится выемка в сложных забоях Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал лекции по вопросам плана, использует визуальные материалы.</p> <p>Акцентирует внимание на ключевых моментах темы, предлагает их записать</p>	<p>2.1. Слушают. По очереди отвечают на вопросы. Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы. Записывают главное.</p>
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Технологические параметры механических лопат

Основные технологические параметры механических лопат: емкость ковша, рабочие параметры, габариты, преодолеваемый уклон, масса, удельное давление. К рабочим параметрам относятся радиус и высота черпания и разгрузки, которые зависят от длины рукояти и стрелы, угла наклона последней, а также от положения пунктов черпания и разгрузки (рис. 5.1).

Радиус черпания $R_{ч}$ - горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша при черпании. Различают: *максимальный радиус $R_{ч\max}$* - при максимально выдвинутой горизонтальной рукояти, *минимальный радиус $R_{ч\min}$* - при подтянутой к гусеницам рукояти с ковшом на горизонте установки экскаватора, *радиус черпания экскаватора на горизонте установки $R_{чг}$* - максимальный радиус на горизонте установки экскаватора, а также *радиус черпания при максимальной его высоте $R_{ч.н}$* .

Высота черпания $H_{ч}$ - вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша при черпании; *максимальная высота $H_{ч.н}$* - максимальная высота поднятой рукояти. *максимальная высота $H_{ч.р}$* - максимальная высота поднятой рукояти. *максимальная высота $H_{ч.г}$* - максимальная высота поднятой рукояти. *максимальная высота $H_{ч.г}$* - максимальная высота поднятой рукояти. *максимальная высота $H_{ч.г}$* - максимальная высота поднятой рукояти. *максимальная высота $H_{ч.г}$* - максимальная высота поднятой рукояти.

Радиус разгрузки R_p - горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до оси ковша при разгрузке; *максимальный радиус разгрузки $R_{p\max}$* соответствует максимально выдвинутой горизонтальной 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 поднятой рукояти. Минимальные значения радиусов черпания и разгрузки не совпадают с соответствующими максимальными значениями высоты.

Сфера рабочего действия экскаватора определяется радиусами и высотой черпания и разгрузки. При этом обычно угол наклона стрелы $\alpha_c = 45^\circ$. У некоторых мехлопат угол α_c может изменяться в пределах 30-

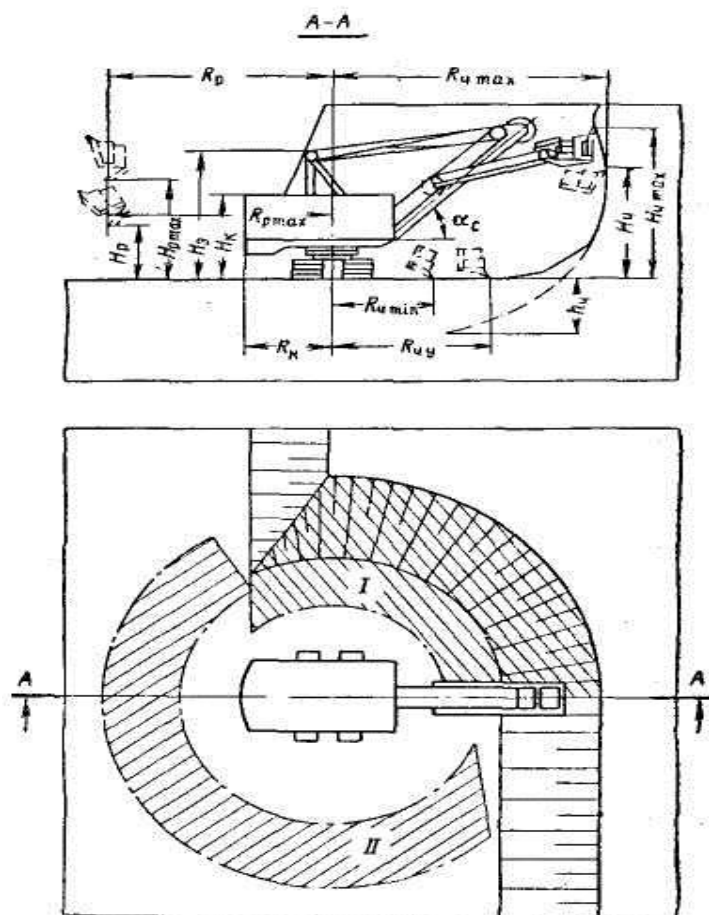


Рис.5.1. Забой и рабочие параметры мехлопаты: I, II - зоны черпания и разгрузки

50⁰. С увеличением α_c увеличивается высота, и уменьшаются радиусы действия экскаватора.

Габариты экскаватора определяются радиусом вращения задней части кузова R_k , высотой экскаватора $H_э$ - вертикальным расстоянием от горизонта установки экскаватора до верхнего края наиболее выступающей вверх несъемной его части, высотой кузова экскаватора H_k .

Скорость движения мехлопат на гусеничном ходу составляет 0,9-3,7 км/ч. Преодолеваемый подъем достигает 12⁰ при массе экскаватора до 100 т и до 7⁰ для более крупных моделей.

Удельное давление экскаватора на грунт в моменты наполнения ковша, поворота и разгрузки меняется в широком диапазоне и может превышать среднюю (паспортную) величины в 15-20 раз. Максимальное удельное давление не должно превышать несущей способности основания, которая изменяется от 2 кгс/см² для мягкого песка, до 5-6 кгс/см² для плотной глины и 8-10 кгс/см².

Выемка мягких пород карьерными мехлопатами

Наиболее рационально выемка в торцовом забое при сквозной заходке, так как средний угол поворота экскаватора часто не превышает 90⁰, наиболее удобна подача транспортных сосудов под погрузку, минимальны простои из-за наращивания и перемещения транспортных коммуникаций.

При выемке продольным забоем средний угол поворота экскаватора возрастает до 110-140⁰ и, кроме того, необходимы частые передвижки его из-за малой ширины забоя. Все это существенно снижает производительность экскаватора. Поэтому продольный забой применяют часто только при раздельной выемке мехлопатами в комплексе с автотранспортом (см. рис. 5.4).

Отличительные особенности выемки мягких пород: постоянство высоты забоя, относительно легкие условия экскавации (по условиям копания, динамическим нагрузкам, ввиду отсутствия негабаритных кусков) и возможность применения ковшей увеличенной емкости.

Профиль забоя в мягких и плотных породах соответствует траектории движения ковша и имеет угол откоса 70-80⁰. Толщина срезаемых стружек составляет 0,2-1 м. при крутых траекториях, передвижках экскаватора по мере подвигания забоя на толщину одной-двух стружек (до 1-1,5 м – это длина забойного блока Р) и выборе определенного соотношения скоростей напора и подъема достигается рациональный режим черпания, исключая трение лобовой стенки ковша о породу.

Высота забоя в мягких породах не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора во избежание образования навесей и козырьков. В сыпучих породах допускается увеличение высоты забоя до безопасного предела в зависимости от конкретных условий. Минимальная высота забоя, обеспечивающая наполнение ковша экскаватора за одно черпание, составляет не менее 2/3 высоты напорного вала экскаватора.

Положение экскаватора относительно забоя и ширина заходки определяются экскавируемостью породы и видом применяемого транспорта. Минимальное расстояние между нижней бровкой забоя и экскаватором по условиям черпания (см. рис. 5.1) составляет $R_{q\min} = 0,5l_x(0,5C_x)$, где l_x и C_x - соответственно длина и ширина хода, а по условиям поворота машины $R_k = 0,5C_x + m$, где m - зазор, равный 0,4-0,6 м. Чтобы избежать преждевременного износа и поломок рукояти, черпание обычно производят при радиусе $R_q = (0,7 \div 0,8) R_{q\max}$, а разгрузку - при $R_p = (0,8 \div 0,9) R_{p\max}$.

Часть массива, которую может отработать экскаватор с одного положения, изменяя радиус черпания от минимального до максимального, является зоной черпания (см. рис. 5.1). Фактически обрабатываемая с одного положения зона черпания называется *забойным блоком*. К призабойному пространству относятся площадка установки экскаватора и зона разгрузки, ограниченная максимальным и минимальным радиусами разгрузки экскаватора (см. рис. 5.1).

При железнодорожном транспорте могут применяться продольные и диагональные нормальные и узкие заходки. Продольные заходки одновременно являются и панелями. Обычно применяют нормальные заходки для сокращения числа переукладок забойного пути. Ширина нормальной заходки ограничивается радиусом черпания экскаватора на уровне стояния. Различают внутреннюю и внешнюю части торцевого забоя (заходки). Ширина внутренней части (рис. 5.2) $l_1 \leq R_{q.v}$. Ширина внешней части l_2 принимают из условия нормального заполнения ковша без выталкивания породы из забоя. Это достижимо, если угол поворота экскаватора в сторону выработанного пространства не превышает $30-45^\circ$; при этом $l_2 = (0,5 \div 0,7) R_{q.v}$. Ширина нормальной заходки $A_H = (1,5 \div 1,7) R_{q.v}$. Удлиненную часть забоя часто обрабатывают с круговым поворотом экскаватора или с предварительной переэскавацией породы в ближнюю часть забоя в период ожидания составов.

При автомобильном транспорте применяют продольные заходки - панели или поперечные заходки. По ширине заходки могут быть нормальными $A_H = (1,5 \div 1,7) R_{q.v}$, узкими ($A_v < A_H$) и широкими ($A_{ш} > A_H$). Для подъезда автомашин может быть использовано выработанное пространство сбоку или позади экскаватора. Поскольку перенос и устройство забойных автодорог не требуют больших затрат, а средний угол поворота экскаватора уменьшается и техническая производительность его увеличивается при сокращении ширины внутренней части забоя l_1 , часто применяют узкие заходки шириной $A_v = (0,7 \div 1,0) R_{q.v}$ и двухстороннюю погрузку автосамосвалов.

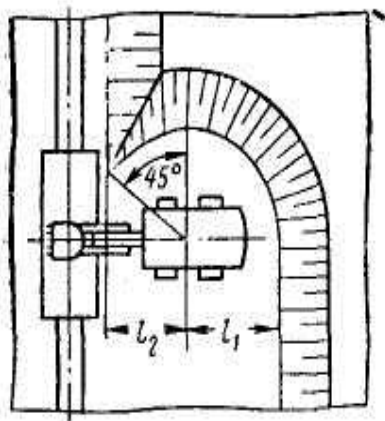


Рис. 5.2. Схема к определению ширины нормальной заходки мехлопаты

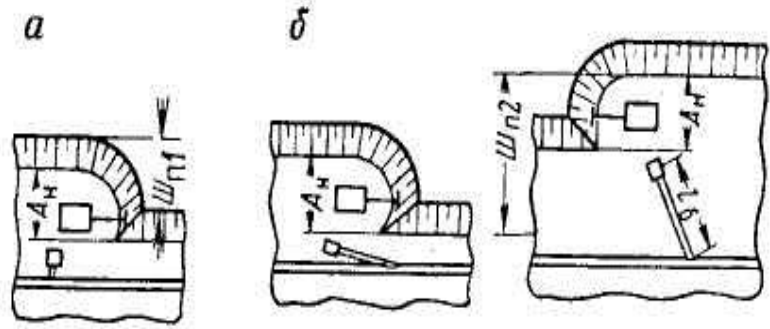
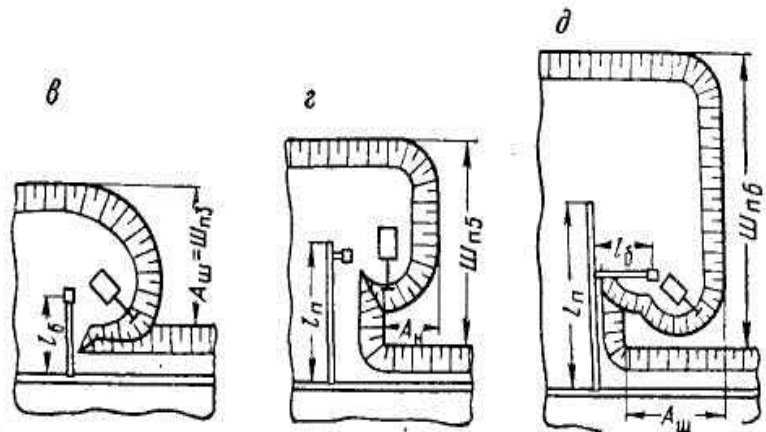


Рис. 5.3. Типы сквозных заходок при погрузке породы мехлопаты на конвейер



Погрузка мягких пород на конвейеры осуществляется через бункера – питатели, емкость которых в 1,5 раза и более превышает емкость ковша экскаватора. Распространены сквозные продольные нормальные заходки – панели, когда бункер – питатель располагается сбоку от забойного конвейера или над ним (рис. 5.3, а).

При наличии у бункер - питателя консольного конвейера панель включает две – три нормальные заходки, обрабатываемые между передвижками забойного конвейера (рис. 5.3, б).

При использовании бункер - питателя с консольным конвейером панель может обрабатываться и одной широкой заходкой; экскаватором производится выемка серповидных полос при обходе бункера – питателя по дуге, близкой к 180^0 (рис. 5.3, в).

Панель может включать и две - три продольные широкие заходки или шесть-девять нормальных заходок, если дополнительно между забойным конвейером и бункером - питателем с консольным конвейером устанавливается перегружатель.

При обработке панелей поперечными нормальными (рис. 5.3, г) или широкими (рис. 5.3, д) заходками максимальная ширина панели также зависит от вида перегрузочного оборудования (табл. 5.1).

Таблица 5.1

Параметры заходок и панелей при использовании перегружателей (по Г.Р.Буткевичу)

Схема (рис. 6.3)	Ширина панели $Ш_{П}$, м	Расчетная длина, м	
		бункер питателя с консольным конвейером l_{δ}	перегрузателя $l_{П}$
а	$Ш_{П1} = A_H = (1,5 - 1,7)R_{q,y}$	-	-
б	$Ш_{П2} = (2 - 3)A_H$	$l_{\delta} = Ш_{П2} + C_{\delta} - 2R_{q,y}$	-
в	$Ш_{П3} = A_{Ш} = 2(R_{q,y} + R_p) \approx 4,5R_{q,y}$	$l_{\delta} = 0,5Ш_{П3} + C \approx 2,25R_{q,y} + 2,5$	-
г	$Ш_{П4} = l_{П} + R_p + R_{q,y} - C = l_{П} + 2,25R_{q,y} - 2,5$	-	$l_{П} = Ш_{П4} + C - 2,25R_{q,y}$
д	$Ш_{П5} = l_{П} + 4,5R_{q,y} - C$	$l_{\delta} = 2,25R_{q,y} + 2,5$	$l_{П} = Ш_{П5} + C - 4,5R_{q,y}$

Примечание. C_{δ} - ширина бермы между откосом уступа и забойным конвейером для размещения бункера – питателя, C - минимальное расстояние от нижней бровки уступа до оси забойного конвейера, м ($C = 2,5$ м).

Все рассмотренные случаи увеличения ширины заходок и панелей принципиально возможны и при погрузке мехлопатами горной массы в средства железнодорожного транспорта через промежуточные бункера – питатели и конвейерные перегружатели. *Верхняя погрузка в торцовом забое сквозной заходки* мехлопатой с удлиненным рабочим оборудованием чаще применяется при железнодорожном транспорте. Заходки обычно нормальные, ширина их определяется также, как при нижней погрузке (рис. 5.4). Максимальная высота забоя:

по условию использования максимальной высоты разгрузки

$$H_y = H_{pmax} - h_b - e, \text{ м}, \quad (5.1)$$

где h_b - высота транспортного сосуда от кровли уступа, м; e - безопасный зазор между кузовом и ковшом в момент разгрузки ($e = 0,5 \div 0,7$ м);

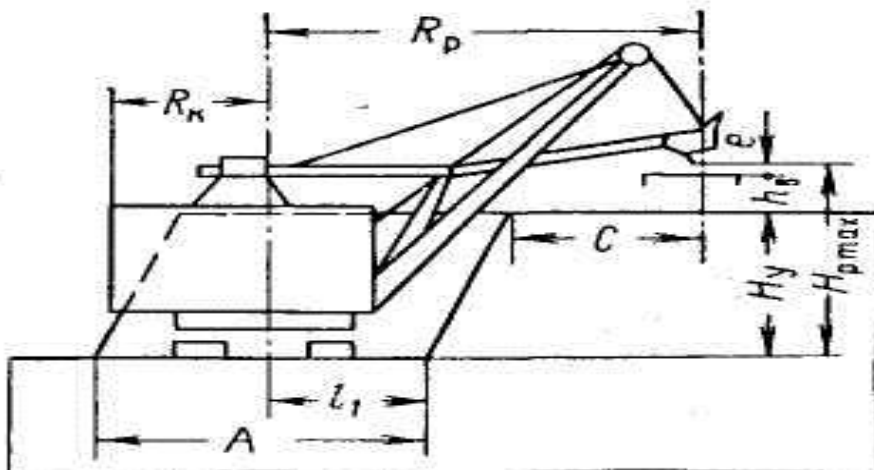


Рис. 5.4. Забой мехлопаты при верхней погрузке по условию полного использования радиуса разгрузки

$$H_y = (R_{pH} - R_{q,y} - C) \operatorname{tg} \alpha, \text{ м}, \quad (5.2)$$

где R_{pH} - радиус разгрузки при максимальной ее высоте, м; C - безопасное расстояние от оси пути до верхней бровки уступа ($C=2,5 \div 3$ м и более); α - угол откоса уступа, градус.

В устойчивых породах, когда $\alpha=60 \div 70^\circ$, высота уступа ограничивается высотой разгрузки, а в мягких породах - радиусом разгрузки. Иногда для увеличения высоты уступа целесообразно применять узкие заходки. Для этого уменьшают ширину внутренней части заходки l_1 до величины

$$l_1 = R_{pH} - H_y \operatorname{ctg} \alpha - C, \text{ м} \quad (5.3)$$

При этом должно соблюдаться условие $l_1 \geq R_K + m$.

Тупиковые эксплуатационные заходки при железнодорожном транспорте применяют иногда при узких рабочих площадках, что не является нормальным. При автомобильном транспорте разворот автомашин может осуществляться в выработанном пространстве тупиковых широких заходов ($A_{шт} = 40 \div 60$ м); Применяют тупиковые широкие заходки и при конвейерном транспорте. Забойный конвейер устанавливают в выработанном пространстве заходки и по мере подвигания забоя периодически удлиняют с перемещением бункера - питателя. Ширина панели - широкой продольной заходки при использовании бункера - питателя без консоли (рис. 5.5, а), с консольным конвейером или перегружателем (рис. 5.5, б) определяется также, как и при выемке широкими сквозными заходками (см. табл. 5.1).

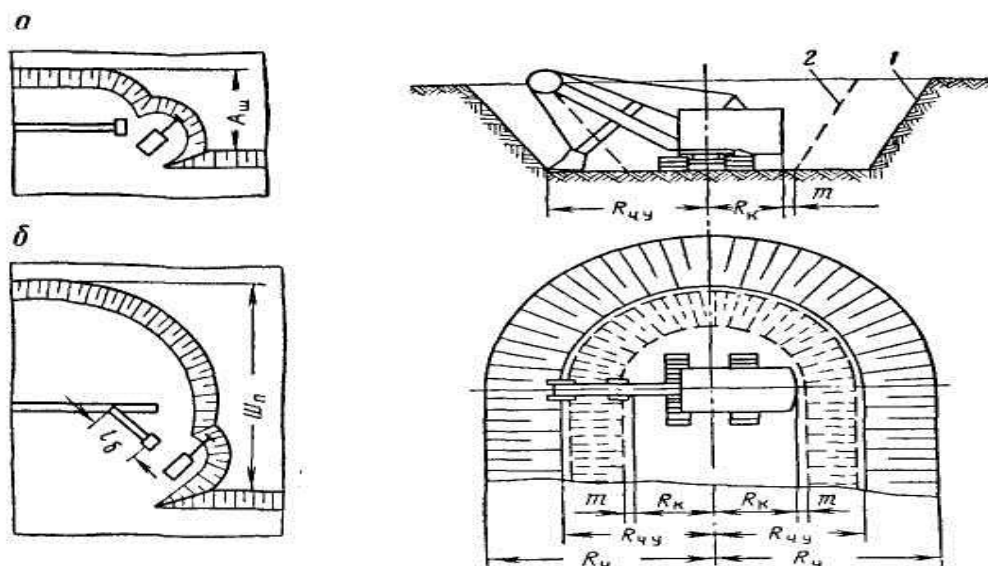


Рис. 5.5. Тупиковые широкие заходки при выемке мягких пород мехлопаты с погрузкой на конвейер

Рис. 5.6. траншейный забой мехлопаты: 1, 2 - борта траншеи при $A_{y,TP}$ и $A_{y,TP}$

Траншейный забой является разновидностью торцевого забоя при проведении траншей (рис. 5.6). При любом виде транспорта в сквозных или либо тупиковых заходках по условиям экскавации нормальная ширина траншейного забоя $A_{H,TP} = 2R_{q,y}$, а минимальная ширина узкого забоя

$A_{y. TP} = 2(R_K + m)$. Фактическая возможная ширина траншей определяется с учетом размещения транспортного оборудования.

Выемка взорванных пород карьерными мехлопатами.

Забоем карьерной мехлопат обычно является весь торец развала или его часть (рис. 5.7). Профиль забоя изменяется вследствие осыпания породы. Высота забоя конкретного экскаватора H_3 зависит от кусковатости и связности взорванной породы. В сыпучих мелкозорванных породах, когда отсутствует возможность их внезапного обрушения, $H_{3 \max} = (2,5 \div 2,7) H_{q \max}$, где $H_{q \max}$ - максимальная высота черпания экскаватора. В связно - сыпучих мелкозорванных и сыпучих породах средней кусковатости $H_{3 \max} = (1,05 \div 1,15) H_{q \max}$. В связных и крупнокусоватых породах $H_3 \leq H_{q \max}$.

Ширина панели (продольный заходки по целику) соответствует ширине взрываемого блока. Число заходок по развалу зависит от его ширины, вида применяемого транспорта и модели экскаватора. На практике ширина развала B изменяется от $1,3 H_V$ до $(5 \div 6) H_V$.

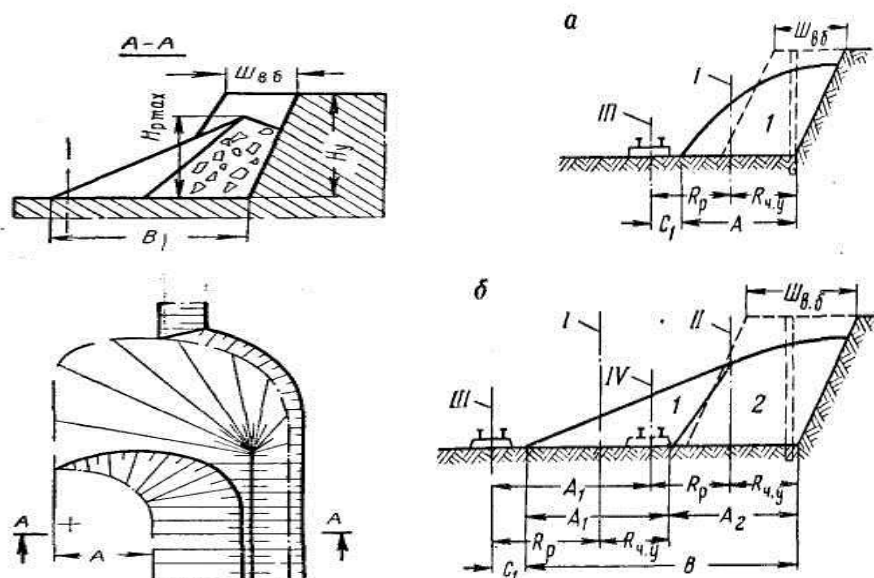


Рис. 5.7. Торцовый забой мехлопаты при выемке взорванной породы

Рис. 5.8. Выемка пород развала одной и двумя заходками:

I, II и IV – положения осей экскаватора и пути при отработке заходок 1 и 2

При железнодорожном транспорте и сотрясательном взрывании плотных и сильнотрещиноватых полускальных пород выемку взорванной породы ведут одной заходкой (рис. 5.8, а). Взрывные работы ведут перед укладкой забойного пути или после его укладки. Шаг передвижки пути и ширина заходки

$$A = B \leq 1,7 R_{qy}; \quad B \leq R_{qy} + R_p - C_1, \text{ м,}$$

где C_1 - расстояние между нижней бровкой развала и осью пути м ($C_1=2,5\div 3$ м).

При взрывании среднетрещиноватых полускальных пород без подпорной стенки (что характерно для угольных карьеров) развал обычно отрабатывают за две заходки экскаватора (рис. 5.8, б). После отработки первой заходки путь переносят на новую трассу и отрабатывают вторую заходку, после чего взрывают новый блок. Возможная ширина развала по сравнению предыдущим случаем больше на ширине заходки A , которой равен и шаг передвижки пути. При взрывании сильно- и среднетрещиноватых скальных пород с подпорной стенкой на рудных карьерах выемку взорванных пород ведут двумя – четырьмя заходками также без предварительной разборки путей. Для ограждения путей на подошве уступа часто оставляют специальные породные валы.

При взрывании крупноблочных скальных пород без подпорной стенки ширина развала взорванных пород может достигать 50-70 м. Пути перед взрывом разбирают на звенья и переносят краном за ожидаемую границу развала или, чаще, вывозят на платформах за пределы взрываемого блока. Для уменьшения числа передвижек путей обычно применяют нормальные заходки (до $1,7R_{q,y}$), которые оптимальны по суммарным затратам на экскавацию и транспорт.

При автомобильном транспорте жесткая взаимосвязь между элементами забоя и положением транспортных коммуникаций на уступе отсутствует. Оптимальна ширина заходки намного меньше, чем при железнодорожном транспорте. Для экскаваторов с ковшем емкостью 4-5 м³ она составляет 5-9 м.

На рудных карьерах по условиям селекции, увеличения объемов взорванной породы и сокращения длины экскаваторных блоков получили распространение сквозные и тупиковые широкие продольные заходки ($A_{ш} = 40\div 60$ м) (рис. 5.9, а), а также сквозные поперечные нормальные заходки длиной до 100 м (рис. 5.9, б). Развал взорванной породы при этом в результате применения соответствующих схем взрывания направлен в основном вдоль фронта уступа, т. е. в сторону широкой заходки или вкрест поперечной заходки. Это позволяет не увеличивать ширину рабочих площадок пропорционально ширине взрываемого блока.

При конвейерном транспорте схемы выемки взорванных пород аналогичны применяемым при выемке мягких пород. Погрузка мелкозорванных пород (в основном угля) осуществляется через бункер – питатель с грохотом (чаще колосниковым).

При взрывании скальных пород необходимы передвижные агрегаты. Характерны сквозные продольные нормальные заходки (рис. 5.10, а). При выемке взорванного бурого угля применяются также тупиковые широкие заходки с удлинением забойного конвейера (рис. 5.10, б). При данной схеме необходимы частые перемещения экскаватора, а на удлинение конвейера затрачивается не менее 40-60 мин.

При верхней погрузке взорванных пород мехлопатами с удлиненным оборудованием развал должен отгружаться за один проход экскаватора. Поэтому ширина развала не должна быть больше ширины нормальной заходки ($B \leq 1,7R_{q,y}$), высота уступа (для обеспечения указанной ширины развала) $H_y = (0,7\div 1,0)R_{q,y}$.

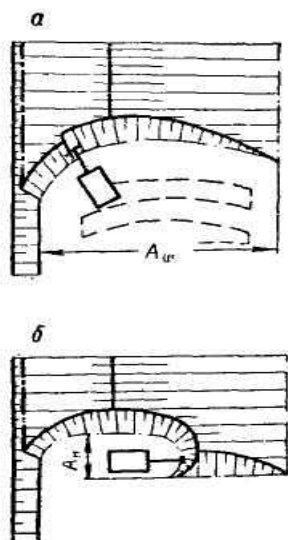


Рис. 5.9. Выемка взорванной породы мехлопатой широкой продольной и поперечными нормальными заходками

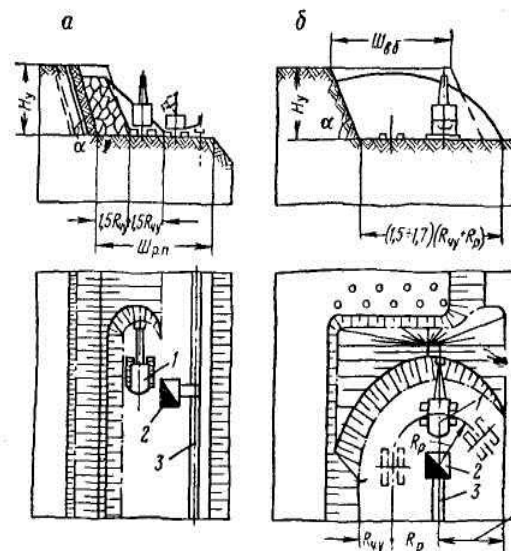


Рис. 5.10. Выемка взорванной породы мехлопатой с погрузкой на конвейер в сквозной нормальной и тупиковой широкой заходках: 1 - экскаватор; 2 - бункер-дозатор; 3 - забойный конвейер

Возможные типы *траншейных забоев* во взорванных породах те же, что и в мягких. Аналогично определяются и основные размеры таких забоев и траншейных заходок по условиям экскавации.

Раздельная выемка мехлопатами

Раздельная выемка в массиве или развале взорванных пород может быть простой или сложной. Простая раздельная выемка применяется в простых забоях однородных или разнородных заходок. Сложная раздельная выемка производится в сложных забоях.

Способы простой раздельной выемки разделяются на следующие группы: способы, связанные с созданием однородных панелей (в общем случае) или непосредственно однородных заходок (при мягких породах); способы, связанные с созданием простого забоя в разнородной заходке.

Однородные панели, врывающиеся блоки и заходки при горизонтальном и пологом ($\alpha \leq 5^\circ$) залегании пластов мощностью $m_n > 2$ м получают путем выделения подступов по каждому пласту и породному прослою. Погрузка нижняя или верхняя, если позволяют параметры обычной мехлопаты. При маломощных горизонтальных и пологих пластах ($m_n = 0,5 \div 2$ м) часто выемку экскаватором в первой заходке ведут с промежуточным штабелированием горной массы (иногда двух-трехкратным), которую отгружают при отработке второй-третьей заходки (рис. 9.11, а). В этих же условиях, а также при наклонном падении пластов в ряде случаев полезное ископаемое и вскрышные породы перемещают и складировывают в штабели бульдозерами, а из штабелей погрузка производится мехлопатой (рис. 5.11, б).

Раздельная выемка пластов пологого падения при $\alpha > 5^\circ$ чаще всего ведется двумя-тремя заходками по высоте уступа с опережающей отработкой верхних заходок и смещением их в плане (рис. 5.11, в).

При наклонном и крутом падении маломощных пластообразных залежей применяются несколько способов создания однородных заходок со стороны висячего борта залежей для уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого.

Раздельная выемка путем создания однородных продольных сквозных заходок непосредственно в массиве или после взрывания однородных блоков отдельно по полезному ископаемому и породе возможна при отработке уступа со стороны висячего бока пласта и направления заходок по простирацию пласта (рис. 5.11, *з*).

Взрывные скважины (если производится взрывание) располагают по контакту залежи с вмещающими породами или только в последних. В первом случае при согласном падении трещин и откоса уступа после выемки пустых пород происходит обрушение пласта, заоткошенного под углом его падения ($45-90^0$), и длина экскаваторного блока должна быть резко сокращена. При опережающем взрывании только породных блоков повышается устойчивость висячего бока пласта.

При отработке уступа со стороны лежачего бока пласта однородные заходки по породе и полезному ископаемому могут быть созданы путем проходки опережающей разрезной траншеи по вмещающим породам со стороны висячего бока пласта (рис. 5.11, *д*). Проходка такой траншеи осуществляется прямой мехлопатой или драглайном; может быть использована и обратная мехлопата.

Если фронт работ уступа не совпадает с простиранием пласта, в пределах добычного блока могут применяться диагональные однородные заходки (рис. 5.11, *е*) или фронт работ искривляется соответственно залеганию пластов. Диагональные заходки и опережающие траншеи возможны при широких рабочих площадках уступа.

Однородные заходки по развалу создаются после взрывания разнородных и сложноразнородных блоков, если выделить однородные панели, блоки и заходки по целику затруднительно или невозможно; при этом желательно разделение полезного ископаемого и пород в процессе взрыва.

При взрывании разнородных блоков и выемке развала на всю высоту применяются узкие, нормальные или переменной ширины однородной заходки (рис. 5.11, *ж*). Минимальная ширина заходки при железнодорожном транспорте из условия безопасной разгрузки $A_{y\min} = (0,6 \div 0,8) R_{q,y}$.

В ряде случаев подготовку горизонта ведут широкой разрезной траншеей с включением в ее контур маломощного пласта. После взрывания разнородного траншейного блока производится опережающая выемка породы и отработка полезного ископаемого отдельной продольной или короткими поперечными заходками (рис. 5.11, *з*).

При взрывании сложноразнородных блоков и размещении полезного ископаемого и породы в разных частях развала по высоте производится разделение развала на две-три подступа, которые отрабатываются отдельными однородными заходками (рис. 5.11, *и*).

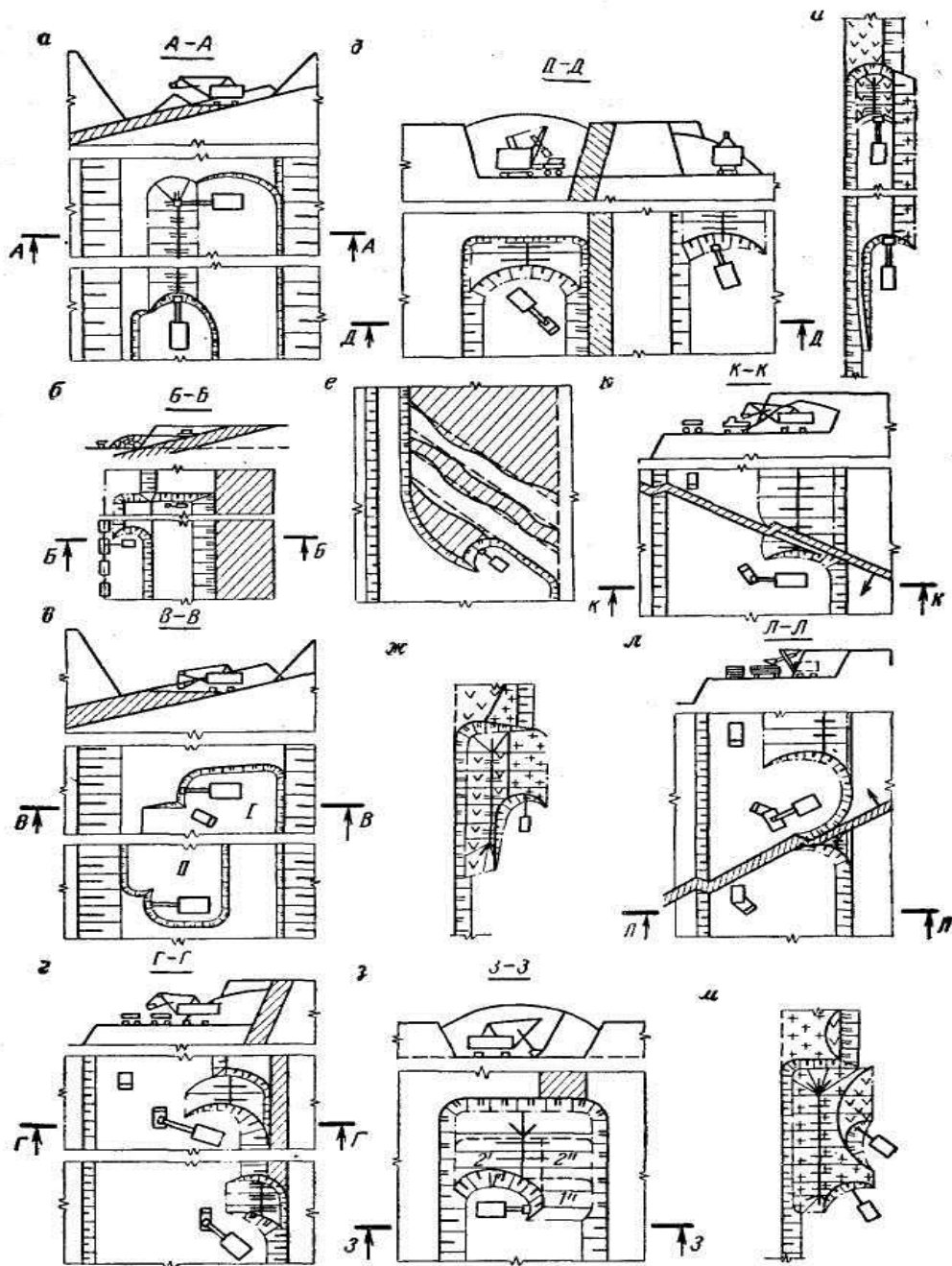


Рис. 5.11. Схемы простой раздельной выемки:

1', 1'', 2', 2'' – последовательность выемки

Выемка в простых забоях разнородных заходок возможна как из массива, так и развала. При разработке наклонных и крутопадающих маломощных пластов все способы этой группы сводятся к выемке простым забоем со стороны висячего бока пласта. При расположении фронта работ уступа вкrest простирания пласта или свиты пластов и подвигания забоя со стороны висячего бока производится попеременная выемка полезного ископаемого и пород в процессе отработки нормальной заходки.

При диагональном расположении фронта работ относительно простирания пласта и подвигания забоя со стороны его висячего бока стремятся выемку вести в широкой продольной заходке (рис. 5.11, *к*). Если при тех же условиях вскрышной забой подходит к пласту со стороны его лежачего бока, для простой раздельной выемки необходимо создать дополнительный забой со стороны висячего бока пласта (рис. 5.11, *л*), для чего осуществляются холостой перегон

экскаватора, нарезка «кармана» с висячего бока пласта, выемка угля, последующая выемка породы у лежащего бока и, после второго перегона экскаватора, - отработка оставшейся части заходки. Выборочная выемка отдельных участков разнородных заходок в массиве или развале чаще всего производится продольным (фронтальным) забоем или комбинацией торцового и продольного забоев (рис. 5.11, м). Такой способ простой раздельной выемки типичен при разработке сложноструктурных рудных залежей.

Сложная раздельная выемка производится в сложных забоях. Здесь *сортировка* (обособленная выемка и погрузка) осуществляется только по ширине забоя (простая сортировка) или как по высоте, так и по ширине забоя (сложная сортировка), в то время как при простой раздельной выемке сортировку или вообще не ведут (однородная заходка), или ведут только по длине заходки (разнородная заходка).

Способы простой сортировки определяются порядком отработки забоя по ширине. При вмещающих мягких и плотных породах может производиться опережающая траншейная отработка маломощного пласта в контре забоя на величину максимального радиуса черпания экскаватора (рис. 5.12, а). После этого отрабатываются на такую же длину участки забоя по вмещающим породам, а затем цикл повторяется. Такая схема выемки тонких пластов целесообразно при нарезки уступа со стороны лежащего бока залежи, применении автотранспорта и отсутствии взрывных работ. При этом ограничивающим фактором является минимальный угол падения пластов по условиям черпания и устойчивости вмещающих пород.

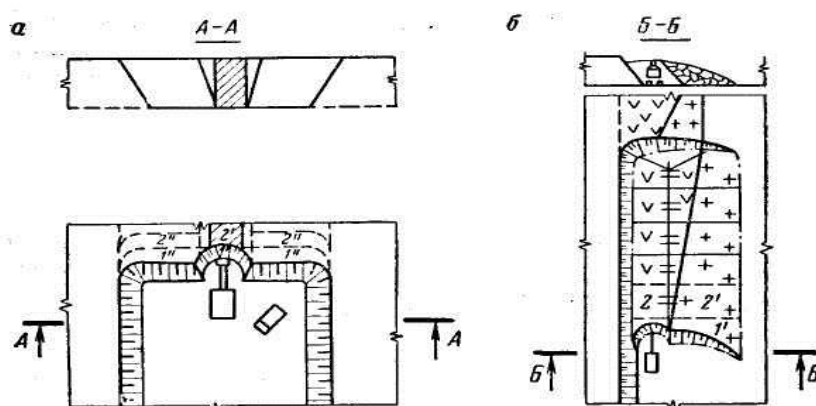


Рис. 5.12. Схемы простой сортировки

Простая сортировка возможна и в развале (рис. 5.12, б), если достигнуто минимальное нарушение структуры массива при крутом залегании пластообразных маломощных залежей или направленное расположение полезных компонентов в развале (при взрывании на сотрясение, с подпорной стенкой, различных методах взрыворазделения и т. д.).

Основные способы сложной сортировки: раздельное черпание, управляемое обрушение и комбинированные. Сложная сортировка выполняется в развале и реже в массиве.

Раздельное черпание достигается регулированием толщины стружки и степени наполнения ковша и начинается обычно с верхней части забоя (рис. 5.13, а). Способ применяют при отработке невысоких забоев в сыпучих породах

($H_3 < H_4$) с преимущественным разделением разнотипных компонентов по высоте забоя.

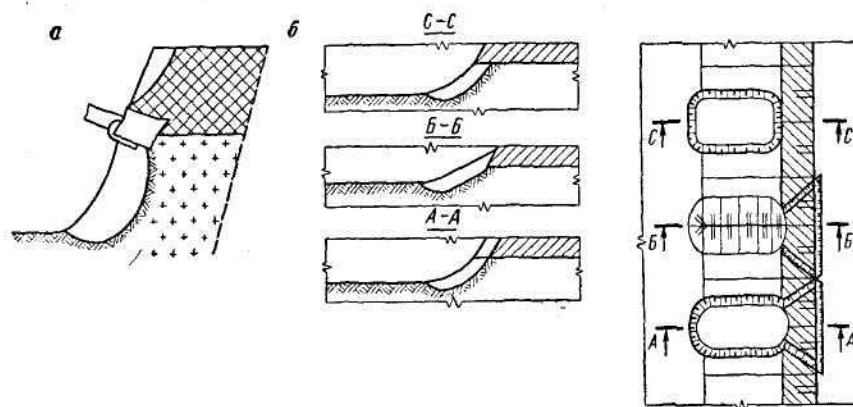


Рис. 5.13. Схемы сложной сортировки

Управляемое обрушение производится подработкой нижней части забоя в порядке, зависящим от расположения полезного ископаемого в развале. Чаще всего в нижней части забоя создают в шахматном порядке лоткообразные выемки, в которую обрушают горную массу из верхней части забоя, отгружают ее и затем отработывают выступы между выемками (рис. 5.13, б). Этот способ в основном применяют в связных и связно-сыпучих породах при сравнительной однородности руды в верхней и нижней частях забоя.

Комбинированные способы, применяемые в забоях со сложной перемежаемостью руды и породы, представляют собой сочетание раздельного черпания с управляемым обрушением или одного из этих способов со способами простой раздельной выемки или простой сортировки (выделением подступов на отдельных участках заходки, отработкой узкими заходками, траншейной выемкой отдельных участков развала), а также сортировкой по фракциям, выделением разнотипных и разноразмерных полезных ископаемых и пустой породы с временным обособленным складированием в виде конусообразных штабелей в призабойном пространстве.

Время ожидания транспортных средств используют для предварительной подготовки и сортировки горной массы в забое.

Специальными приемами сложной сортировке являются:

черпание стружками различной толщины – толстой (0,9-1,2 м и 1,2-1,5 м при $E=4\div 8\text{ м}^2$), тонкой (15-40 см), переменной (15-80 см); черпание в верхней и средней частях забоя; черпание отдельными ковшами, попеременное черпание пород различной трудности экскавации;

обрушение подработкой, обрушение через открытый ковш, в закрытый ковш, на заполненный ковш, пятой ковша и др.

Потери и разубоживание полезного ископаемого при зачистке, из-за несовпадения траектории черпания ковша экскаватора с контактами залежи и вмещающими породами, а также при погрузке.

Кондиционное качество добытого полезного ископаемого при сложной раздельной выемке достигается: правильным выбором способа, приемов сортировки и порядка забоя к забоя, тщательной подготовкой забоя к взрыву,

взрыворазделением компонентов, установкой экскаватора возможно ближе к забою.

Потери и разубоживание полезного ископаемого уменьшаются при использовании мехлопат с небольшой емкостью ковша (до 4-5 м³), применении поворотных ковшей, уменьшении высоты уступа и выделении подуступов. При автомобильном транспорте достаточно просто создаются однородные заходки и существенно расширяется область применения способов простой раздельной выемки. При сложной раздельной выемке применение автомобильного транспорта облегчает и улучшает сортировку горной массы, позволяя наиболее выгодно установить экскаватор в забое, исключить или ограничить промежуточное штабелирование.

В целом раздельная выемка сложноструктурных залежей повышает качество добываемого полезного ископаемого и снижает его потери, но усложняет организацию подготовки и выемки, снижает производительность экскаватора, повышает себестоимость добычи.

Ключевые термины:

слой выемки	канатное
гидравлическое	клиновья зарезка
тяговое усилие	ленточная зарезка
валики	челноковая схема
последний способ	экскавационный способ
раздельный способ	совмещенный способ
фронтальные	высота забоя

Контрольные вопросы

1. Основные технологические параметры механических лопат.
2. Отличительные особенности выемки мягких пород.
3. Расскажите о выемке взорванных пород карьерными мехлопатами.
4. Способы простой раздельной выемки.
5. Как производится выемка в сложных забоях.

Рекомендуемая литература по разделу:

1. Анистратов Ю. И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов. – М., Недра, 1988.
2. Горная энциклопедия в 5-ти томах. М., Советская энциклопедия, 1986.
3. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1974. 424 с.
4. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Часть 1. – М., Недра, 1985.
5. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., «Недра», 1978. 542 с.
6. Симкин Б. А. Технология и процессы открытых горных работ. М., «Недра», 1970. 215 с.
7. Томаков П. И., Манкевич В. В. Открытая разработка угольных и рудных месторождений. М., Изд. МГГУ, 1995. 611 с.

Курс:

«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел второй.

ПРОЦЕССЫ ГОРНЫХ РАБОТ.

Лекция 6

КАРЬЕРНЫЙ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫЙ ТРАНСПОРТ.

Технология обучения

Время - 2 час	Количества студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	<ol style="list-style-type: none">1. Технологическая характеристика подвижного состава и железнодорожного пути2. Раздельные пункты3. Обмен поездов и путевое развитие на уступах карьера и отвалов
<i>Цель учебного занятия:</i> формирование знаний, навыков о карьерном железнодорожном транспорте, его эксплуатации и условия применения	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">• ознакомить с видами карьерного транспорта;• пояснить в каких случаях применяется железнодорожный транспорт;• дать понятие о преимуществах и недостатках карьерного железнодорожного транспорта;• ознакомить с параметрами карьерного железнодорожного транспорта	<i>Результаты учебной деятельности:</i> <p>Студент должен узнать:</p> <ul style="list-style-type: none">- виды карьерного транспорта;- в каких случаях применяется железнодорожный транспорт;- о преимуществах и недостатках карьерного железнодорожного транспорта;- параметры карьерного железнодорожного транспорта
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах.
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ul style="list-style-type: none"> – Какие виды транспорта применяются в карьере? - Что такое карьерный железнодорожный транспорт? - Перечислите преимущества карьерного железнодорожного транспорта - Перечислите недостатки карьерного железнодорожного транспорта <p>Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал лекции по вопросам плана, использует визуальные материалы.</p>	<p>2.1. Слушают. По очереди отвечают на вопросы. Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы. Записывают</p>
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Технологическая характеристика подвижного состава и железнодорожного пути

Карьерные вагоны имеют открытый кузов (для экскаваторной погрузки и механической разгрузки); они должны выдерживать большие ударные нагрузки, обеспечивать быструю разгрузку, иметь повышенную устойчивость. Широко применяются *саморазгружающиеся вагоны* – думпкары, преимущественно с откидывающимися бортами, грузоподъемностью до 180 т.

Для перевозки полезных ископаемых из карьера на расстояние более 20-25 км используют вагоны (гондолы и хопперы) грузоподъемностью 63, 94 и 123 т.

Основные параметры карьерных вагонов: грузоподъемность, емкость кузова, коэффициент тары, число осей, давление на ось, нагрузка на 1 м пути, радиус вписывания в кривые и линейные размеры.

Грузоподъемность вагона q – максимальное количество груза (в тоннах), допускаемое конструктивной прочностью вагона. *Емкость вагона V_B* соответствует геометрическому объему кузова. Суммарная грузоподъемность вагонов одного поезда составляет его *полезную массу*. По условиям прочности и загрузки емкость думпкара должна быть в 4-6 раза больше емкости ковша экскаватора. Масса отдельных кусков не должна превышать 3-3,5 т при высоте разгрузки от дна вагона $h_p = 2 \div 2,5$ м и 5-6 т при $h_p \leq 0,5$ м. При погрузке цепными экскаваторами на рельсовом ходу *удельная емкость* вагонов (на 1 м длины) должна соответствовать производительности и скорости движения экскаваторов.

Коэффициент тары вагона K_T называется отношение его собственной массы q_T (массы тары) к грузоподъемности q . 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_T изменяется от 0,28-0,3 до 0,5-0,7. Сумма полезного и собственного веса (масса) вагона составляет его общий вес (массу).

Давление на ось – часть общего веса, приходящаяся на одну вагонную ось. Допустимая нагрузка на ось, определяемая конструкцией и прочностью верхнего строения пути, обычно составляет 26-30 тс. С увеличением грузоподъемности вагонов число осей повышается с четырех до шести–восьми.

Нагрузка на 1 м пути (отношение веса груженого вагона к его длине) определяет возможность пропуска вагона по мостам и другим искусственным сооружениям.

Радиус вписывания в кривые зависит от основного линейного размера вагона–длины его жесткой базы и составляет 80 м.

Локомотивы. Применяемые на карьерах в качестве локомотивов электровозы и тепловозы характеризуются мощностью, силой тяги, расчетной и сцепной массой, расположением и назначением осей, давлением на ось и проходимостью по кривым.

Мощность локомотивов $N_{л}$ может быть выражена через индикаторную силу тяги F , кгс и скорость движения v , км/ч:

$$N_{\text{л}} = \frac{Fv}{270} \eta, \text{ л. с.}; \quad (6.1)$$

$$N_{\text{л}} = \frac{Fv}{360} \eta, \text{ кВт}, \quad (6.2)$$

где η - к. п. д. передачи от двигателя к ведущим колесам.

Сцепной вес локомотива $P_{\text{сц}}$ и сцепная масса его $Q_{\text{сц}}$ - часть веса (масса), приходящаяся на движущие оси. В электровозах и мотовозах обычно все оси являются движущими, а общий (расчетный) вес и масса локомотива P_p и Q_p - это и его сцепной вес (масса). *Сцепная сила тяги* - внешняя сила, затрачиваемая в основном на преодоление сопротивления движению и уменьшающаяся с увеличением скорости. При небольших скоростях движения, характерных для карьерного транспорта, сила тяги ограничивается весом локомотива:

$$F_k \geq F_{\text{сц}} = 1000\psi P_{\text{сц}}, \text{ кгс}, \quad (6.3)$$

где F_k и $F_{\text{сц}}$ - касательная и сцепная сила тяги; ψ - коэффициент сцепления между бандажами ведущих колес локомотива и рельсами; при движении $\psi_{\text{тр}} = 0,18 \div 0,26$, а при трогании с места $\psi_{\text{тр}} = 0,24 \div 0,34$; нижние пределы соответствуют паровозной тяге, а верхние - электровозной (переменный ток).

Наибольшее распространение на крупных карьерах с грузооборотом 10-20 млн. т и более в настоящее время получили *электровозы* постоянного тока сцепной массой 100-150 т. Их достоинства: возможность преодоления подъемов до 40‰ , радиусы закруглений 60-80 м, независимость от климатических условий, надежность в эксплуатации, простота управления и обслуживания. Недостатки электрической тяги: необходимость сооружения на карьерах тяговых подстанций, значительные первоначальные капитальные затраты, сложность эксплуатации передвижной контактной сети. На карьерах с грузооборотом 30-50 млн. т/год и более целесообразно применять электровозы постоянного тока напряжением 3000 В и переменного тока напряжением 10 кВ, что позволяет увеличить скорость движения поездов (за счет увеличения ψ), сократить потери энергии и расход цветных металлов на контактную сеть. В глубоких карьерах резкое увеличение преодолеваемых подъемов (до $60-80 \text{‰}$) или полезной массы поезда (в 2-2,5 раза) по сравнению с соответствующими показателями при работе электровозов, уменьшение расхода электроэнергии (на 15% при подъеме 40‰ и на 25% при подъеме 30‰) и снижение расходов на перевозки (на 25-30%) достигаются при использовании *тяговых агрегатов*. Они состоят из электровоза управления, секции автономного питания (может отсутствовать) и моторных думпкаров, дополнительно перевозящих полезный груз.

Тепловозы (в основном с электрической трансмиссией) имеют высокий к.п.д. (до 28%), 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 ‰), относительный 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 – грузооборотами до 5 млн. т/год. Главным параметром железнодорожного пути является ширина колеи. На средних и крупных карьерах быв. СССР принята стандартная для всех путей МПС колея шириной 1524 мм (допуски +6 и –4 мм). На карьерах с небольшим грузооборотом применяют узкую колею (750 мм, иногда 900 и 1000 мм). На зарубежных карьерах ширина стандартной колеи обычно составляет 1435 мм.

Линия, положение которой в пространстве определяет план и профиль оси земляного полотна, называется *трассой пути*. Горизонтальная проекция трассы является *планом пути*, вертикальная – его *продольным профилем*.

Путь в плане состоит из прямых и закругления, сопряженных переходными кривыми (рис. 6.1). Минимальный радиус закругления R зависит от типа подвижного состава и ширины колеи. Нормальными для всех карьерных путей считаются радиусы не менее 200 м для колеи 1524 мм и 100 м для колеи 750 мм. На временных путях допускаются радиусы кривых 100-150 м. Минимальное расстояние между осями прямых участков путей на перегонах $P=4,50$ м, а на станциях (в зависимости от назначения путей) $P=4,5\div 7,5$ м. Уширение колеи на криволинейных участках пути, необходимое для предотвращения выпираания рельса при вписывании в кривую подвижного состава, зависит от радиуса кривой и изменяется от 1530 до 1550 мм при уменьшении радиуса R с 350 до 100 м.

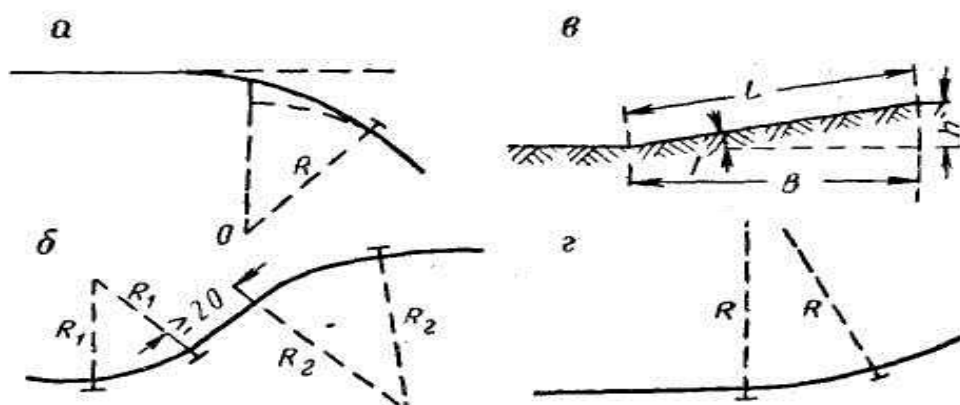


Рис. 6.1. Элементы плана и профиля пути:

а - переходная кривая; *б* - прямая вставка между обратными кривыми; *в* - заложение уклона; *г* - сопряжение площади и уклона

Возвышение наружного рельса на криволинейных участках пути (для предупреждения схода поезда под действием центробежной силы) зависит от скорости движения и радиуса кривой и находится в пределах 20-65 мм. Минимальное расстояние между осями путей при этом увеличивается от 100 мм (при $R=1000$ м) до 420 мм (при $R=100$ м). Наружный рельс

разгрузочного пути на отвале должен иметь возвышение 40-60 мм (не более 150 мм). При трассировании путей должен соблюдаться стандартный габарит приближения строений.

Продольный профиль пути состоит из наклонных и горизонтальных участков. Величина подъема (уклона) пути i , измеряемое тангенсом угла I (см. рис. 13.1, в), выражается в виде десятичной дроби или числом тысячных долей единицы ($^0/_{00}$). Так как величина i весьма мала (обычно до 0,04. или 40 $^0/_{00}$), длину заложения B считают часто равной длине пути L на участке подъема h :

$$i = \operatorname{tg} I = \frac{h}{B} \approx \frac{h}{L}. \quad (6.4)$$

Максимальный затяжной подъем (уклон) пути в грузовом направлении, по величине которого определяется масса поезда при движении с расчетной скоростью, называется *руководящим подъемом*. Руководящий подъем на криволинейных участках пути должен уменьшаться на величину i_R , эквивалентную дополнительному сопротивлению движения поезда на кривой.

Раздельные пункты

Путевое развитие карьера зависит от мощности и размеров карьера в плане, числа грузопотоков, рельефа местности, схемы вскрытия, системы разработки и др. Протяженность железнодорожных путей достигает на карьерах десятков, иногда сотен километров. *Путевая схема карьера* включает:

а) *забойные и отвальные временные пути*, периодически перемещаемые вслед за поджиганием добычных, вскрышных и отвальных уступов;

б) *соединительные пути*, связывающие забойные и отвальные пути с путями в капитальных траншеях и на поверхности, со станциями и другими цехами предприятия;

в) *пути капитальных траншей и съездов*, связывающие рабочие горизонты карьера с путями на поверхности;

г) *откаточные, главные, цеховые и хозяйственные пути* на поверхности;

д) *магистральные пути*, соединяющий карьер с путями МПС;

е) *раздельные пункты*, обеспечивающие безопасное и эффективное движение поездов в карьере и на поверхности.

Раздельными пунктами (РП) путевая сеть карьера разбивается на *отдельные участки–перегоны*.

Согласно ПТЭ, на каждом перегоне одновременно может находиться только один поезд (исключение допускается для забойных и отвальных путей при маневровом способе движения поездов).

Разделением длинных перегонов на более короткие *блок –участки* достигается возможность одновременного движения большего числа поездов. Перегоны и блок-участки ограничены путевыми сигналами (светофорами и семафорами).

Раздельные пункты могут обеспечивать обмен поездов (станции, разъезды) или служить только для изменения направления и регулирования интенсивности движения (путевые посты).

Пути отдельных пунктов, как правило, должны располагаться на горизонтальной площадке, а в отдельных случаях на уклоне $i_{p.п.} \leq 2,5\%$, в стесненных условиях при отсутствии отцепки локомотивов допускаются уклоны $i_{p.п.} \leq 0,75 i_p$.

В плане пути отдельных пунктов, как правило, должны быть прямолинейными; в тяжелых условиях допускается внутрикарьерные станции располагать на кривых радиусом $R=250$ м (в особых случаях 150 м), а разъезды – на кривых с $R \geq 120$ м. Нормальное расстояние между осями смежных путей $P=5,3$ м.

Полезная длина путей отдельных пунктов при длине поезда $l_{п}$

$$l_{ПОЛ} = l_{п} + l_{РЕЗ} + l_{СГ}, м \quad (6.5)$$

где $l_{РЕЗ}$ - резерв на неточность установки поезда, м ($l_{РЕЗ}=15$ м); $l_{СГ}$ - расстояние на установку сигнала, м ($l_{СГ}=20$ м).

Карьерные станции в зависимости от выполняемых операций подразделяются на породные, погрузочно-разгрузочные и сборочно-распорядительные.

Пути карьерной станции предназначены для обгона, скрещения (встречи), приема и отправления поездов, маневровой работы, технического осмотра поездов, мелкого безотцепочного ремонта и экипировки локомотивов, иногда формирования и расформирования поездов. На диспетчерском посту сосредоточено управление движением поездов от забоев до пунктов разгрузки. Технической работой станции руководит дежурный по станции; распорядительные функции по движению поездов выполняет диспетчер.

Станции могут пропускать всю горную массу (при небольшом грузообороте), быть породными и угольными (рудными) или предназначаться для прохода груженых или порожняковых поездов. Число приема отправочных путей определяется расчетом в зависимости от величины и направления грузопотоков.

Породные станции устраивают возможно ближе к отвалам. Станция на однопутном участке (рис. 6.2, а) обычно имеет три-четыре пути. Прием груженых поездов с остановкой производится на путь III или IV, а порожняка – на путь II; главный путь I служит для пропуска поездов без остановки. Аналогично назначение путей станции на двухпутном участке (рис. 6.2, б) при движении от 20 до 40 пар поездов в смену.

В необходимых случаях возможно использование каждого пути для приема как груженых, так и порожних поездов. Обезличивание путей достигается устройством в каждой горловине станции двух диагональных съездов (рис. 6.2, б).

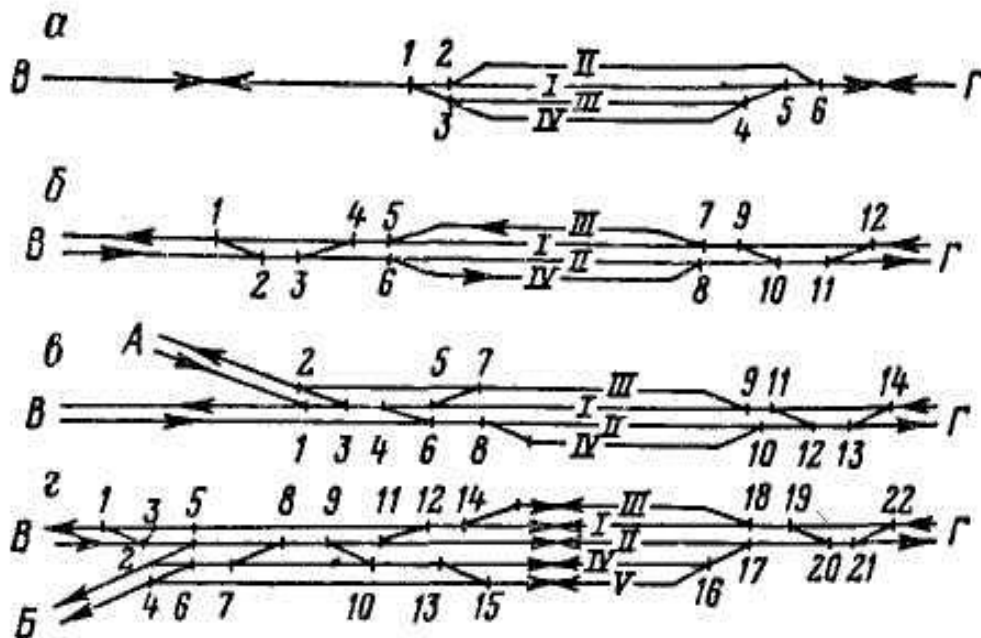


Рис. 6.2. Путьное развитие породных станций:

I-V - станционные пути; *1-22* - стрелочные переводы; *B* - в карьер; *Г* - на отвалы; *A, B* - в карьер, на отвал или ОФ

Развитие горловин станций зависит как от грузооборота, так и от направления движения. При трех двухпутных участках с угловым поездом (рис.6.3, в, г) число стрелочных переводов возрастает с 12 до 14-22, а полная длина станций, представленных на рис. 13.3, б, в, г, при марке крестовины стрелочных переводов $\frac{1}{8}$, $P=5,3$ м и полезной длине путей 180 м составляет соответственно 600, 575 и 775 м.

При транспортировании всей горной массы на поверхность по одним путям станция выполняет операции по разделению грузопотоков и направлению их: породного - на отвалы, полезного ископаемого - на сборочную станцию или непосредственно потребителю. Представленный на рис. 6.3, в, г схемы станций обеспечивают разделение как породных грузопотоков, так и породы и полезного ископаемого. *Сборочно-распорядительные станции* служат для приема порожних поездов с дороги МПС, деления порожнего состава на части (группы) и подачи их в карьер к экскаваторам под погрузку, приема груженых вагонов из карьера, их взвешивания и дозировки, а также формирования груженых маршрутов на сеть железных дорог МПС и отправления их через станцию примыкания.

Разъезды обеспечивают скрещение и обгон поездов, и кроме того, обмен поездов в забоях и на отвалах (фабриках). В последнем случае их называют обменными пунктами (ОП). Обменные пункты размещают на поверхности карьера, в пунктах примыкания наклонных траншей, на соединительных бермах рабочих горизонтов, а в отдельных случаях - на забойных (отвальных путях) (рис.6.3).

Конструкция разъезда зависит от местоположения и интенсивности движения. *Простейший разъезд* однопутного прямолинейного участка (при движении до 10 пар поездов в смену) имеет два пути: главный и приемоотправочный (рис. 6.4, а).

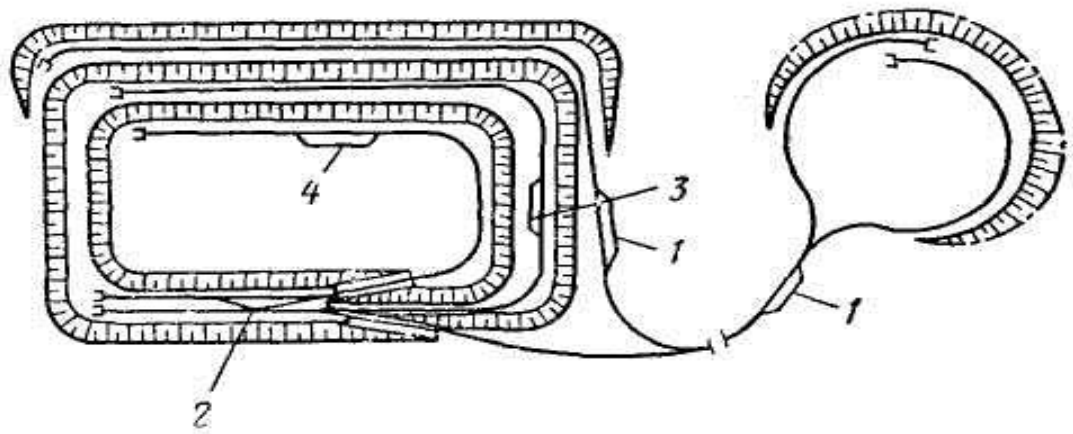


Рис. 6.3. Расположение обменных пунктов:

1 – на поверхности; 2 – в местах примыкания съездов к горизонтам; 3 – на соединительных бермах; 4 – на рабочих уступах



Рис. 6.4. Конструкции разъездов:

I, II, III – пути разъездов; *1, 2, 3, ...* - стрелочные переводы; *A, B* – направления движения на выше- и ниже лежащие horizontы; *B, Г* – направления движения на рассматриваемом горизонте.

Длина разъезда

$$l_p = l_{\text{ПОЛ}} + 2l_o, \text{ м} \quad (6.6)$$

где l_o – расстояние от начала стрелочного перевода до предельного столбика, м (в зависимости от ширины колеи и типа крестовины $l_o=25-65$ м; для крестовин $\frac{1}{7}$ и $\frac{1}{9}$ при $P=5,3$ м $l_o=42$ и 55 м).

При $l_{\text{ПОЛ}}=180$ м $l_p=265 \div 290$ м при марках крестовины $\frac{1}{7}$ и $\frac{1}{9}$ и $P=5,3$ м.

При движении от 10 до 20 пар поездов в смену в этих условиях может устраиваться *трехпутный разъезд* (рис. 6,5 б), длина которого

$$l'_p = l_{\text{ПОЛ}} + 2l_o + d, \text{ м} \quad (6.7)$$

где d – продольное смещение путей между началами стрелочных переводов при попутной укладке, м (равно 45 и 62 м при крестовинах $\frac{1}{7}$ и $\frac{1}{9}$ и $P=5,3$ м).

При $l_{\text{ПОЛ}}=180$ м $l'_p=310 \div 350$ м при марках крестовин $\frac{1}{7}$ и $\frac{1}{9}$.

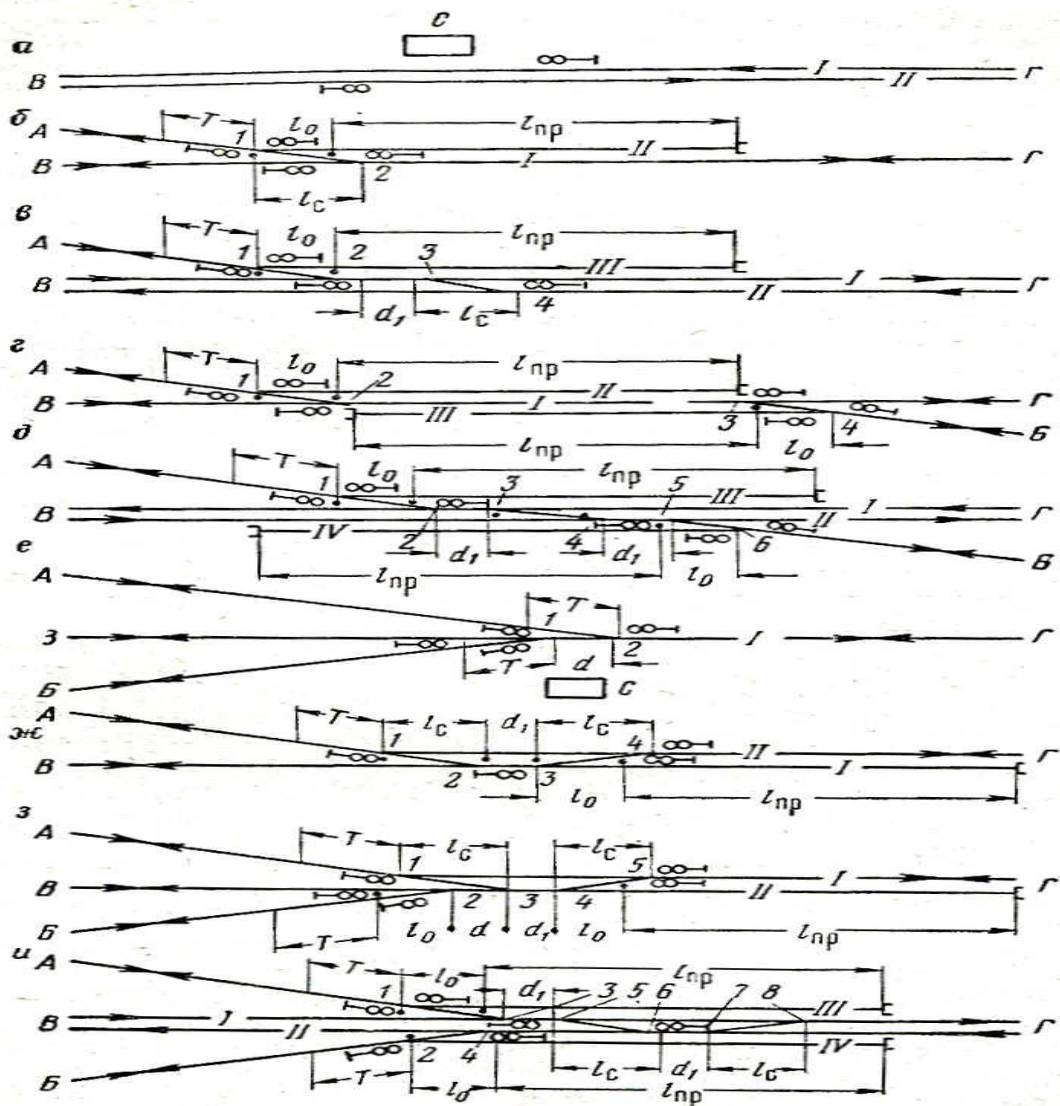


Рис. 6.5. Конструкция путевых постов.

I, II, III – пути разъездов ; 1, 2, 3, ... - стрелочные переводы; А,Б – направления движения на выше- и ниже лежащие горизонты; В, Г – направления движения на рассматриваемом горизонте.

Схемы путевого развития разъездов в пунктах примыкания траншейных путей (съездов) к путям рабочих горизонтов (называются также постами примыкания) зависят от:

назначения разъездов - только для скрещения и обмена поездов (промежуточные разъезды) или также для изменения направления движения (тупиковые разъезды);

числа путей съездов, примыкающих к горизонту (одно- и двухпутные съезды), что зависит от требуемой интенсивности движения;

направления движения поездов; движение поездов на горизонтах и по съездам может быть попутным или непопутным, а в зависимости от конечных пунктов движения поездов различаются разъезды примыкания для обслуживания поездов, следующих только на данный горизонт, и разъезды, пропускающие также поезда на нижележащие горизонты;

числа сторон примыкания на горизонте; примыкание может быть одно - или двусторонним;

пошерстности примыкания: пошерстным является движение поезда по стрелочному переводу от крестовины к стрелке, противошерстным – движение в обратном направлении; пошерстное движение является более безопасным и поэтому позволяет увеличить скорость движения поездов, проходящих через разъезды без остановки;

необходимости предотвращения или ограничения числа враждебных маршрутов (т. е. маршрутов, проходя по которым поезда могут столкнуться).

На рис. 6.4, в, г показаны схемы *промежуточных разъездов в пунктах примыкания* одно - и двухпутной наклонных траншей (съездов) к рабочим горизонтам карьера при отсутствии изменения направления движения поездов в пунктах примыкания (простая трасса). Полная длина таких разъездов:

$$l_p^{II} = l_{ПОЛ} + 2l_O + d_1 + l_C + T_C, м \quad (6.8)$$

$$l_p^{III} = l_{ПОЛ} + 2l_O + d + 2d_1 + 2l_O + 2T, м \quad (6.9)$$

где d – расстояние между началами стрелочных переводов при встречной укладке, м ($d_{\min} = 6,5$ м); l_C – длина стрелочного съезда, м (равна 58 и 79 м при марках крестовин $\frac{1}{7}$ и $\frac{1}{9}$ и $P = 5,3$ м); T – тангенс вертикальной кривой, м ($T = 30-40$ м).

При $l_{ПОЛ} = 180$ м и марках крестовин $\frac{1}{7}$ и $\frac{1}{9}$ $l_p^{II} = 395-470$ м, а $l_p^{III} = 460-555$ м.

На рис. 6.4, д, е приведены схемы *тупиковых разъездов* при однопутных съездах и примыкании противошерстным и пошерстным. Эти схемы обеспечивают обмен встречных поездов при движении их направлениях от А к Б и от Б к А.

Схемы тупиковых разъездов усложняются при увеличении числа путей съездов (см. рис. 6.4, ж) и примыкании путей в одной горловине траншеи (рис. 6.4, з). При двухпутных съездах и движении 20 пар поездов в смену и более в тупиковых пунктах примыкания часто устраивают телескопические разъезды (рис. 6.4, и), полная длина которых в зависимости от конструкции составляет 380-600 м. Аналитические выражения для определения длины разъездов при различном их путевом развитии составляются аналогично выше приведенным.

Путевые посты – отдельные пункты, предназначенные для регулирования движения поездов посредством их пропуска или отстоя. Посты оборудуются путевыми сигналами и обслуживаются дежурными (при отсутствии полу - и автоблокировки). Путевое развитие поста зависит от местоположения, наличия и вида пункта примыкания, числа путей в нем, направления и числа сторон примыкания.

Простейшие посты, не имеющие путевого развития, устраивают на главных путях при разделении перегона на блок-участки (рис. 6.5, а). *Посты примыкания* путей наклонной траншеи (съезда) к одному или двум путям, расположенным у ее подошвы, оборудуются предохранительными тупиками, длина которых в обычных условиях $l_{тп}=30$ м (рис. 6.5, б, в; тупики II, III). Предохранительные тупики имеют не только посты, но также станции и разъезды, расположенные у подошвы затяжных спусков. *Промежуточные посты примыкания* траншейных путей к одному или двум путям рабочего горизонта оборудуются двумя предохранительными тупиками (рис. 6.5, г, д; тупики II и III, III и IV).

Путевое развитие тупиковых постов примыкания траншей к рабочим горизонтам, зависит как и у тупиковых разъездов, от наличия попутности и пошестности примыкания (противошерстное и пошерстное, рис. 6.5, е, ж), числа сторон примыкания (одностороннее рис. 6.5, е, ж; двустороннее, рис. 6.5, з), числа путей съездов и числа путей на горизонте (рис. 6.5, и), возможности ограничения числа враждебных маршрутов.

Если принять, что съезд с вышележащего на рассматриваемый горизонт расположен слева (см. рис. 6.5, 6.4), в общем случае враждебными являются маршруты: по приему груженого поезда со стороны «левого» перегона рабочего горизонта, примыкающего к отдельному пункту; по отправлению груженого поезда, прибывшего с рабочего горизонта; по приему порожнего поезда на «правый» перегон рабочего горизонта; по пропуску порожнего поезда на «левый» перегон рабочего горизонта. Число враждебных маршрутов (один или несколько), как можно убедиться из указанных рисунков, зависит от схемы путевого развития поста (разъезда) примыкания.

Полная длина постов определяется, как и у разъездов, суммированием длины предохранительного тупика или полезной длины приемоотправочного пути и длины соответствующих стрелочных переводов или съездов и вставок между ними. Она составляет при крестовинах $\frac{1}{7}$ и $\frac{1}{9}$ для приведенных на рис. 13.6 схем путевых постов: б - 92 и 105 м; в - 115 и 155 м; г - 123 и 165 м; д - 180 и 240 м; е - 270 и 300 м; ж - 290 и 320 м; з - 316 и 360 м; и - 190 и 250 м (при $l_{пол}=180$ м и $l_{тп}=50$ м).

Обмен поездов и путевое развитие на уступах карьера и отвалов

Простой при обмене груженых и порожних поездов в забое является одной из основных причин снижения производительности экскаватора. Это снижение зависит от величины коэффициента обеспечения забоя порожняком:

$$\eta_0 = \frac{t_{II}}{t_{II} + t_0}, \quad (6.10)$$

где t_{II} и t_o - соответственно среднeminимальное по технологическим условиям время погрузки и обмена поездов, мин.

Технологические условия характеризуются применяемым оборудованием и путевым развитием. Время t_{II} при выемке пород определенного типа зависит от соотношения емкостей ковша экскаватора и состава. При $t_{II} = const$ показатель η_o определяется величиной t_o . Минимальное время обмена поездов в забое зависит от схемы путевого развития на уступе. Наиболее распространены следующие схемы при одном и двух экскаваторах на уступе, работающих в сквозных заходках (рис. 6.6).

- При одном экскаваторе и одном транспортном выходе с фронта работ уступа - тупиковые схемы а, б, в ($\eta_o=0,6-0,7$; $0,75-0,85$; $0,95-1$); при схеме а обмен поездов осуществляется на обменном пункте (ОП) за пределами фронта работ, при схеме б - на дополнительном обменном пункте (ДОП), при схеме в поочередно на одном пути происходит погрузка, а на другом в это время - обмен поездов;

- при одном экскаваторе и двух транспортных выходах с фронта работ уступа - сквозная схема г ($\eta_o=0,9-1$ при $t_o=2-3$ или 0 мин в случае, если забойный перегон не разделяется или разделяется на блок-участки);

- при двух экскаваторах и одном транспортном выходе с фронта работ уступа - тупиковые схемы д - при пути и двух погрузочных тупиках, е - с соединительными забойными путями первого и второго блоков, ж - с двумя погрузочными путями для каждого экскаватора;

- при двух экскаваторах и двух транспортных выходах с фронта работ уступа - сквозная схема з.

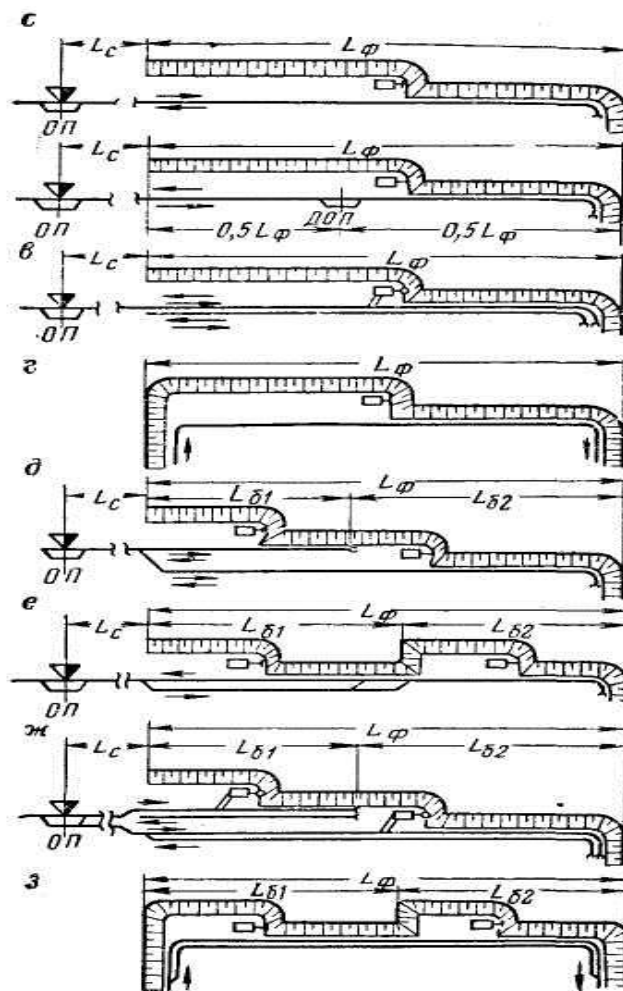


Рис. 6.6. Схемы путевого развития на уступе

При использовании одноковшовых и многоковшовых экскаваторов с расчетной производительностью до $400-500 \text{ м}^3/\text{ч}$ обычно применяются схемы а и д; если необходима интенсификация горных работ этими экскаваторами, могут быть применены схемы б и е соответственно при длине фронта работ уступа $L_{ф.у.}=1,2-1,8 \text{ км}$ и $L_{ф.у.}>2,5 \text{ км}$. Схемы в и ж рациональны при использовании мощных экскаваторов (ЭКГ-12,5; роторных и двухпортальных

цепных). Целесообразность применения схем в конкретных условиях обосновывается технико-экономическими расчетами. Формулы для определения времени обмена поездов для рассмотренных схем приведены в табл. 6.1. При железнодорожном транспорте разгрузка породы происходит на отдельном участке фронта отвальных работ – отвальном пункте. Рационально обслуживание отвального тупика одним отвалообразователем. В этом случае схемы путевого развития одного отвального тупика и уступа в карьере при одном экскаваторе аналогичны. То же самое относится к схемам путевого развития одноуступных многотупиковых отвалов и уступа при расположении на нем нескольких экскаваторов. Время обмена поездов на отвальных тупиках, как и на уступах, определяется по формулам табл. 6.1.

Таблица 6.1.

Соединительное время обмена поездов t_o

Схема путевого развития на уступе (рис. 6.6).	Формулы для определения t_o	
	у экскаватора №1	у экскаватора №2
<i>a</i>	$t_o = 2 \cdot \left(\frac{L_c}{v_c} + \frac{0,5 \cdot L_\phi}{v_3} + \tau \right)$	-
<i>б</i>	$t_o = \frac{2 \cdot L_c}{v_c} + \frac{0,5 \cdot L_\phi}{v_3} + \tau$	-
<i>в</i>	$t_o = 0$	-
<i>г</i>	$t_o = \frac{l_{\phi,y}}{v_3}$	-
<i>д</i>	$t_o = 2 \cdot \left(\frac{L_c}{v_c} + \frac{0,5 \cdot L_{\phi 1}}{v_3} + \tau \right)$	$t_o = 2 \cdot \left(\frac{L_c}{v_c} + \frac{L_{\phi 1}}{v_3} + \frac{0,5 \cdot L_{\phi 2}}{v_3} + \tau \right)$
<i>е</i>	$t_o = 2 \cdot \left(\frac{L_c}{v_c} + \frac{0,5 \cdot L_{\phi 1}}{v_3} + \tau \right)$	$t_o = \frac{2 \cdot (l_{II} + 0,015)}{v_3} + \frac{0,5 \cdot L_{\phi 2}}{v_3} + \tau$
<i>ж</i>	$t_o = 0$	$t_o = 0$
<i>з</i>	$t_o = \frac{l_{\phi,y}}{v_3}$	$t_o = \frac{l_{\phi,y}}{v_3}$

В приведенных формулах L_c - длина соединительного пути, км; v_c , v_3 - средние скорости движения поезда по соединительным и забойным путям, км/ч; L_ϕ - длина фронта работ уступа, км; τ - время на железнодорожную связь, ч; $l_{\phi,y}$ - длина блок - участка или расстояние между груженым и порожним составами в пункте погрузки при поточном движении поездов, км; $L_{\phi 1}$, $L_{\phi 2}$ - длина первого и второго экскаваторных блоков, км; l_{II} - длина поезда, км.

Движение поездов в пределах одного отвального тупика при существующих отвалообразователях чаще всего маятниковое (тупиковые схемы) с расположением ОП за пределами отвального фронта (см.рис.6.6, *a*). Устройство ДОП при одном тупиковом разгрузочном пути целесообразно при работе мехлопат ЭКГ-8 и ЭКГ-12,5 (см. рис.6.6, *б*). Тупиковые схемы с двумя разгрузочными путями и сквозные схемы (см.рис. 6.6, *в*, *г*) эффективны при использовании мощных абзетцеров, отвальных плугов, комбинированных отвальных машин с консольными отвалообразователями.

Ключевые термины:

карьерные вагоны

думпкары

грузоподъемность вагона	коэффициент тары вагона
давление на ось	локомотивы
сцепная сила тяги	сцепной вес локомотива
электровозы	тепловозы
трасса пути	руководящий подъем
забойные и отвальные временные пути	магистральные пути,
раздельные пункты	перегоны

Контрольные вопросы

1. Технологическая характеристика подвижного состава.
2. Параметры железнодорожного пути.
3. Путевая схема карьера.
4. Как подразделяются карьерные станции в зависимости от выполняемых операций?
5. Схемы путевого развития разъездов в пунктах примыкания.
6. Обмен поездов и путевое развитие на уступах карьера и отвалов.

Рекомендуемая литература по разделу:

1. Анистратов Ю. И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов. – М., Недра, 1988.
2. Горная энциклопедия в 5-ти томах. М., Советская энциклопедия, 1986.
3. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1974. 424 с.
4. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Часть 1. – М., Недра, 1985.
5. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., «Недра», 1978. 542 с.
6. Симкин Б. А. Технология и процессы открытых горных работ. М., «Недра», 1970. 215 с.
7. Томаков П. И., Манкевич В. В. Открытая разработка угольных и рудных месторождений. М., Изд. МГГУ, 1995. 611 с.
8. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых, ч. I. Под общей ред. М. Г. Новожилова. М., «Недра», 1971. 635 с.

Курс:

«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Разделъ второй.

ПРОЦЕССЫ ГОРНЫХ РАБОТ.

Лекция 7

КАРЬЕРНЫЙ АВТОМОБИЛЬНЫЙ ТРАНСПОРТ.

Технология обучения

Время - 2 час	Количество студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1. Технологическая характеристика подвижного состава 2. Технологическая характеристика карьерных дорог 3. Обмен автомашин в забоях и на отвалах 4. Пропускная и провозная способность карьерных дорог
<i>Цель учебного занятия:</i> формирование знаний, навыков о карьерном автомобильном транспорте, его эксплуатация и условия применения.	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">• ознакомить с видами карьерного транспорта;• пояснить в каких случаях применяется автомобильный транспорт;• дать понятие о преимуществах и недостатках карьерного автомобильного транспорта;• ознакомить с параметрами карьерного автомобильного транспорта	<i>Результаты учебной деятельности:</i> Студент должен узнать: <ul style="list-style-type: none">- виды карьерного транспорта;- в каких случаях применяется автомобильный транспорт;- о преимуществах и недостатках карьерного автомобильного транспорта;- параметры карьерного автомобильного транспорта
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа,
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ul style="list-style-type: none"> – Какие виды транспорта применяются в карьере? - Что такое карьерный автомобильный транспорт? - Перечислите преимущества карьерного автомобильного транспорта - Перечислите недостатки карьерного автомобильного транспорта <p>Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал лекции по вопросам плана, использует визуальные материалы.</p>	<p>2.1. Слушают. По очереди отвечают на вопросы.</p> <p>Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают</p>
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Технологическая характеристика подвижного состава

Из средств автомобильного транспорта на карьерах преимущественное распространение получили автосамосвалы с задней разгрузкой кузова.

Выбор типов двигателя, трансмиссии, ходовой части, механизмов управления и разгрузки кузова определяется *грузоподъемностью* автомашин. Автосамосвалы с карбюраторными двигателями грузоподъемностью до 5 т используются для перемещения мягких пород (при погрузке экскаваторами с емкостью ковша до 1 м^3), штучного камня, на хозяйственных перевозках. Для обслуживания аналогичных экскаваторов предназначены также дизельные автосамосвалы грузоподъемностью 5-7 т. Широко используются на карьерах дизельные автосамосвалы средней (10-20 т) и большой грузоподъемности (более 20 т). Последние имеют гидромеханическую трансмиссию, пневмогидравлическую подвеску, мощные пневматические тормоза, повышенную прочность шасси, рамы и кузова. Автосамосвалы грузоподъемностью 75 т и более имеют электрическую трансмиссию с мотор-колесами, что упрощает и повышает ее надежность, а также улучшает тягово-динамические качества машины.

Кузов у автосамосвалов - ковшового типа. *Геометрическая емкость* его обеспечивает максимальное использование грузоподъемности при насыпной плотности разрушенных пород $1-1,2\text{ т/м}^3$ (машины малой и средней грузоподъемности) и $1,75-2\text{ т/м}^3$ (большегрузные автомобили). *Коэффициент тары* большегрузных автосамосвалов равен 0,6-0,8. Тяговые качества, оцениваемые способностью преодолевать сопротивление движению в различных дорожных условиях, определяются *удельной мощностью* автосамосвалов, достигающей 7-8 л. с./т.

Скорость движения определяется как конструктивными качествами машин, так и величиной продольных уклонов дорог, качеством их покрытий, сложностью трассы, соотношением участков постоянных и временных дорог, интенсивностью движения (табл. 7.2, 7.4).

Паспортный тормозной путь при скорости движения 30 км/ч не превышает 16 м. *Фактический тормозной путь* больше (табл. 7.4).

Расход горючего зависит от режима движения машин, дорожных условий, степени износа двигателя. С увеличением преодолеваемого уклона с 2 до 10% расход дизельного топлива возрастает на 70—80%, составляя для автосамосвалов БелАЗ-540 250-260 кг на 100 км пробега. Наиболее велик расход горючего при маневровых операциях, особенно при движении задним ходом (в 2,2-2,5 раза выше, чем при нормальном установившемся движении).

Современные большегрузные автосамосвалы - короткобазовые машины (база 3,5-4,3 м); длина их 7,2-9,6 м, а ширина 3,5- 4,9 м. Минимальный радиус поворота 8,4-9,5 м.

Колесные тягачи с полуприцепами (прицепами) создаются на основе специальных седельных (одноосных) тягачей или базовых автосамосвалов. Полуприцепы имеют заднюю, боковую или донную разгрузку (последнюю — при перевозках мягких полезных ископаемых, обычно угля). Основные недостатки колесных тягачей с полуприцепами: низкая маневренность и затрудненность подачи под погрузку и разгрузку, повышенные требования к дорожным условиям, небольшая удельная мощность (до 5-6 л.с./т),

обуславливающая ухудшение тягово-динамических качеств и снижение преодолеваемых уклонов до 4-5%.

Дизель-троллейвозы являются автосамосвалами двойного питания: на постоянной трассе (поверхность, капитальные траншеи) - от контактной сети, на передвижной трассе (рабочие уступы и отвалы) - от дизеля. Дизель-троллейвозы характеризуются: высокой скоростью движения при питании от контактной сети как на горизонтальных дорогах (до 40 и 60 км/ч), так и на подъеме; возможностью рекуперации энергии при движении под уклон; плавным торможением и пуском, в результате чего пробег шин достигает 35—40 тыс. км; в 1,5-1,8 раза большим, чем у автосамосвалов, межремонтным пробегом машин (до 190 тыс. км); лучшими условиями эксплуатации в зимний период, особенно при безгаражных стоянках.

Вместе с тем скорость движения этих машин по горизонтальным дорогам с неровным покрытием, на спусках с уклоном менее 4% и на кривых радиусом менее 200 м ниже, чем у автосамосвалов. Масса и стоимость дизель-троллейвозов на 15-20% выше, чем дизельных автомобилей.

На базе дизель-электрических автосамосвалов большой грузоподъемности создается ряд тягачей с прицепами или полуприцепами грузоподъемностью 120-200 т и более (рис. 7.1, а). Однако такие автопоезда имеют низкую маневренность, большой радиус поворота (20 м и более), требуют сохранения широких рабочих площадок на уступах.

Указанных недостатков лишены *дизель-электрические карьерные автопоезда специальной конструкции* (предложение автора) с боковой разгрузкой, состоящие из двух головных машин (тягачей), между которыми расположено несколько прицепов (рис. 7.1, б). Общая грузоподъемность автопоезда составляет несколько сотен тонн. Двустороннее (челночное) движение позволяет избегать разворота автопоезда в пунктах погрузки и разгрузки. Скорость движения до 50 км/ч, преодолеваемый уклон до 10%. На поворотах трассы траншейных дорог радиусом менее 20—35 м вместо петлевого соединения могут устраиваться тупики, что уменьшает объем горноподготовительных работ. Карьерные автопоезда

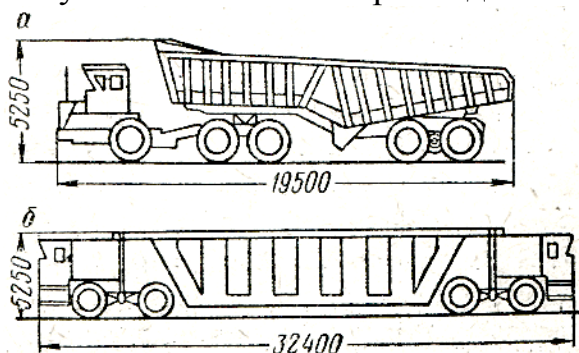


Рис.7.1. Перспективные автопоезда:
а – грузоподъемностью 220 т (предположение БелАЗ-ИГД МЧМ); б – грузоподъемностью 500 т (предложение МГИ).

Объединяют преимущества автомобильного и железнодорожного транспорта; область их применения - карьеры большой производственной мощности.

К специализированным машинам относятся думпторы, имеющие четырехколесные шасси и широкий воронкообразный кузов, опрокидывающийся вперед (под силой тяжести или с помощью гидравлических устройств). Емкость кузова 1,5-10 м³, скорость до 40 км/ч. Применение думпторов рационально на карьерах небольшой производственной мощности, разрабатывающих строительные горные породы, при коротких расстояниях откатки пород и отвал и для

доставки полезного ископаемого к первичной дробилке в карьере. Иногда на карьерах с тяжелыми дорожными условиями при расстояниях перевозки 300—500 м применяют тракторные тягачи мощностью 60-250 л.с. с прицепами грузоподъемностью 10-40 т с донной разгрузкой.

Технологическая характеристика карьерных дорог

На карьерах различаются *дороги общего типа* (хозяйственные) и *карьерные дороги* (производственные) для перевозки вскрышных пород и полезного ископаемого. По сроку службы карьерные дороги подразделяются на *постоянные* (срок службы не менее 1-2 лет) и *временные*. Все они обычно двухполосные с обеспечением встречного движения машин, иногда, при кольцевом движении, однополосные.

Технологические качества автодорог характеризуются: *расчетной скоростью движения* - скоростью, на которую рассчитываются элементы трассы и конструкции автодорожных сооружений; *расчетной массой и габаритами* подвижного состава, пропускаемого дорожными одеждами и сооружениями; *проезжаемостью*, определяемой возможностью движения подвижного состава с заданной скоростью в различные периоды года; *грузонапряженностью* - количеством груза (в тоннах), перевозимого по участку дороги в единицу времени; *интенсивностью движения* - количеством транспортных средств, проходящих через данное сечение дороги в единицу времени; *транспортной работой* - произведением массы перевозимого груза на дальность перевозок.

В соответствии с показателями грузонапряженности или интенсивности движения устанавливается *техническая категория дороги* (табл. 7.1). Временные дороги относятся к III категории.

Таблица 7.1.

Техническая классификация карьерных постоянных автодорог.
(по данным института Гипроруда)

Показатели	Категория дорог		
	I	II	III
Грузонапряженность, млн. т брутто в год	Более 25	От 25 до 3	Менее 3
Расчетная скорость движения на прямых участках, км/ч	50	40	30
То же, на поворотах, серпантинах и перекрестках км/ч	30	25	20

Расчетные скорости движения на карьерных автодорогах (15-50 км/ч) намного меньше, чем на дорогах общего пользования (60-100 км/ч). В то же время полная масса карьерных автомобилей достигает 100 т и более, а ширина и высота - 4 м, грузонапряженность измеряется десятками миллионов тонн в год.

В плане трасса дороги, обеспечивающей скорость движения не менее расчетной для принятой категории, состоит из отрезков прямых, соединенных кривыми. Различаются следующие элементы кривой (рис. 7.2):

тангенс

$$T = AD = DC = R \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}, \text{ м} \quad (7.1)$$

биссектриса

$$BD = R(\sec \frac{\alpha}{2} - 1), \text{ м} \quad (7.2)$$

минимальный радиус закругления

$$R_{\min} = \frac{V^2}{127(\psi_{\text{ск}} \pm i_{\text{п}})}, \text{ м} \quad (7.3)$$

где V - скорость движения, км/ч; $\psi_{\text{ск}}$ - коэффициент бокового скольжения (сцепления) колес с дорогой ($\psi_{\text{ск}} = 0,16$ для влажного покрытия); $i_{\text{п}}$ - поперечный уклон проезжей части дороги, % ($i_{\text{п}} = 0-6\%$).

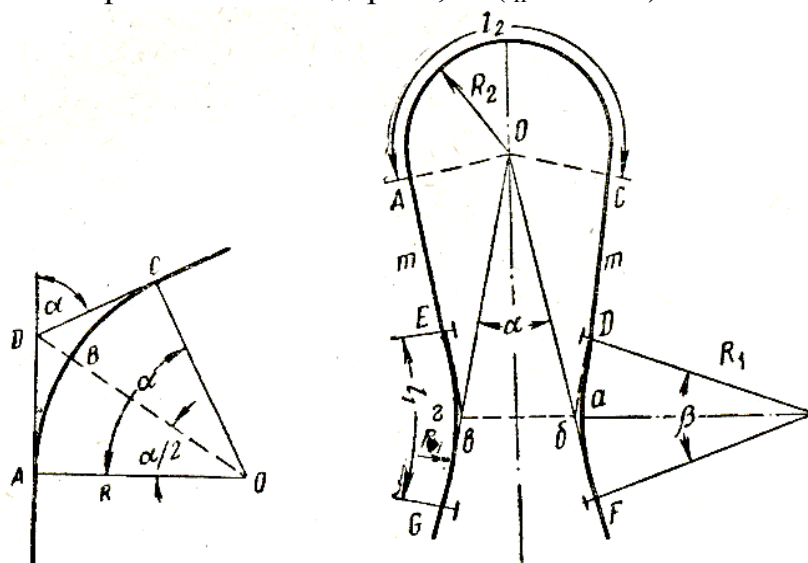


Рис. 7.2. Элементы закругления трассы автодороги:
 α и R – угол и радиус поворота.

Так как наличие кривых ухудшает условия движения (уменьшается скорость, устойчивость, видимость и т. д.), необходимо по возможности избегать их или принимать наибольшие радиусы кривых (табл. 7.2). Для

плавного перехода машин с прямого участка постоянной дороги на кривую устраиваются переходные кривые длиной 20-50 м. На временных дорогах переходные кривые не устраивают.

Таблица 7.2

Радиусы горизонтальных кривых автодорог

Показатели	Расчетная скорость движения, км/ч			
	50	40	30	15-20
Минимально допустимый радиус горизонтальной кривой, м	100	60	30	15
Наименьший рекомендуемый радиус горизонтальной кривой, м	200	100	60	30

Трассу дорог на крутых косогорах (нагорные карьеры) для создания допустимых уклонов развивают в плане в виде зигзагов, вокруг углов которых описывают снаружи дорожные закругления, называемые *серпантинами* (рис. 7.3).

Длина серпантины

$$L_C = \frac{2\pi R_1 \beta}{90} + \frac{\pi R_2 \alpha}{90} + 2m, \text{ м} \quad (7.4)$$

где R_1, R_2 - радиусы сопрягающих кривых и основной кривой серпантины, м; α, β - углы поворота основной и сопрягающих кривых, градус; m - длина горизонтальных вставок серпантины, м.

Пересечения и примыкания автодорог для обеспечения видимости в обе стороны необходимо выполнять под углом, близким к 90° . При этом боковая видимость пересекаемой дороги должна быть не менее 50 м, а в стесненных условиях - не менее 20 м. При пересечении на одном уровне автомобильной и железной дорог расстояние видимости железнодорожного пути (с автодороги в 50 м от переезда) должно быть не менее 400 м.

Продольный профиль дороги, являющийся вертикальным разрезом по оси трассы, должен обеспечить плавность движения с расчетной скоростью. Для этого переломы профиля сопрягают вертикальными кривыми длиной не менее 10 м. Минимальные радиусы выпуклых кривых должны обеспечить расчетное расстояние видимости, а вогнутых кривых - максимально допустимую нагрузку рессор под действием центростремительных сил (табл. 7.3).

Таблица 7.3

Радиусы вертикальных кривых и расчетные расстояния видимости автодорог.

Показатели	Расчетная скорость движения, км/ч			
	50	40	30	20
Минимальный радиус вертикальных кривых, м:				
выпуклой	700	500	300	200
вогнутой	300	200	100	50
Расчетное расстояние видимости, м:				
поверхности дороги	60	50	40	30
автомобилей	125	100	80	60

Продольный уклон дорог устанавливают в результате технико-экономического анализа. При увеличении уклонов (до 7-8% для тягачей с полуприцепами и 10-12% для автосамосвалов) уменьшаются объемы горно-подготовительных работ и время рейса машин. В то же время увеличивается износ двигателей, трансмиссий и шин, возрастает длина тормозного пути, уменьшаются скорость движения машин и провозная способность дороги.

По расчетам минимальные затраты на транспортирование достигаются при продольном уклоне дорог для автосамосвалов не более 10%, а по условиям безопасности движения он должен быть еще ниже. Фактически на карьерах продольные уклоны постоянных дорог не превышают 7-8%, иногда при одностороннем движении порожних машин достигают 10-12%. Уклон дорог для тягачей с прицепами и полуприцепами с одной ведущей осью не должен превышать 4-6%, а для дизель-троллейбусов может быть увеличен до 10, 12 и 14% соответственно при одной, нескольких и всех ведущих осях машин.

По условиям безопасности движения необходимо предусматривать вставки с уклоном не более 2% и длиной не менее 50 м через каждые 500 м длины затяжного уклона в траншеях. На кривых малых радиусов величина продольного уклона дороги уменьшается:

Радиус кривой, м	15	20	30	40	50
Снижение максимального продольного уклона, %	5	4	3	2	1

Проезжая часть дороги характеризуется шириной, типом и конструкцией дорожной одежды, очертанием поперечного профиля.

Ширина проезжей части дороги $Ш_{п.ч}$ (рис. 7.4) зависит от ширины машин по скатам колес c (примерно равна ширине кузова a), ширины предохранительной полосы y между наружным колесом машины и кромкой проезжей части и безопасного зазора x между кузовами встречных машин:

при однополосном движении

$$Ш_{п.ч1} = a + 2y, \text{ м}; \quad (7.5)$$

при двухполосном движении

$$Ш_{п.ч2} = 2(a + y) + x, \text{ м}, \quad (7.6)$$

где $y = 0,5$; $x = 0,5 + 0,005 \vartheta$, м; ϑ - скорость движения машин, км/ч.

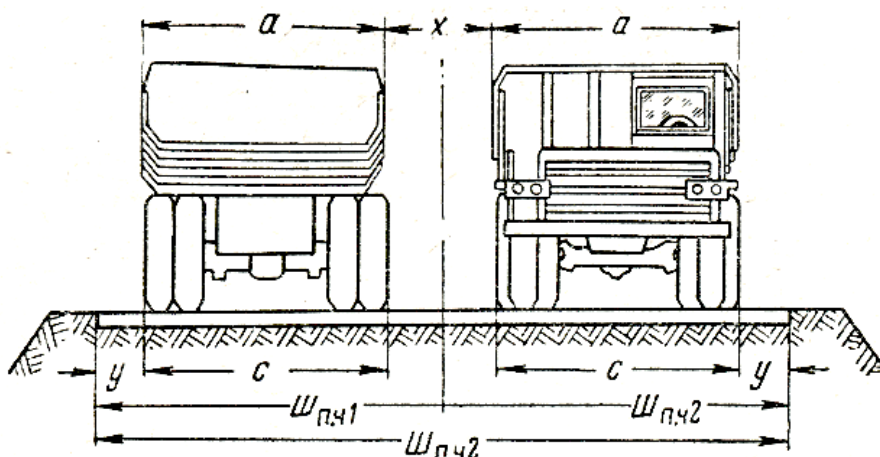


Рис. 7.4. Схемы к определению ширины проезжей части автодороги при одно- и двухполосном движении.

При увеличении интенсивности движения машин и соответственно категории дороги ширину ее проезжей части следует увеличивать с тем, чтобы избежать снижения скорости движения и повышенного износа покрытия (табл. 7.4). Полосу движения на кривой уширяют. Для современных короткобазовых карьерных автосамосвалов при двухполосном движении величина уширения составляет;

Радиус кривой, м	15	20	30	50	100	250	500
Уширение проезжей части, м	2,1	1,7	1,4	1,1	0,8	0,5	0,3

Ширина обочин дорог принимается 2 и 2,5 м соответственно для машин шириной до 2,75 м и более.

Таблица 7.4

Типы дорожных покрытий различаются работоспособностью, сроком службы и ровностью (табл. 7.5). Работоспособность дорожного покрытия измеряется суммарной массой (в тоннах) подвижного состава (брутто), пропускаемого по дороге от момента сдачи ее в эксплуатацию до возникновения потребности в ремонте или между двумя ремонтами. Срок службы дорожных покрытий (в годах) определяется частным от деления работоспособности покрытий на грузонапряженность дороги (брутто). Ровность покрытия может быть определена суммарной деформацией рессор машины на единицу длины пути (см/км).

Ширина двухполосных автодорог

Грузоподъемность автосамосвалов, т	Ширина автодороги (м) при расчетной скорости движения, км/ч		
	20	40	50
12	10,5	11,5	12,0
27	12,0	13,0	14,0
40	13,5	14,5	15,5
74	18,0	19,0	20,0

Таблица 7.5.

Основные показатели дорожных покрытий

Типы покрытий	Ровность покрытия (нового), см/км	Допустимая скорость условиям ровности покрытия, км/ч	Ориентировочная работоспособность, млн. т брутто		Затраты на 1 м покрытия при $\text{Ш}_{н.ч} = 8 \div 10$ м и $G_a = 27$ т. тыс.руб
			до среднего ремонта	до капитального ремонта	

Усовершенствованные капитальные: цементобетонные асфальтобетонные	50-100	Более 100	20	80	110-160
	25-50	Более 100	10	40	80-120
Усовершенствованные облегченные: чернощебеночное черногравийное	100-150	50-100	2,5	7,5	60-80
	100-150	50-100	2,0	2,0	60-80
Переходные: щебеночное гравийное из укрепленного грунта с поверхностной обработкой	150-200	30-50	0,4-0,6	0,801,2	40-60
	-	-	0,2-0,3	0,7-1,0	10-15

G_a – грузоподъемность автомашины.

Тип и состояние дорожного покрытия существенно влияют на основные технико-экономические показатели работы автомобилей (табл. 7.6). В то же время с улучшением дорожного покрытия растут затраты на него (см. табл. 7.5), составляющие 60—90% общих затрат на строительство постоянных дорог. Выбор типа дорожного покрытия производится путем детального сравнения сроков окупаемости капитальных затрат и экономии эксплуатационных расходов с учетом объемов перевозок, срока службы дороги, типа подвижного состава, наличия местных строительных материалов. Ориентировочно могут быть приняты следующие типы покрытий в зависимости от общих объемов перевозок, млн. т/год:

Более 10 — цементобетонные и асфальтобетонные

2—10 — чернощебеночные и черногравийные

0,5—2 — щебеночные и гравийные

Менее 0,5 — простейшие грунтовые улучшенные, а также покрытия из мелко раздробленных скальных вскрышных пород

Таблица 7.6

Зависимость технико-экономических показателей эксплуатации машин от типа дорожных покрытий.

Тип покрытий	Коэффициент сопротивления качению	Относительные значения показателей (при $i=0$)				
		Техническая скорость	Расход горюче-смазочных материалов	Износ шин	Расходы на техническое обслуживание и ремонт	Эксплуатационные расходы
Усовершенствованные	0,02	1,3	0,85	0,75	0,8	0,65-0,75
Переходные	0,03	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Низшие	0,06	0,8	1,3	1,5	1,2	1,8-2,2

На постоянных карьерных дорогах применяются цементобетонные и щебеночные покрытия, а на временных — сборные железобетонные и покрытия из несцементированных щебенистых и дресвяно-гравийных материалов. Асфальтобетонные покрытия целесообразно применять при движении машин грузоподъемностью до 7—10 т, так как при более тяжелых машинах образуются колеи, волны, и покрытие быстро изнашивается.

Очертание проезжей части прямых участков дорог в поперечном сечении — криволинейное или с прямолинейным двухскатным профилем, крутизна которого принимается от 2% (для цемента- и асфальтобетонных покрытий) до

5% (для гравийных покрытий серповидного профиля). Уклон обочин обычно на 2% больше поперечного уклона покрытия.

На кривых малого радиуса для предотвращения бокового скольжения и опрокидывания автомобилей должны устраиваться *виражи*, имеющие односкатный поперечный профиль с уклоном 2-6% к центру кривой. На прямых и кривых с центром в сторону обрыва - профиль односкатный с уклоном проезжей части и обочин 1% в нагорную сторону.

Обмен автомашин в забоях и на отвалах

В связи с различными типами забоев и заходок, шириной заходок, характером движения машин на уступе (*односторонним* или *встречным*), соотношением направлений движения машин и экскаватора, высокой маневренностью автотранспорта возможно большое число схем подачи машин под погрузку (рис. 7.5).

Тип забоя	Тип заходки	Ширина заходки	Особые условия работ	Движение машин на уступе и схемы подачи их под погрузку							
				одностороннее				встречное			
				сквозные и петлевые		тупиковые		петлевые		тупиковые	
				Направление движения экскаватора и порожних машин							
непопутное		попутное		непопутное		попутное		непопутное		попутное	
Торцевой	Сквозная	Нормальная $A_n \approx (1,5-1,7)R_{ч.у}$	Широкие рабочие площадки	1	2	3	4	19	20	21	22
	Сквозная и тупиковая эстакадная	Нормальная и узкая $A_y \approx 0,5R_{ч.у}$	Минимальная ширина на рабочих площадках	5	6	7	8	23	24	25	26
	Сквозная	Широкая $A_w > 2R_{ч.у}$	без забойной сортировки	9	10	11	12	27	28	29	30
			С забойной сортировкой			13	14			31	32
Тупиковая траншейная		Достаточная для петлевого разворота $A \geq 2(R_{\min} + t)$							33		34
		Недостаточная для петлевого разворота $A < 2(R_{\min} + t)$									35
Провальный	Сквозная	Узкая		15	16	17	18	36	37	38	39

Рис.7.5. Схемы подачи автомашин под погрузку:

R_{\min} - минимальный радиус поворота автомашин; t - зазор между автомашиной и бортом траншеи.

По отношению к направлению перемещения экскаватора по мере отработки заходки движение машин на уступе может быть *попутным* и *непопутным*. По способу подъезда машин к экскаватору (характеру маневров) все схемы подачи разделяются на три группы: *сквозные*, *с петлевым разворотом*, *с тупиковым разворотом*. Погрузка горной массы в кузов машины должна производиться сбоку или сзади, перенос ковша над кабиной не разрешается. В ожидании погрузки машина должна находиться вне радиуса действия ковша.

Сквозные схемы могут применяться при одностороннем непопутном движении машин на уступе (исключение возможно при продольном забое). При встречном и одностороннем попутном движении используются петлевые, а в стесненных условиях - тупиковые схемы подачи машин.

При торцовом забое в сквозной заходке и одностороннем движении машин (два транспортных выхода на уступе) распространены в случае непопутного перемещения сквозные схемы 1, 3, 9 (см. рис. 7.5), а при попутном — петлевые 2, 10 или тупиковые 12, 14 (при забойной сортировке или большом выходе негабарита). При встречном движении машин используются петлевые схемы 19, 20 (широкие рабочие площадки) и 23, 24 (узкие площадки); предпочтителен разворот порожних автосамосвалов при попутном перемещении (схемы 20, 24). При широких сквозных заходках применяются принципиально аналогичные предыдущим петлевые схемы 27, 28, а также тупиковая схема 30

В тупиковых эксплуатационных заходках обычно применяется схема 24, реже 26; в широких тупиковых траншейных заходках - петлевая схема 33 и тупиковая 34.

При фронтальных забоях (обычно по условиям отдельной выемки) чаще применяются тупиковые схемы подачи 17, 18, 38, а также петлевая 36.

По числу машин, одновременно находящихся под погрузкой, различают *одиночную и групповую (спаренную) их установку*; при сквозных и петлевых схемах подачи практически возможна только одиночная установка машин.

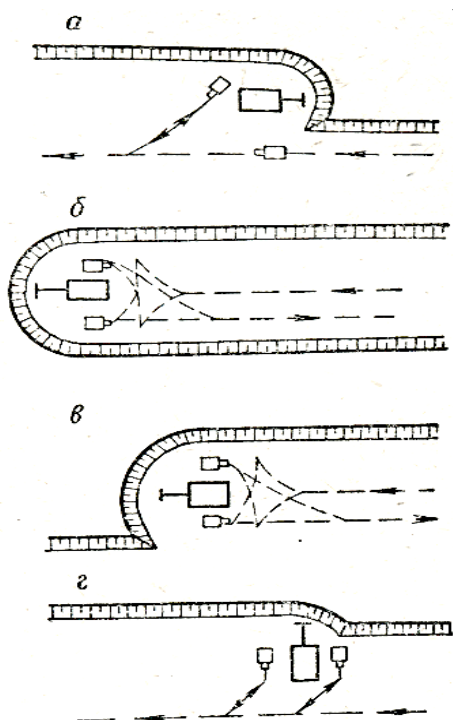


Рис. 7.6. Схема спаренной двусторонней установки автомашин под погрузку.

Спаренная двусторонняя установка машин под погрузку целесообразна при торцовом забое для сквозных широких заходок (особенно при отдельной выемке, рис. 7.6, а), а также для тупиковых эксплуатационных и траншейных заходок (рис. 7.6, б, в) и фронтальных забоев (рис. 7.6, г) с целью обеспечения непрерывной погрузки и уменьшения угла поворота экскаватора.

По возможному времени обмена все схемы подачи машин под погрузку разделяются на три группы:

I Все сквозные схемы и схемы с петлевым разворотом машин в забое, при которых машина за время обмена проходит путь, равный

расстоянию L_n , м между загружаемой и порожней машинами. Время обмена для этой группы схем

$$t_0^I = \frac{L_n}{g_0}, c \quad (7.7)$$

где \mathcal{G}_o - средняя скорость движения автомашин при обмене с учетом времени трогания, м/с ($\mathcal{G}_o = 6 \div 8$ км/ч).

Время простоя экскаватора при обмене

$$t_{np} = t_0 - t_y, \text{ с} \quad (7.8)$$

где t_y — продолжительность рабочего цикла экскаватора (без учета времени разгрузки ковша), с.

Как правило, $t_o' < t_y$ и простои экскаватора при обмене отсутствуют.

II. Схемы с тупиковым разворотом машин за время погрузки предыдущей машины, при которых машина за время обмена проходит расстояние $2L_n$. В этом случае

$$t_0^{II} = \frac{2L_n}{\mathcal{G}_o}, \text{ с} \quad (7.9)$$

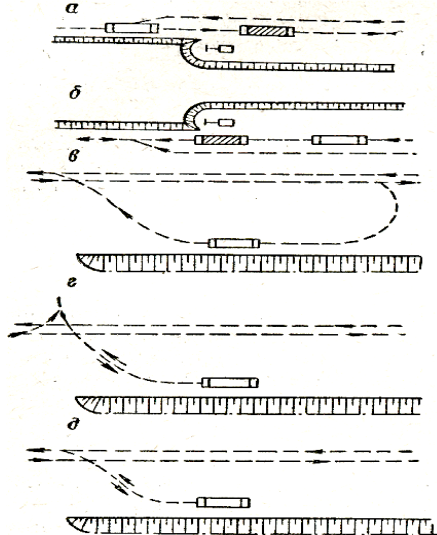
Здесь $t_o'' > t_y$ и экскаватор во время обмена простаивает. Ликвидация простоев возможна только посредством спаренной установки автосамосвалов, при которой время подачи под погрузку совмещается с временем погрузки предыдущей машины.

III. Схемы, при которых каждый автосамосвал за период обмена проходит расстояние $2L_n$, м и совершает дополнительные маневры при тупиковом развороте за время t_m , типичны для узких траншейных заходок. При этом

$$t_0^{III} = \frac{2L_n}{\mathcal{G}_o} + t_m, \text{ с} \quad (7.10)$$

Схемы этой группы характеризуются наибольшими простоями экскаватора (25 — 35% рабочего времени). Несмотря на увеличение угла поворота экскаватора при сквозных и петлевых схемах подачи машин, они более рациональны ввиду сокращения времени обмена машин. При этом целесообразны непопутное движение экскаватора и порожних машин и установка последних с правой стороны экскаватора.

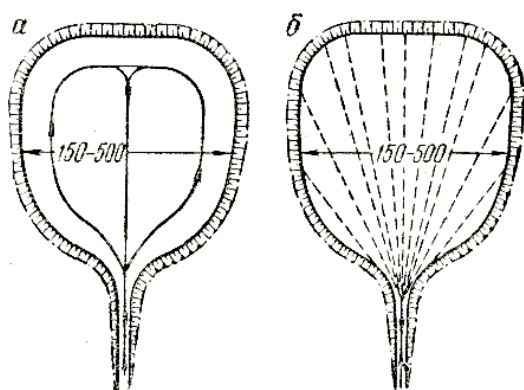
Обмен карьерных автопоездов в забое производится *челноковым способом* подобно обмену железнодорожных поездов. При встречном движении в пределах уступа маневры с изменением направлений движения совершает порожний (рис.



7.7, а) или грузный автопоезд (рис. 7.7, б) в зависимости от расположения забойного экскаватора относительно основной дороги на уступе. Рациональнее первая схема. На отвалах применяется *кольцевое и возвратное (при веерном расположении отвальных дорог) движение машин* (рис. 7.8).

Рис. 7.7. Схемы подачи карьерных автопоездов под погрузку и разгрузку.

Рис. 7.8. Кольцевое (а) и веерное (б) расположение автодорог на отвале.



На отвалах применяется *кольцевое и возвратное (при веерном расположении отвальных дорог) движение машин* (рис. 7.8).

Временные отвальные дороги расширяются в площадки для тупикового разворота машин и подъезда их задним ходом к разгрузочному пункту. Длительность тупикового разворота и выезда машин на отвальную дорогу определяется расстоянием от нее до разгрузочного пункта и схемой разворота; в среднем она равна 0,5—1 мин.

Подъезд карьерных автопоездов к пункту разгрузки на отвале в зависимости от размеров площадки, развития отвальных дорог и их расстояния от верхней бровки отвала может производиться с петлевым и тупиковым разворотом или челноковым способом (см. рис. 7.7, в, з, д).

Пропускная и провозная способность карьерных дорог

Пропускная способность дороги определяет максимальное число машин, которые могут пройти в единицу времени через определенный пункт дороги, и зависит от числа полос движения, качества и состояния проезжей части дороги, скорости движения автомобилей:

$$N = \frac{1000g \cdot n}{S} K_n, \text{ машин/ч}, \quad (7.11)$$

где g - расчетная скорость движения, км/ч; n - число полос движения; K_n — коэффициент неравномерности движения ($K_n=0,5 \div 0,8$); S - интервал следования машин (расстояние видимости), м,

$$S = a + l_a + t_D V + L_T, \text{ м} \quad (7.12)$$

a - допустимое расстояние между машинами при их остановке, м; l_a - длина машины, м; t_D - время реакции водителя, ч ($t_D = 0,5 - 1$ с); L_T - длина тормозного пути, м.

На дорогах с уклоном до 5% возможная *скорость движения* ограничивается максимальной конструктивной скоростью машины, условиями безопасности движения и ровностью покрытия. Практически скорость движения не превышает 75-85% от конструктивной при бетонных покрытиях на постоянных дорогах, 70-80% - при черных щебеночных и гравийных покрытиях, 50-70% - при щебеночных и гравийных, 12-16 км/ч - на неукатанных забойных и отвальных дорогах (табл. 7.7). В траншеях с уклоном 8% скорость

автосамосвалов составляет 14-15 км/ч. Скорость подъезда автомашин к погрузочным и разгрузочным пунктам не превышает 8-10 км/ч, в том числе при движении задним ходом. Продолжительность разгона груженых автосамосвалов до стадии установившегося движения 30-35 с.

При расстоянии перевозок менее 1,5 км средние скорости движения снижаются: при 1 км - на 10%, 0,5 км - на 20%, 0,25 км - на 30%. Скорость движения порожних машин на 15-25% выше, чем груженых. В весенний и осенний периоды указанные выше значения скоростей снижаются в среднем на 23-28%. Скорости снижаются также в ночное время (на 8-10% у груженых и на 16-17% у порожних машин) и при интенсивном движении (200-300 машин в час) - в случае отсутствия дополнительного уширения проезжей части дорог на 2-3 м.

Безопасная скорость движения по криволинейным участкам дороги радиусом R , м

$$g_{без} = \sqrt{g \cdot R(\psi_{ск} \pm l_{II})}, \text{ м/с} \quad (7.13)$$

Таблица 7.7

Рекомендуемые для технологических расчетов скорости движения карьерных автомобилей, км/ч

Типы покрытий и удельное сопротивление движению	Автосамосвалы			Тягачи с полуприцепами
	Грузоподъемность, т			
	до 7	10-27	40-75	45-120
Усовершенствованные капитальные, $\omega_o = 20 \text{ кгс/т}^*$	30	28	25	22
Усовершенствованные облегченные, $\omega_o = 30 \text{ кгс/т}$	28	25	22	20
Переходные, $\omega_o = 40 \text{ кгс/т}$	25	20	20	16
Низшие (грубоспланированные), $\omega_o = 60 \text{ кгс/т}$	18	16	15	12

* ω_o - сопротивление качению.

Длина тормозного пути L_T при движении большегрузных автосамосвалов на спусках с уклоном 4-8% (щебеночная дорога) составляет 22-25 м; при скорости движения около 50 км/ч тормозной путь при уклоне 10% равен 80-120 м для груженых и 60-80 м для порожних автосамосвалов.

На горизонтальных прямолинейных участках дорог в обычных условиях величина S должна быть не менее 50 м для машин, следующих друг за другом. Расстояние видимости встречных машин при пересечении дорог должно быть соответственно вдвое больше. С повышением категории дороги и расчетной скорости движения S возрастает с 50 до 75 м. На наклонных участках дорог расстояние видимости также возрастает вследствие увеличения L_T .

Провозная способность дороги определяется возможным объемом груза, перевозимого по дороге в единицу времени:

$$W = N \cdot V_{a.ф}, M^3 / ч \quad (7.14)$$

$V_{a.ф}$ - фактический объем породы, перевозимой автомобилем m^3 .

При недостаточной провозной способности одной полосы дороги обеспечить требуемый грузооборот возможно путем перехода к одностороннему (кольцевому) движению машин и увеличения числа дорожных полос, а также за счет рассредоточения грузопотоков и увеличения грузоподъемности машин. В конкретных условиях эффективным может оказаться одно или комбинация перечисленных мероприятий.

Учет вывезенной горной массы по числу рейсов автомашин, их грузоподъемности и плотности породы весьма неточен (до $\pm 8-10\%$). Применение средств автоматики позволяет повысить точность и оперативность учета, а также оценивать в процессе работы фактические показатели для контроля за использованием оборудования.

Основным учетным показателем является вес груза в автомашине, для определения которого используются автомобильные весы, устанавливаемые обычно на стационарных пунктах разгрузки, или весовые устройства, встраиваемые в дорожное полотно. Однако такие устройства не дают возможности регулировать загрузку автомашины. Такое регулирование достигается при использовании системы автоматического учета и контроля, монтируемой на самом автомобиле.

Ключевые термины:

грузоподъемность	геометрическая емкость
коэффициент тары	паспортный тормозной путь
дизель-троллейбусы	дороги общего типа
карьерные дороги	постоянные дороги
временные дороги	трасса дороги
технологические качества автодорог	серпантина
проезжая часть	типы дорожных покрытий
сквозной разворот	петлевой разворот

Контрольные вопросы

1. Технологическая характеристика подвижного состава.
2. Технологическая характеристика карьерных дорог
3. Технологические качества автодорог.
4. Основные показатели дорожных покрытий
5. Обмен автомашин в забоях и на отвалах.
6. Что определяет пропускная способность дорог?
7. Как определяется провозная способность дорог?

Рекомендуемая литература по разделу:

1. Анистратов Ю. И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов. – М., Недра, 1988.
2. Горная энциклопедия в 5-ти томах. М., Советская энциклопедия, 1986.
3. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Часть 1. – М., Недра, 1985.
4. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., «Недра», 1978. 542 с.
5. Симкин Б. А. Технология и процессы открытых горных работ. М., «Недра», 1970. 215 с.
6. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых, ч. I. Под общей ред. М. Г. Новожилова. М., «Недра», 1971. 635 с.
7. Теория и практика открытых разработок. Под общей ред. Н. В. Мельникова. М., «Недра», 1979. 512 с.
8. Шешко Е. Ф. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. М., Углетехиздат, 1957. 495 с.

Курс:

«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел второй.

ПРОЦЕССЫ ГОРНЫХ РАБОТ.

Лекция 8

КОМБИНИРОВАННЫЙ ТРАНСПОРТ НА КАРЬЕРАХ

Технология обучения на лекцию

Время - 2 час	Количество студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	<ol style="list-style-type: none">1. Общие сведения2. Перегрузочные пункты при комбинированном транспорте
<i>Цель учебного занятия:</i> формирование знаний об основных понятиях и принципах применения комбинированного транспорта на карьерах.	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">•ознакомить с комбинированным транспортом на карьере;•ознакомить с транспортированием по рабочим горизонтам и соединительным бермам, подъем (спуск) по вскрывающим выработкам на уровень господствующей поверхности; транспортирование на поверхности.•дать понятие о преимуществах и недостатках карьерного автомобильного транспорта;• ознакомить с параметрами карьерного автомобильного транспорта	<i>Результаты учебной деятельности:</i> <p>Студент должен узнать:</p> <ul style="list-style-type: none">- о комбинированном транспорте на карьере;-о транспортировании по рабочим горизонтам и соединительным бермам, подъем (спуск) по вскрывающим выработкам на уровень господствующей поверхности;транспортирование на поверхности.
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах.
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с

Технологическая карта

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ul style="list-style-type: none"> – На какие звенья разделяется транспортная цепь в карьере? - Перегрузочные пункты при комбинированном транспорте. - Типы экскаваторных перегрузочных пунктов. - Достоинства экскаваторной перегрузки. <p>Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал лекции по вопросам плана, использует визуальные материалы.</p> <p>Акцентирует внимание на ключевых моментах темы, предлагает их записать</p>	<p>2.1. Слушают.</p> <p>По очереди отвечают на вопросы.</p> <p>Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы.</p> <p>Записывают главное.</p>
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Общие сведения

Транспортную цепь в карьере между погрузочными и разгрузочными пунктами можно разделить на три звена: а) транспортирование по рабочим горизонтам и соединительным бермам; подъем (спуск) по вскрывающим выработкам на уровень господствующей поверхности; в) транспортирование на поверхности. Отдельные звенья могут отсутствовать.

Транспорт первого звена непосредственно обслуживает выемочно-погрузочные машины, поэтому должен обеспечить доступ к ним, высокую производительность экскаваторов, полноту выемки и требуемое качество полезного ископаемого, выполнение плановых объемов работ на уступах; он должен соответствовать геологическим и техническим условиям разработки, быть экономичным. Транспорт первого звена является сборочным, формирующим грузопоток.

Транспорт второго звена обычно обеспечивает преодоление значительной разности высотных отметок и требуемую пропускную способность коммуникаций. Особенности работы третьего транспортного звена зависят в основном от расстояния перевозок на поверхности до пункта разгрузки.

Комбинированный транспорт предполагает участие в одном грузопотоке от забоя до пункта конечной разгрузки (отвала, обогатительной фабрики, станции примыкания МПС) не менее двух видов карьерного транспорта (рис. 8.1).

Каждый вид транспорта характеризуется своими техническими возможностями и экономическими показателями.

Применение комбинированного транспорта позволяет снизить затраты на транспортирование горной массы, улучшить технико-экономические показатели смежных производственных процессов, перераспределить во времени объемы горных работ и т. д.

При этом необходима перегрузка горной массы из одних транспортных средств в другие, осуществляемая на *перегрузочных пунктах*. По месту расположения различаются перегрузочные пункты, устраиваемые на поверхности (рис. 8.1, а), борту карьера (рис. 8.1, б, в) и его дне (рис. 8.1, г). В последних двух случаях перегрузочные пункты являются полустационарными и периодически переносятся по мере понижения горных работ.

Чаще всего функции сборочного транспортного звена выполняет автотранспорт. Основные недостатки его – резкое (в 1,5-2 раза) уменьшение производительности при увеличении расстояния перевозок (рис. 8.2) с одновременным ростом затрат на транспортирование.

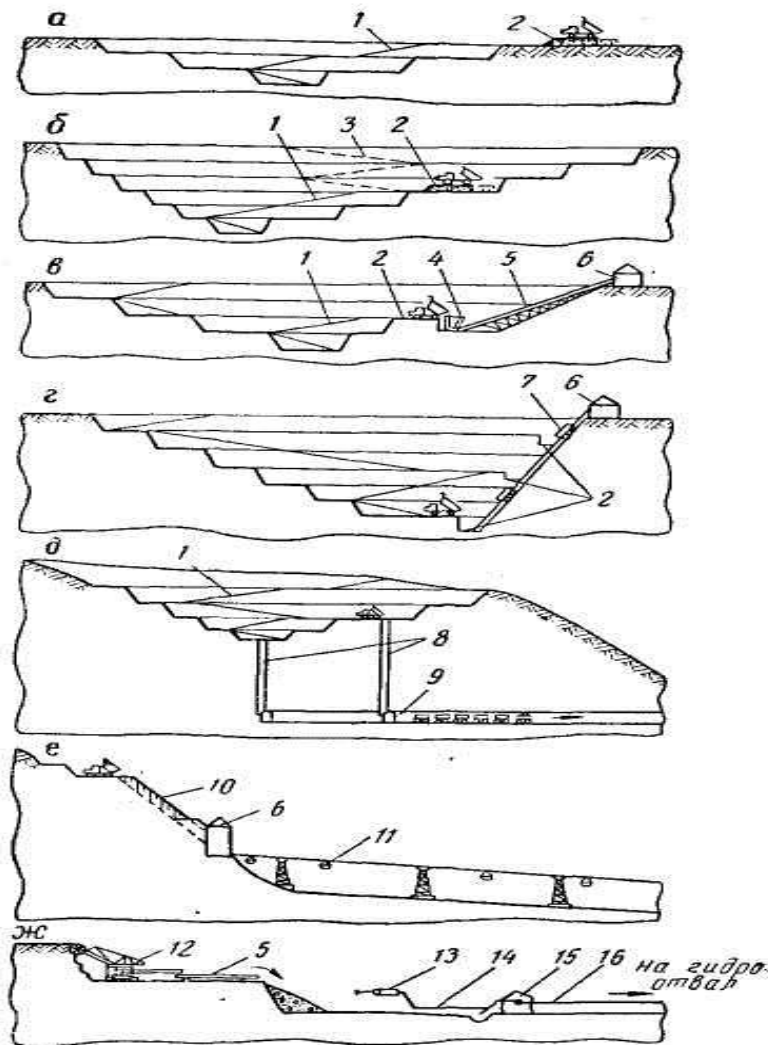


Рис. 8.1. Комбинации видов карьерного транспорта:

а, б - автомобильного и железнодорожного; *в* - автомобильного и конвейерного; *г* - автомобильного и канатного подъемника; *д* - автомобильного, гравитационного и железнодорожного; *е* - автомобильного, гравитационного и канатной подвесной дороги; *ж* - конвейерного и гидравлического; *1* - автосъезды; *2* - перегрузочные пункты; *3* - железнодорожные съезды; *4* - дробильная установка; *5* - конвейеры; *6* - перегрузочный (разгрузочный) бункер; *7* - скиповый подъемник; *8* - рудоспуски; *9* - штольня; *10* - рудоскат; *11* - канатная подвесная дорога; *12* - роторный экскаватор; *13* - гидромонитор; *14* - водовод; *15* - землесос; *16* - пульповод

Поэтому стремятся сократить длину откатки автосамосвалами до 0,7-1,5 км, а функции третьего или второго и третьего звеньев выполнять другими видами транспорта. Которые обеспечивают меньшие затраты на перевозки при больших расстояниях или позволяют резко сократить длину подъема (спуска) горной массы из карьера на господствующую поверхность.

Уменьшение общих затрат на перевозки при расстоянии между перегрузочным и разгрузочными пунктами более 3-3,5 км может быть достигнуто комбинацией автомобильного и железнодорожного транспорта. Производительность второго при увеличении длины откатки от 5 до 10 км снижается лишь на 20-25%, затраты на перевозки при этом минимальны. Указанная комбинация используется также в случаях, когда железнодорожный транспорт невозможно применить по условиям вскрытия, интенсивности разработки.

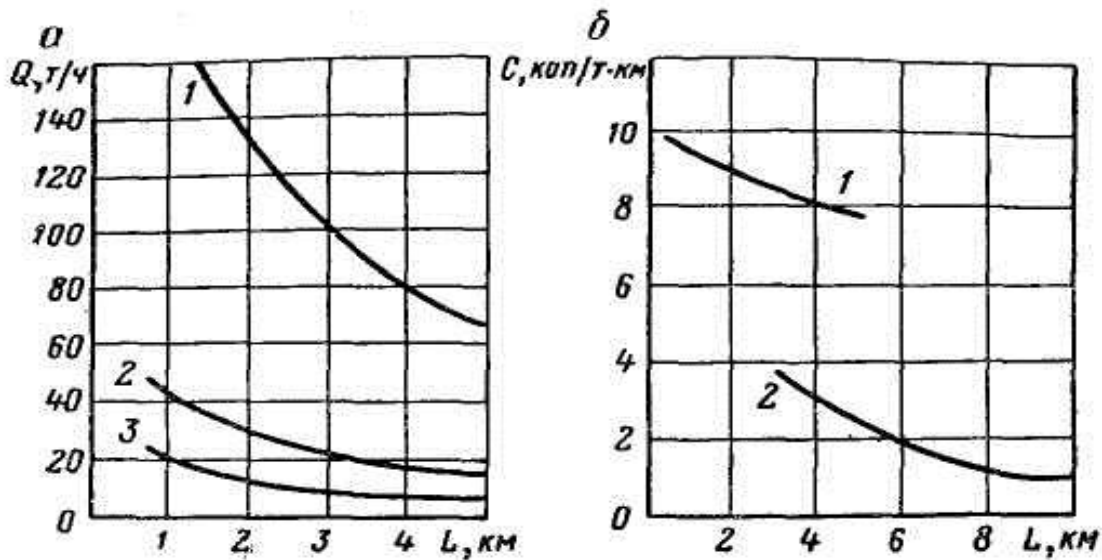


Рис.8.2. Зависимость показателей работы транспорта от расстояния перевозок:

a - производительности автосамосвалов: 1 - БелАЗ-540; 2 - КрАЗ-222; 3 - МАЗ-205; *б* - затрат на транспортирование: 1 - автотранспортом; 2 - железнодорожным транспортом

Усреднения и другим факторам. При комбинированном использовании этих видов транспорта резко улучшаются условия эксплуатации железнодорожного транспорта, который в этом случае работает в основном на постоянных путях с большей скоростью движения; резко сокращаются объем путевых и вспомогательных работ, их трудоемкость и расходы на них, упрощается схема путевого развития карьера, сокращается количество подвижного состава. Время погрузки составов и обмена поездов на перегрузочном пункте меньше, чем в забое, ввиду близкого расположения погрузочного и обменного пунктов. Стационарность путей, а следовательно и возможность их усиления позволяют применять мощный подвижной состав и существенно увеличить полезную массу поезда.

Сокращение длины подъема (спуска) горной массы из карьера достигается применением конвейеров или специальных видов транспорта: канатных подъемников, гравитационного, гидравлического транспорта, канатно-подвесных дорог и др., выполняющих функции только второго или второго и третьего звеньев (см. рис. 8.1).

Конвейерные подъемники, используемые в комбинации с автомобильным или железнодорожным транспортом для перемещения взорванных пород, отличаются от наклонных конвейеров, предназначенных для транспортирования таких пород, наличием перегрузочных пунктов.

Канатные подъемники имеют бесконечные или концевые тяговые канаты. Подъемники с концевыми канатами разделяются на скиповые, с вагонами тягачами, с автомобилями и троллейвозами, клетевые.

При использовании в качестве забойно-сборочного транспортного звена ленточных конвейеров возможна комбинация их с железнодорожным транспортом (при расстоянии перевозок по поверхности более 3-5 км) или с гидравлическим транспортом.

Перегрузочные пункты при комбинированном транспорте

При комбинации автомобильного и железнодорожного транспорта перегрузка горной массы производится непосредственно из автосамосвалов в думпкары (гондолы) на эстакадных перегрузочных пунктах, иногда через бункерные устройства, или с промежуточным складированием и использованием выемочно-погрузочных средств.

Эстакадные перегрузочные пункты (ЭПП) при односторонней разгрузке и фронтальном въезде автосамосвалов обычно представляют собой широкие перегрузочные площадки у откосов уступов или на полунасыпях, укрепленных подпорными стенками (рис. 8.3, а). При фланговом въезде и двухсторонней разгрузке автосамосвалов эстакады устраивают в виде насыпей с двумя подпорными стенками или выполняют из крупных железобетонных элементов (рис. 8.3, б). На перегрузочном пункте должен выдерживаться безопасный интервал между машинами (обычно не менее 20-25 м) и должно соблюдаться правостороннее движение.

Основные параметры ЭПП: высота, ширина и длина.

Высота эстакады между уровнями погрузочной и разгрузочной площадок $H_э = 2,6 \div 2,9$ м.

Ширина перегрузочной эстакады $B_э$ зависит от длины l_a и ширины b_a автосамосвала, радиуса его разворота $R_a = 1,5 R_{\min}$, безопасного зазора между смежными автосамосвалами $m_э = 0,5-1,5$ м, числа сторон разгрузки, схем движения автомашин, числа и расположения въездов на ЭПП. При односторонней и последовательной двусторонней разгрузке $B_э = 30 \div 50$ м, а при одновременной двусторонней разгрузке в два состава $B_э = 60 \div 100$ м.

При односторонней разгрузке длина эстакад $L_{э.л}$ не превышает 120-150 м, а при двусторонней 60-70 м.

Производительность эстакадного перегрузочного пункта

$$Q_{э.л} = V_{a.ф} n_o \frac{60 - t_o}{t_{р.м}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (8.1)$$

где $V_{a.ф}$ - фактическая емкость кузова автосамосвала (в плотном теле), м^3 ; t_o - время обмена составов, мин (при тупиковом путевом развитии $t_o = 10 \div 20$ мин, при сквозном движении t_o 35-40% меньше); $t_{р.м}$ - продолжительность разгрузки и маневров автосамосвалов на ЭПП, мин ($t_{р.м} = 1,5 \div 2$ мин); n_o - число одновременно разгружающихся автосамосвалов

$$n_o = N_a f \frac{t_{р.м}}{T_{р.ср}} \quad (8.2)$$

N_a - число автосамосвалов, обслуживающих ЭПП; f - коэффициент неравномерности движения ($j = 1,15 \div 1,25$); $T_{р.ср}$ - среднее время рейса автосамосвалов, мин.

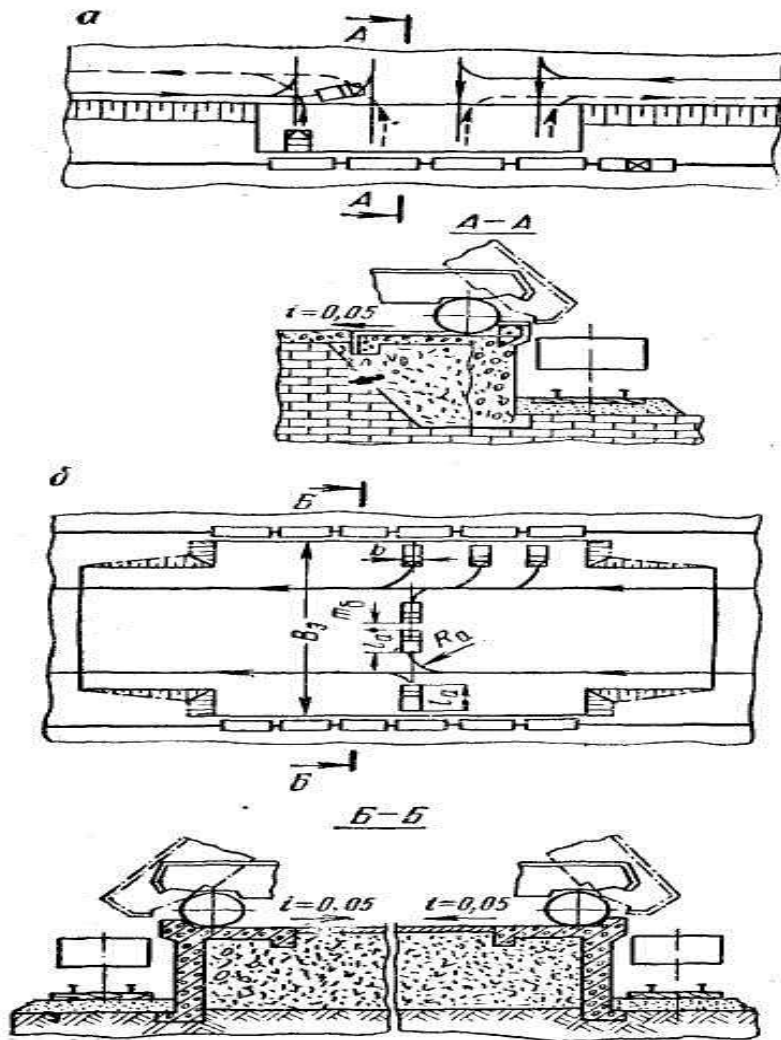


Рис.8.3. Эстакадный перегрузочный пункт при односторонней разгрузке и фронтальном выезде (а) и при фланговом въезде и двусторонней разгрузке (б)

Достоинства эстакадной перегрузки: высокая производительность, небольшие капитальные затраты расходы, небольшое требующейся пространство, благоприятные условия для автоматизации. Основные недостатки: жесткая связь между автомобильным и железнодорожным транспортом, наличие дополнительных сооружений и сложность их переноса, увеличение износа подвижного состава. *Перегрузка горной массы с промежуточным складированием* обычно осуществляется с помощью мехлопат. Могут применяться также одноковшовые погрузчики и специальные погрузочные машины. Различаются экскаваторные перегрузочные пункты (промежуточные склады): с устройством насыпи складированной горной массы на горизонтальной площадке; с устройством премного бункера (прямяка) экскаватора и движением автомобильного и железнодорожного транспорта на одном уровне; со складированием горной массы у откоса уступа. Склады в виде насыпей (рис. 8.4, а) с одно- или двусторонней погрузкой создаются на широких рабочих площадках или на поверхности карьера. При односторонней погрузке и длине насыпи более 150-200 м устраивают ряд фронтальных въездов с уклоном не более 5% и шириной не менее 15-20 м со стороны нерабочего откоса; в других случаях въезды фланговые. Минимальная ширина верхней площадки насыпи при

тупиковых маневрах автомашин 30-45 м, а при круговом или петлевом развороте 40-55 м. Перегрузочные пункты (ПП) с прямиком (рис. 8.4, б) представляют собой траншею длиной 30-100 м, шириной до 30-40 м и глубиной до 3,5-4 м. Параметры пряника определяются радиусом вращения кузова, радиусом и высотой разгрузки экскаватора. С одной стороны пряника укладывают путь, а с трех других сторон устраивают подъездные площадки размерами не менее 40×40 м. Сооружение ПП со складированием горной массы под откос уступа (рис. 8.4, в) заключается в крутой его заоткоске и тщательной подборке подошвы. Минимальная ширина разгрузочной площадки при сквозном проезде автосамосвалов составляет 35-40 м. Такие склады, сооружаемые при узких площадках на промежуточных горизонтах карьеров, имеют значительную протяженность (до 200-300 м). Объемы, параметры и технология работы перегрузочных складов во многом зависят от их назначения. Рудные склады могут выполнять, кроме приемо-погрузочных, также регулировочные, резервные или раздаточные функции. Раздаточные функции заключаются в усреднении или раздельном складировании и отгрузке отдельных сортов полезного ископаемого.

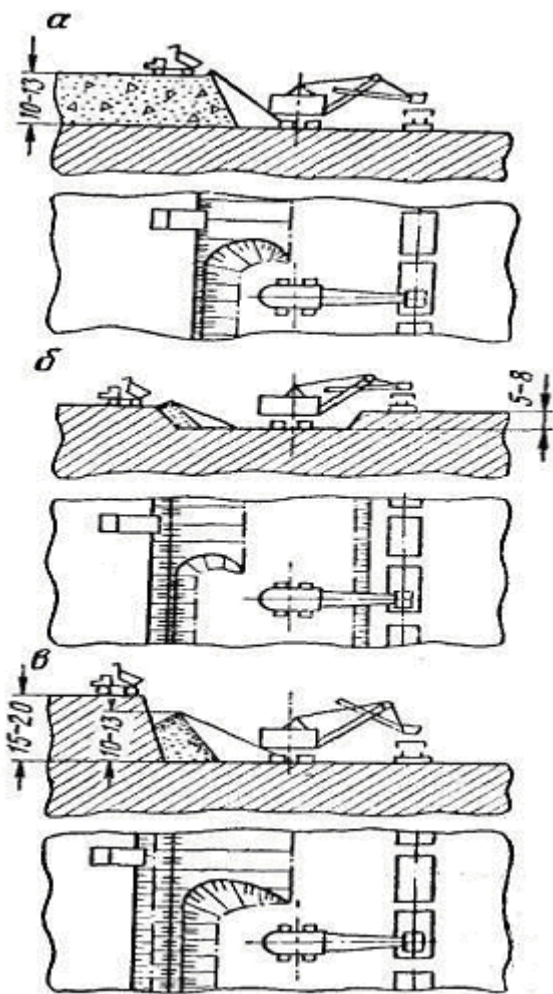


Рис. 8.4. Типы экскаваторных перегрузочных пунктов

Технология валового складирования полезного ископаемого и вскрышных пород аналогично отвалообразованию при автотранспорте. Минимальная длина фронта разгрузки определяется по формуле (18.16). Минимальная высота склада $H_{C.min} > 2/3 h_H$, где h_H - высота расположения напорного вала рукояти (4-6 м для экскаватора ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8И). $H_{C.max} = H_q + 1 м$, где H_q - высота черпания экскаватора. Общая емкость склада

$$V_{C.об} = \frac{fW_C}{n} m, м^3, \quad (8.3)$$

где f - коэффициент неравномерности добычи ($f=1,05 \div 1,15$); W_C - объем поступающей на склад руды, $м^3/год$; n - число рабочих дней в году; m - число дней, на которое рассчитывается запас

руды на складе (обычно до двух недель). Активная емкость склада $V_{C.акт} = \kappa_o V_{C.об}$, где $\kappa_o = 0,75 \div 0,8$ - коэффициент отгрузки складированной руды. Чтобы не требовалась переукладка погрузочного пути на складе, его активная емкость не должна превышать объема одной заходки складского экскаватора:

$$L_C A H_C \geq V_{C.AKT} \quad (8.4)$$

Из формулы (8.3) определяется необходимая длина склада L_C . Если требуемая протяженность склада невозможно по техническим условиям, необходима переукладка пути или переэкскавация руды из второй заходки. Схемы путевого развития ПП предполагают устройство обменного пункта в виде разъезда с отцепкой или без отцепки локомотива (рис. 8.5, а, б) или обменного тупика (рис. 8.5, в). При двух экскаваторах на складе составы подаются по независимым путям или по одному пути пакетами (рис. 8.5, г, д). Минимальное время обмена достигается при схеме а:

$$t_o = \frac{l_{II} + 20}{g} + t_{o.n}, \text{ мин} \quad (8.5)$$

где: l_{II} - длина поезда, м; g - скорость движения локомотива, м/мин; $t_{o.n}$ - время отцепки локомотива от порожнего и прицепки к грузеному составу, мин ($t_{o.n} = 2 \div 6 \text{ мин}$).

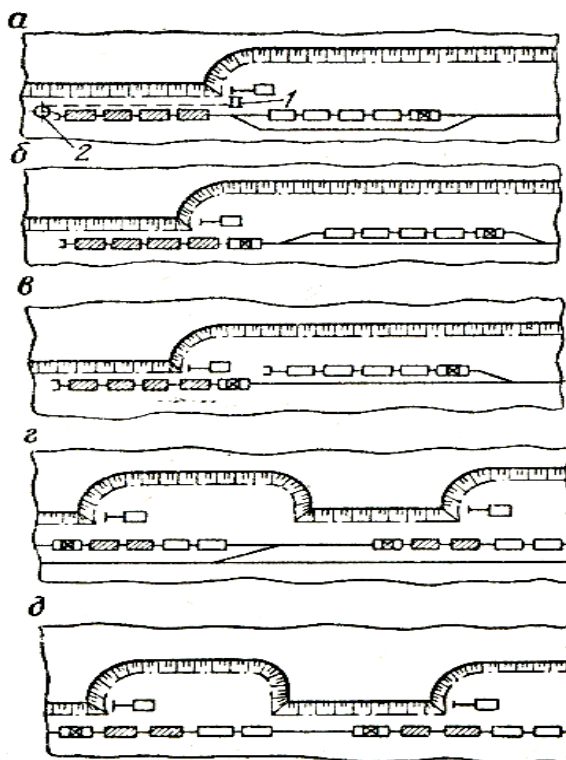


Рис. 8.5. Схемы путевого развития экскаваторных перегрузочных пунктов.
1 - лебедка; 2 - направляющий блок.

На крупных карьерах при валовой перегрузке на складах работает до четырех-пяти экскаваторов ЭКГ-8И. среднечасовая производительность экскаватора на складе на 18-20% выше, чем в забое.

Достоинства экскаваторной перегрузки: большая производительность складов (до 30 млн.т/год), гибкость связи между автомобильными железнодорожным

транспортом, простота и короткий срок сооружения, возможность усреднения руд. Недостатки: необходимость использования дополнительного мощного оборудования, увеличение затрат на перегрузку, значительные размеры складских площадок.

При комбинации автомобильного транспорта со скиповым подъемом перегрузка горной массы в карьере из автосамосвалов в скипы (рис.8.6, а) осуществляется непосредственно или через промежуточные бункера-дозаторы, емкость которых равна емкости скипов и автосамосвалов.

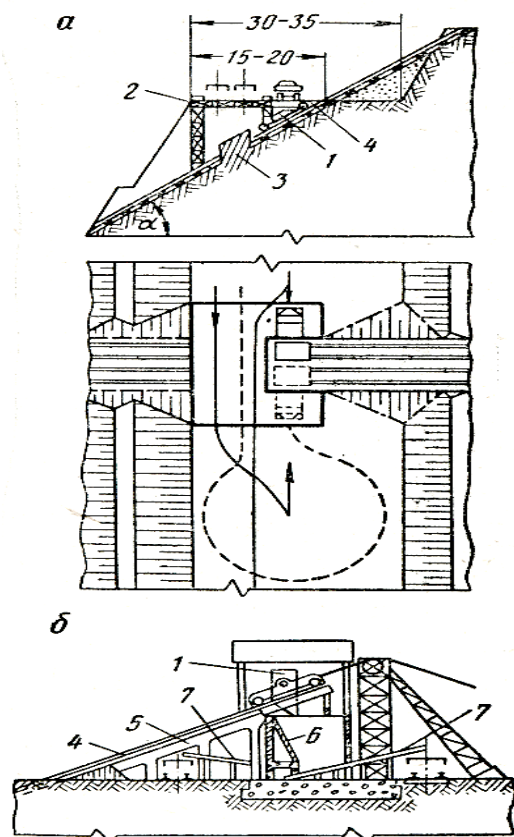


Рис. 8.6. Перегрузка горной массы из автосамосвалов в скипы и разгрузка скипов в бункер: 1 – скип; 2 – мост; 3 – предохранительный целик; 4 – рельсовый путь; 5 – наклонная эстакада; 6 – бункер; 7 – пластинчатые питатели.

При расположении ПП на промежуточном горизонте крутая траншея подъемника перекрывается сборным металлическим или железобетонным мостом для сквозного проезда автосамосвалов по транспортной берме. Автомашины разгружаются у края моста или на мосту, оборудованном поднимающимися лядами. Ширина моста должна обеспечить двухполосное движение автомашин, а ширина перегрузочной площадки – их свободный разворот (30-35м). Для одного подъемника необходимо иметь два перегрузочных моста: один в работе, а другой в монтаже или демонтаже.

Скипы разгружаются в железобетонные бункера, емкость которых не менее чем в 3-4 раза превышает емкость скипа и обычно составляет 200-300 м³ и более (рис. 8.6, б). При совмещении ПП с корпусом крупного дробления руда из скипов разгружается в дробилки, а далее транспортируется конвейерами.

При комбинации автомобильного и конвейерного транспорта в зависимости от типа перемещаемых пород полустационарные в стационарные перегрузочные пункты оборудуются пересыпными воронками, бункерами с питателями, грохотильными установками (рис. 8.7).

Пересыпные воронки, отличающиеся от бункеров меньшими размерами и отсутствием затворов, применяют при перегрузке мягких пород, доставляемых автосамосвалами грузоподъемностью до 5-7 т.

При перегрузке мелкоразрушенных полезных ископаемых (обычно угля) на поверхности и необходимости его аккумуляции сооружают заглубляемые в почву железобетонные бункера ячеечного или щелевого типа; из бункеров горная масса поступает на конвейеры, расположенные в горизонтальных подземных и далее наклонных галереях, выходящих на поверхность. Возможна также перегрузка мелкокусковых пород на поверхности из средств колесного транспорта на конвейер с использованием полустационарных неглубоких бункеров траншейного типа, откуда, как и на абзетцерных отвалах, разгруженная горная масса экскавируется и перемещается на конвейер с помощью многоковшовых специализированных отвальных экскаваторов.

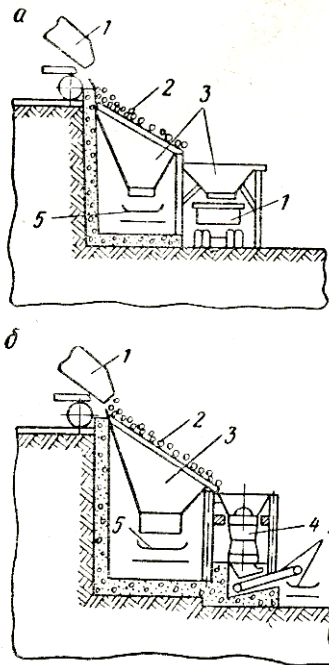


Рис. 8.7. Схемы перегрузочных пунктов:

а – грохотильного; *б* – грохотильно-дробильного; 1 – автосамосвалов; 2 – стационарный колосниковый грохот; 3 – бункер; 4 – дробилка; 5 – конвейеры.

Грохотильные установки применяют, когда выход негабаритных кусков (по условиям транспортирования конвейерами) не превышает 10-15%. При содержании негабарита до 1-3% (иногда 5%) возможно использование колосниковых грохотов, а при выходе негабарита более 3-5% - приводных грохотов, а при выходе негабарита более 3-5% - приводных грохотов (вибрационных, валковых, качающихся и др.). Полезная длина колосникового грохота должна быть не менее 6 м, угол их наклона должен быть в пределах 28-35°, щели должны иметь расширение к нижней части грохота. При размере транспортабельных фракций - 400 мм средняя ширина щели грохота 230-250 мм.

Перегрузочные пункты, помимо грохотильной установки, включают разгрузочную площадку или эстакаду с мостом для проезда автосамосвалов, бункера для подрешетного и надрешетного продуктов грохочения (последней может отсутствовать), а также питатели (обычно пластинчатые).

Дробильные установки перегрузочных пунктов оборудуются дробилками: щековыми, конусными или ударного действия. Щековые дробилки по сравнению с конусными конструктивно проще и меньше по размерам, но производительность их при одинаковой ширине разгрузочной, но производительность их при одинаковой ширине разгрузочной щели меньше (примерно в 3 раза), больше расход электроэнергии (почти 2 раза) и затраты на дробление. При использовании конусных дробилок кусковатость почти 15% дробленой руды превышает ширину разгрузочной щели v , а максимальный размер дробленых кусков $d_k = 2,1 \cdot v$; степень измельчения конусными дробилками до 8, чаще 3-4.

Конусная дробилка ККД-1500/180 наиболее распространена на рудных карьерах. Щековые дробилки имеют приемные отверстия до 1500×2100 мм. Как правило, на перегрузочных пунктах устанавливают две щековые дробилки, заменяющие одну конусную.

Для дробления неабразивных горных пород (содержание кремнезема менее 10%) с пределом прочности на сжатие до 1500 кгс/см² целесообразно применять дробилки ударного действия (молотковые и роторные). Масса их при одинаковой производительности со щековыми дробилками в 5 раз меньше. Степень измельчения составляет 6-8 (максимальная до 20). Удельный расход электроэнергии соответственно ниже на 80 и 20%, чем у щековых и конусных дробилок, и равен 0,5-1,5 кВт·ч/т.

Дробилка выбирается по размеру наибольшего куска загружаемого материала и по требуемой производительности при заданной ширине разгрузочной щели.

Установка грохотов на перегрузочном пункте перед щековыми дробилками экономически целесообразна, если в поступающей горной массе содержание транспортабельных конвейерами фракций составляет не менее 30-40% (вибрационный грохот) или 20% (колосниковый грохот).

Типом применяемой дробилки, размерами бункера, наличием или отсутствием грохота и питателей определяются параметры перегрузочных пунктов. Капитальные затраты зависят от строительного объема здания и применяемого оборудования.

При комбинации автомобильного и гравитационного транспорта непосредственная разгрузка автосамосвалов в рудоспуск (рудоскат) или в приемный бункер дробилки обычно осуществляется поочередно (один пункт разгрузки) или одновременно с двух-трех сторон приемного отверстия.

Перегрузка руды в вагонетки подвесной канатной дороги (ПКД) из узкоколейных вагонеток или автосамосвалов производится через промежуточный бункер. Вагонетки ПКД разгружаются также в бункер.

Ключевые термины:

транспорт первого звена	транспорт второго звена
конвейерные подъемники	транспорт третьего звена
канатные подъемники	комбинированный транспорт
эстакадные перегрузочные пункты	экскаваторная перегрузка
грохотильные установки	дробильные установки

Контрольные вопросы

1. На какие звенья разделяется транспортная цепь в карьере?
2. Перегрузочные пункты при комбинированном транспорте.
3. Типы экскаваторных перегрузочных пунктов.
4. Достоинства экскаваторной перегрузки.
5. Объясните схему перегрузочных пунктов.

Рекомендуемая литература по разделу:

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Часть 1. – М., Недра, 1985.
2. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., «Недра», 1978. 542 с.
3. Симкин Б. А. Технология и процессы открытых горных работ. М., «Недра», 1970. 215 с.
4. Томаков П. И., Манкевич В. В. Открытая разработка угольных и рудных месторождений. М., Изд. МГГУ, 1995. 611 с.
5. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых, ч. I. Под общей ред. М. Г. Новожилова. М., «Недра», 1971. 635 с.

Курс:

«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел второй.

ПРОЦЕССЫ ГОРНЫХ РАБОТ.

Лекция 9

ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ НА КАРЬЕРАХ.

Технология обучения

Время - 2 час	Количество студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1. Сооружение отвальных насыпей 2. Отвалообразование мехлопатами 3. Отвалообразование драглайнами 4. Отвалообразование при конвейерном транспорте 5. Бульдозерное отвалообразование
<i>Цель учебного занятия:</i> формирование знаний об основных понятиях и принципах отвалообразование на карьерах.	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">• ознакомить со способами отвалообразования на карьере• ознакомить с шириной полутраншеи по подошве• пояснить каково должно быть расстояние между драглайном и мехлопатай по условиям безопасности и производительной работы• ознакомить с отвальным забоем	<i>Результаты учебной деятельности:</i> Студент должен узнать: <ul style="list-style-type: none">- о способах отвалообразования на карьере- о ширине полутраншеи по подошве- каково должно быть расстояние между драглайном и мехлопатай по условиям безопасности и производительной работы- о отвальном забое
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах.
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы: – Что такое отвалообразование? -Что такое бульдозерное отвалообразование? -Что такое отвалообразование драглайнами?</p> <p>Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал лекции по вопросам плана, использует визуальные материалы. Акцентирует внимание на ключевых моментах темы, предлагает их записать</p>	<p>2.1. Слушают. По очереди отвечают на вопросы. Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы. Записывают</p>
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Сооружение отвальных насыпей

Строительство отвала включает создание первоначального фронта отвальных работ (на длину тупика), укладку железнодорожных путей, монтаж контактной сети и линий электропередач.

При отвалообразовании на косогоре площадка для размещения отвального оборудования создается обычно путем проведения полутраншеи мехлопатой (рис. 9.1, а). Ширина полутраншеи по подошве $b_{пт}$ определяется радиусами черпания и вращения кузова, а также шириной хода экскаватора; при экскаваторах с ковшами емкостью 4-5 м³ $b_{пт.min} = 12 \div 14$ м. При проведении в мягких породах полутраншеи бульдозером ее ширина равна ширине однопутной транспортной бермы (7-10 м).

Если рельеф поверхности отвода внешнего отвала равнинный или слабовсхолмленный, необходимо соорудить *первоначальных (пионерных) отвальных насыпей*, имеющих в поперечном сечении форму трапеции. Основные параметры отвальной насыпи – высота и ширина поверху. Насыпи создаются из породы, вынимаемой из резерва, или из привозных вскрышных пород. Обычно для этого применяют мехлопаты и драглайны.

При возведении насыпи шириной поверху b_n 5÷7 м мехлопатой из породы одностороннего резерва глубиной h_p (рис. 9.1, б) максимальная высота разгрузки экскаватора H_p и угла откоса насыпи β :

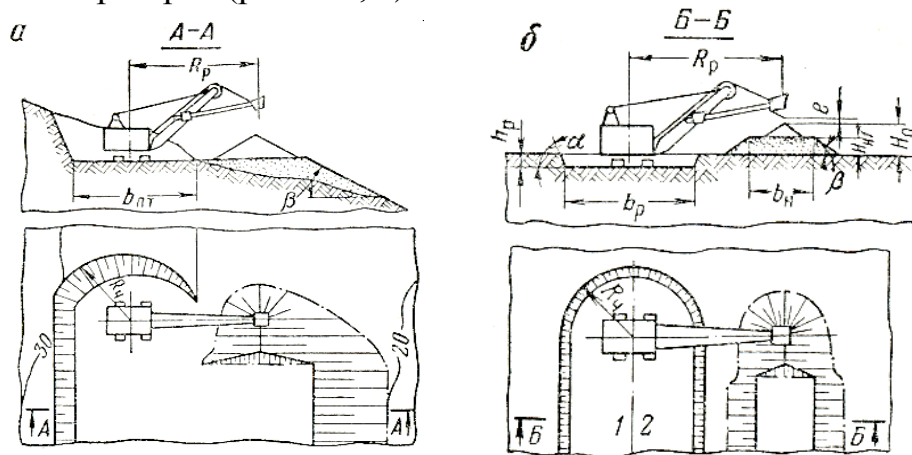
$$H_{н1} = H_p - h_p - 0,5 \cdot b_n \cdot \text{tg} \beta - e, \text{ м}, \quad (9.1)$$

где: e - зазор между открытым днищем ковша и насыпью, м ($e = 0,3 \div 0,5$ м).

Использование максимальной высоты разгрузки экскаватора (при разгрузке R_p) возможно при ширине резерва понизу ($\alpha = \beta$)

$$b_p = 2 \cdot [R_p - (H_p - e) \cdot \text{ctg} \beta], \text{ м} \quad (9.2)$$

Недостатки этого способа возведения насыпей: небольшая их высота ($H_{н1} \approx 5$ м при $E = 4 \div 5$ м³), высокие затраты и низкая скорость отсыпки (40-50 м/мес.). Высота насыпи может быть увеличена при отсыпке породы из двустороннего резерва (рис. 9.1, в).



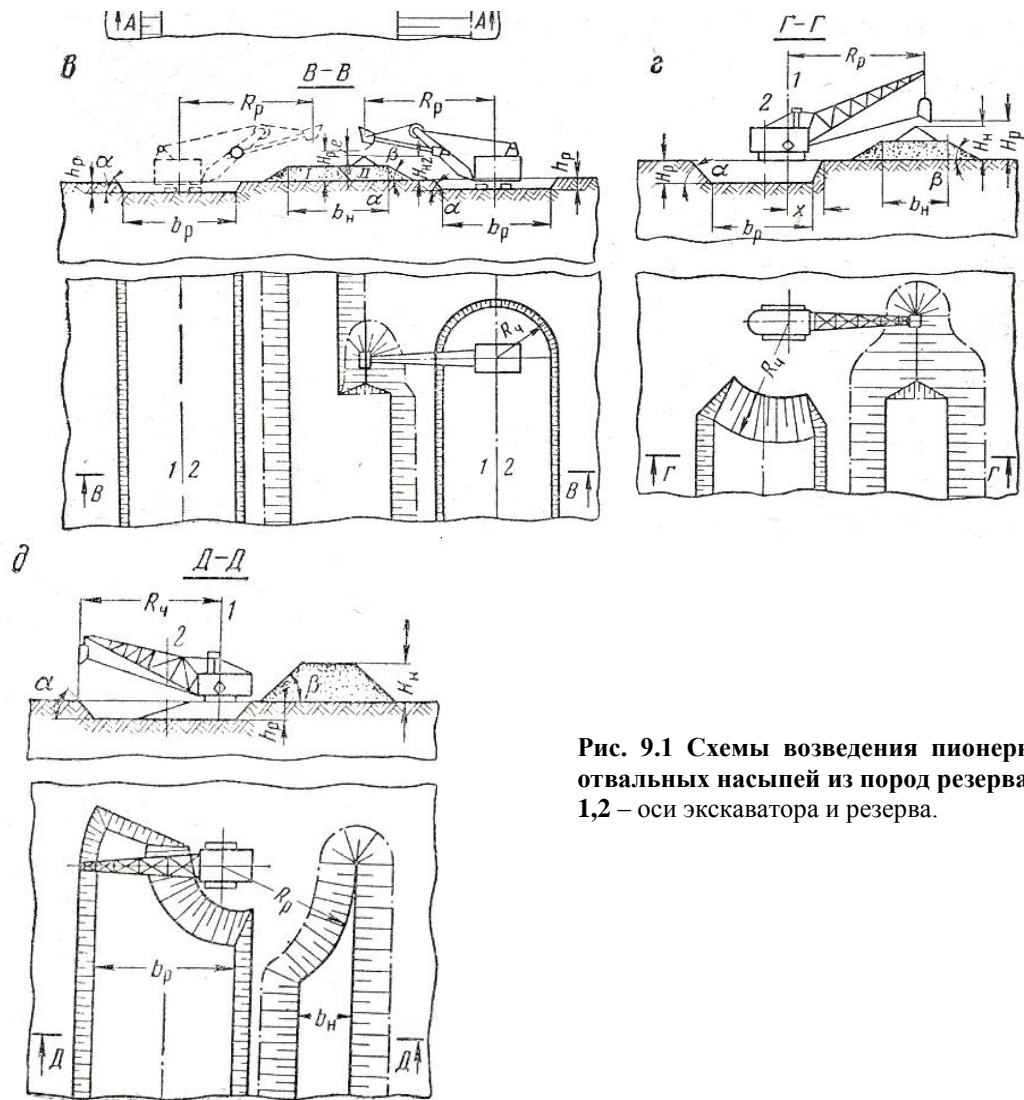


Рис. 9.1 Схемы возведения пионерных отвальных насыпей из пород резерва: 1,2 – оси экскаватора и резерва.

Дальнейшее увеличение высоты отвальной насыпи до проектной отметки производится за счет привозных вскрышных пород и связано с частой переукладкой железнодорожных путей.

Применение драглайнов для сооружения первоначальных насыпей из пород резерва позволяет увеличить их высоту при высокой скорости отсыпки. При этом глубина h_p и ширина b_p резерва определяется глубиной H_c и радиусом R_c черпания драглайна, а высота насыпи H_n - высотой H_p и радиусом R_p разгрузки (рис. 9.1, з). Высота насыпи H_n и расстояние между осью драглайна и верхней бровкой резерва x зависят от рабочих параметров экскаватора, мощности наносов на отвальном отводе, высоты сооружаемой насыпи и количества резервов. При больших рабочих параметрах и ограниченной мощности наносов драглайн устанавливают по оси резерва ($x = 0,5 \cdot b_p + h_p \cdot \text{ctg} \alpha$). Если объем пород резерва достаточен для возведения насыпи, рабочие параметры драглайна ограничены, его целесообразно устанавливать в створе верхней бровки резерва ($x = 0$). При небольшой мощности наносов и ограниченных параметрах драглайна необходимо расширить резерв и основную выемку разработать поперечным черпанием, а дополнительную – продольным при расположении экскаватора на предотвальной берме (рис. 9.1, д).

Если при полном использовании параметров драглайна (R_q и H_q) невозможно получить требуемые размеры насыпи за один проход экскаватора, сооружают два резерва и отсыпку ведут аналогично возведению насыпи мехлопатой за два прохода (см. рис. 9.1, в). Наиболее эффективна схема с возведением двух насыпей из пород одного резерва при расположении драглайна по его оси. Минимальные приведенные затраты достигаются при использовании для возведения из пород одностороннего резерва пионерных насыпей высотой 10-12, 14-22 и свыше 22 м соответственно драглайнов ЭШ-5/45, ЭШ-10/60, ЭШ-15/90.

При сооружении отвальной насыпи из привозных пород мехлопатой последняя для удобства черпания породы разгрузку вагонов перемещается по создаваемой ею выемке глубиной до 1,5 м (рис. 9.2, а). Максимальная высота насыпи при длине гусеничного хода экскаватора l_x , безопасном расстоянии от насыпи до гусениц b и глубине приямка h_n

$$H_n = (R_p - 0,5 \cdot l_x - b) \cdot \text{tg} \beta - h_n \leq H_p, \text{ м}$$

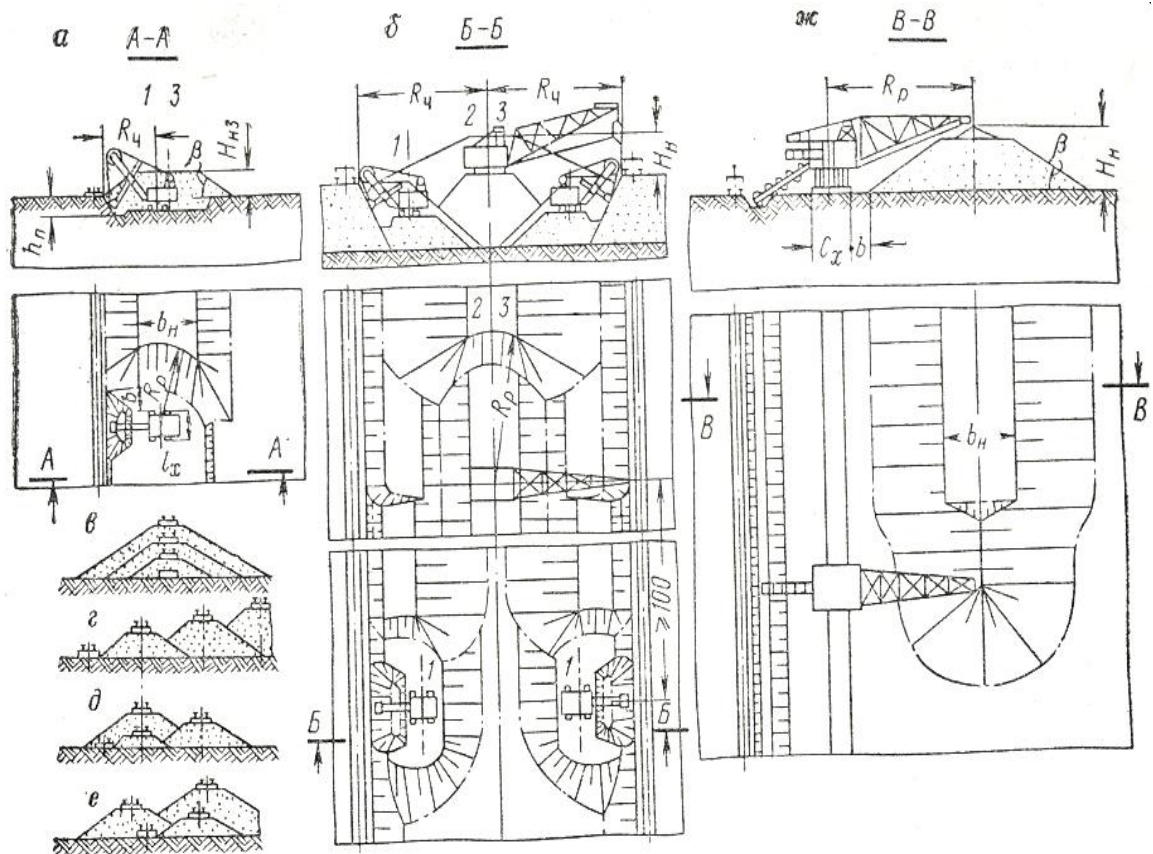


Рис. 9.2 Схемы возведения пионерных насыпей на привозных породах:
1, 2 – оси экскаваторов; 3 – ось насыпи.

Схемы возведения первоначальных насыпей из привозных пород драглайнами аналогичны эксплуатационным однотупиковой и двухтупиковой схемам с верхней отсыпкой (см. рис. 9.6, б, д). Нижний подступ высотой до 10 м отсыпается обычно при недостаточной несущей способности основания или невозможности достижения необходимой высоты отвала только при верхней отсыпке.

Комбинированная схема с использованием двух мехлопат для приема привозной породы и драглайна, переэкскавирующего породу со складированием в нижний и верхний подступы пионерной насыпи (рис. 9.2, б), может применяться при складировании разнородных или крупновзорванных пород для сокращения срока строительства отвала. Расстояние между драглайном и мехлопатами по условиям безопасности и производительной работы должно быть не менее 100 м.

Сооружение первоначальной насыпи плужных отвалов также целесообразно вести экскаваторами, что быстрее и менее трудоемко. Возведение насыпи с применением отвальных плугов заключается в укладке железнодорожного пути на насыпь, разгрузке породы из думпкаров под откос насыпи, планировке откоса отвальным плугом и подъеме пути на вышележащую насыпь, путеподъемниками. Отличие схем подъема пути (на месте, в одну и две стороны, в шахматном порядке – рис.9.2. в, г, д, е) связано с одно- или двусторонней разгрузкой и планировкой породы.

При работе на отвале многоковшового экскаватора параллельно трассе будущего отвала вначале укладывают рельсовые пути для экскаватора и породных составов. Затем экскаватор отсыпает породу в отвал в направлении от тупика к въезду и на спланированную поверхность насыпи переносится рельсовый путь (рис. 9.2, ж). После возведения насыпи экскаватор переводят на поверхность отвала.

Отвалообразование мехлопатами

При использовании мехлопат отвальный уступ разделяется на два подступа. Экскаватор, устанавливаемый на кровле нижнего подступа, переэкскавирует породу, разгружаемую из думпкаров в приемный бункер. Последний создается самим экскаватором у нижней бровки верхнего подступа (рис. 9.3)

Из приемного бункера порода перемещается вперед по ходу экскаватора в нижний подступ, сбоку под откос отвала, сзади экскаватора в верхний подступ. Отсыпав нижний подступ или одновременно нижний подступы в пределах радиуса своего действия, экскаватор перемещается вдоль фронта разгрузки на расстояние, определяемое его линейными параметрами, вновь сооружает приемный бункер и производит переэкскавацию породы.

После отсыпки по всей длине тупика обоих подступов на ширину отвальной заходки переукладывают железнодорожный путь на новую трассу, и экскаватор приступает к отсыпке новой заходки.

Опережающая отсыпка нижнего подступа на всю длину тупика(или на расстояние 70-100 м и более) целесообразна при малой несущей способности основания отвала, деформациях откоса верхнего подступа, попеременном поступлении на отвал разрыхленных мягких и взорванных пород, а также для частичного совмещения отсыпки с путепереукладочными работами.

Общая высота отвального уступа $H_o = h_1 + h_2$ где h_1 и h_2 – высота верхнего и нижнего подступов.

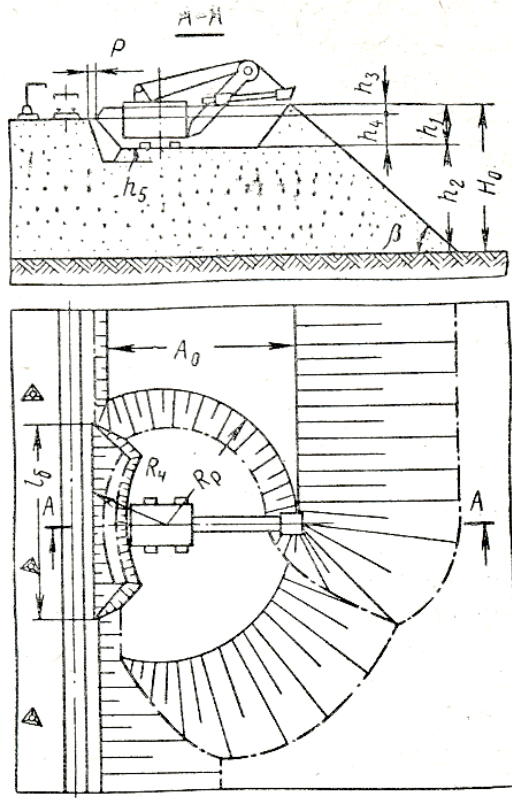


Рис. 9.3. Отвалообразование мехлопатой.

Высота отвальных уступов зависит от типа складироваемых и залегающих в основании пород, рельефа поверхности отвального отвода, рабочих параметров экскаваторов, порядка ведения отвальных работ и обычно составляет 15-30 м. С увеличением высоты отвального уступа повышаются приемная способность отвала и эксплуатационная производительность экскаватора.

Высота верхнего отвального подступа h_1 не должна превышать максимальной высоты разгрузки экскаватора. При этом $h_1 = h_3 + h_4$ (см. рис. 9.3) Превышение вновь отсыпанного отвального уступа над старым

$$h_3 = (K'_p - 1) \cdot (h_1 + h_2) \approx 0,05H_0 \quad 9.3$$

где K'_p – коэффициент первоначального разрыхления породы в отвале.

Высота отвального забоя h_4 определяется типом экскаватора и высотой отвала и составляет 4,5–6,2 м для экскаватора ЭКГ–4,6 и 5,9–7,6 м для экскаватора ЭКГ–8.

Длина тупика зависит от производительности отвального экскаватора, емкости породного состава, скорости движения и применяемых средств связи. С увеличением длины тупика уменьшается необходимая емкость ковша отвального экскаватора, но вместе с тем снижается готовность отвального тупика к приему породы. На практике длина тупика изменяется от 0,6 до 2,5 км (иногда до 3,5 км). Рациональная длина отвальных тупиков при экскаваторах с емкостью ковша 5-10 м³ составляет 1000 – 2000 м.

Емкость приемного бункера экскаваторного отвала V_6 определяется его длиной l_6 (длиной фронта разгрузки), высотой отвального забоя h_5 , равной глубине черпания экскаватора (см. рис. 9.3). Приблизленно

$$V_6 = \frac{P \cdot l_6 \cdot (h_4 + h_5)}{K'_p}, \text{ м} \quad 9.4$$

где P – дальность разгрузки породы на уровне рельсового пути, м (обычно $P=1,5 \div 2$ м).

Прямо́к (заглубление нижней части приемного бункера относительно горизонта установки экскаватора на 0,8–1 м) устраивается для предотвращения повреждений ходовой части экскаватора и увеличения емкости приемного бункера и осью пути должно быть не менее 1,6 м, чтобы предотвращалось нависание шпал над бункером.

С увеличением длины приемного бункера l_6 возможный шаг отвалообразования (переукладки путей) уменьшается [см. формулу (9.11)]. При сокращении расстояния между осями пути и движения экскаватора ухудшаются условия черпания и наполнения ковша.

В связи с этим, а также в виду снижения устойчивости откоса бункера при увеличении его длины фронт разгрузки ограничивается длиной одного-двух думпкаров. Обычно породный состав разгружается в приемный бункер подвогонно; состав подают на отвал вперед думпкарами.

Емкость приемного бункера связана с возможной эксплуатационной производительностью отвального экскаватора Q_3 , так как доставляемый поездом объем породы $n V_0$ должен быть уложен в отвал за время обмена поезда. При времени разгрузки состава $t_p = n \cdot \tau_p$

$$n \cdot V_0 - \frac{P \cdot l_6 \cdot (h_4 - h_5)}{K_p} \leq Q_3 \cdot n \cdot \tau_p \quad 9.5$$

По производительности отвальных экскаваторов разгрузка всей породы в приемный бункер без простоя состава возможна при полезной емкости последнего не более 200-220 и 300-320 м³ соответственно при экскаваторах ЭКГ -4,6 и ЭКГ – 8.

С увеличением полезной массы поездов (при внедрении тяговых агрегатов) необходимо применять более мощные отвальные экскаваторы, чтобы составы не простаивали на отвалах в ожидании освобождения приемного бункера.

Шаг переукладки путей (ширина заходки) на экскаваторных отвалах зависит от радиусов черпания и разгрузки экскаватора $R_ч$ и R_p и длины думпкаров и может быть определен по формуле

$$A_o = \sqrt{R_ч^2 - \frac{l_6^2}{4}} + R_p, \text{ м} \quad 9.6$$

Суточная приемная способность отвального тупика по условиям складирования W_c (равна эксплуатационной производительности мехлопаты) должна соответствовать приемной способности тупика по условиям транспортирования (провозной способности тупика):

$$W_c^2 = \frac{f \cdot T_c \cdot n \cdot V_d}{\frac{2L}{g} + n \cdot \tau_p + \tau}, \text{ м}^3/\text{сут} \quad 9.7$$

Из равенства $W_c' = W_c''$ могут быть определены потребная емкость ковша отвального экскаватора E при заданном максимальном расстоянии L от обменного пункта на отвале до пункта разгрузки поезда или рациональная величина L при заданных E и характеристиках разгружаемых пород. При устройстве обменного пункта вне пределов рабочей части отвального тупика

$$L = L_T$$

9.8

При одновременной отсыпке нескольких ярусов отвала минимальное расстояние между смежными ярусами

$$A_{\min} = 2A_o + H_o \operatorname{ctg} \beta + 12, \text{ м}$$

9.9

Производительность мехлопат на отвалах, как правило, значительно выше, чем в карьере (при одном их типе), что объясняется как снижением трудности экскавации пород, так и увеличенными рабочими параметрами отсыпки (ширины заходки, высоты уступа, длины блока), лучшим транспортным обслуживанием.

Производительность отвальных мехлопат составляет 2,8-8,0 тыс.м³/сут. при коэффициенте их использования во времени 0,50-0,75, приемная способность 1 м отвального тупика 300-800 м³; производительность труда отвальных рабочих 140-280 м³/смену.

Эксплуатационные расходы на 1 машино-смену и производительностью Мехлопаты. Обычно в затраты на отвалообразование, которые на карьерах составляют 0,04-0,1 руб./м³, включаются также расходы на содержание и перемещение отвальных транспортных коммуникаций.

Эксплуатационное отвалообразование в настоящее время широко применяется как на угольных, так и на рудных карьерах. Однако при этом велики капитальные затраты, возрастающие по мере внедрения экскаваторов с большой емкостью ковша, ограничены производительность отвальных тупиков по условиям переэкскавации породы и рост мощности отвального оборудования. Эти факторы снижают перспективность отвалообразования мехлопатами.

Отвалообразование драглайнами.

Процесс отвалообразование драглайнами включает те же операции, что и отвалообразование мехлопатами. Разгрузка думпкаров производится в периодически сооружаемый драглайном приемный бункер глубиной $h_b = 4 \div 8$ м (в зависимости от модели драглайна и типа породы) и длиной $l_b = (2 \div 3)l_d$ где $l_b = (2 \div 3) \cdot l_o$ где l_o - длина думпкара. Местоположение и число приемных бункеров в одновременной работе определяются принятой схемой отвалообразования.

Схемы отвалообразования различаются числом железнодорожных тупиков, обслуживающих один экскаватор, местоположением отвального драглайна и путей, способом отсыпки отвальных ярусов (нижняя, верхняя, комбинированная) и порядком их заполнения (рис. 9.4)

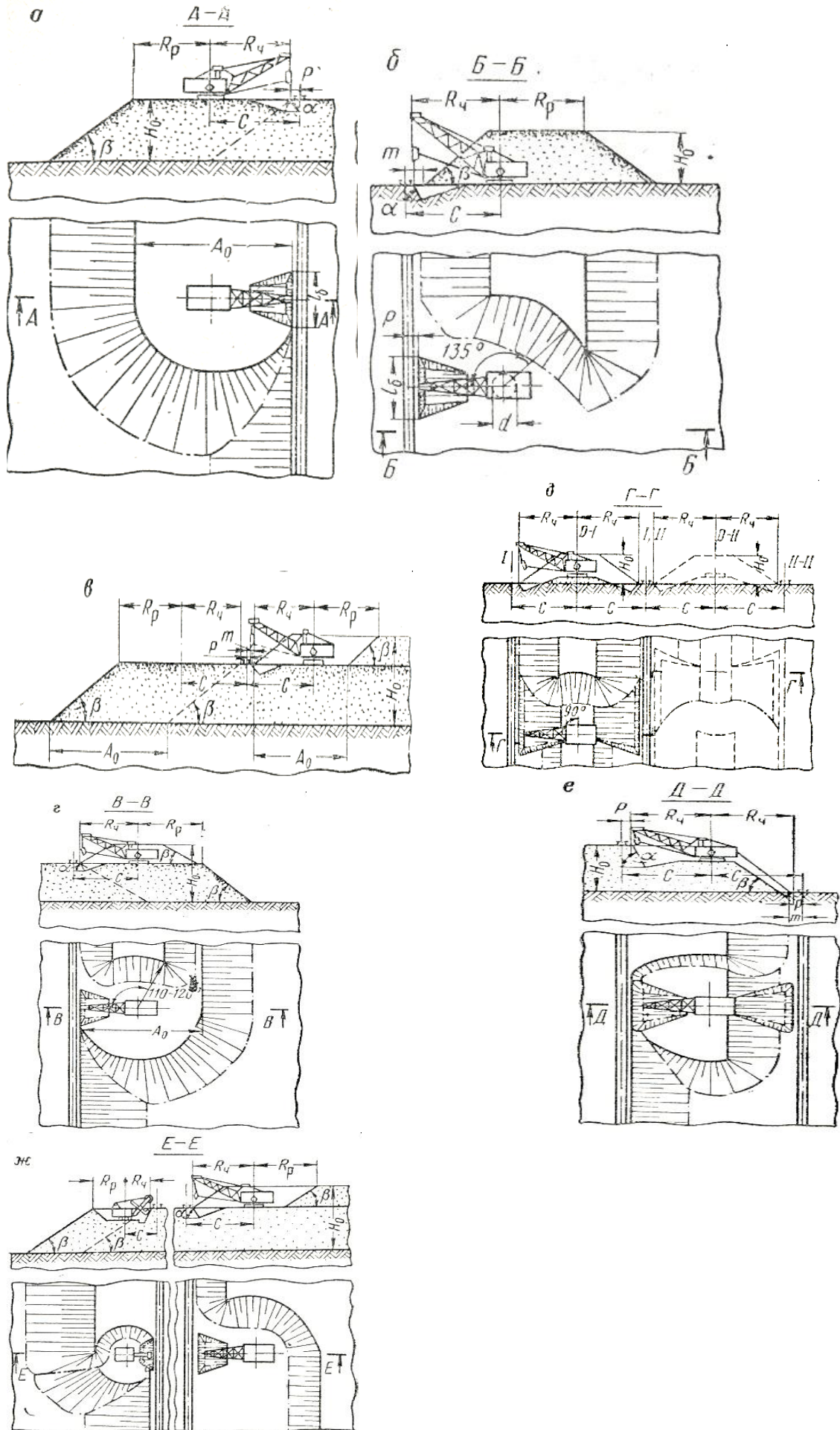


Рис. 9.4 Схемы отвалообразования драглайнами.

При одном железнодорожном тупике и нижней отсыпке путь и драглайн располагают на кровле отвального уступа, отсыпаемого сразу на всю высоту. Порода из приемного бункера перемещается вперед по ходу движения экскаватора и под откос отвала (рис. 9.4, а). Высота отвального уступа определяется по условиям устойчивости. Ширина отвальной заходки (и шаг переукладки пути) зависит от установки драглайна относительно пути. Драглайн может быть установлен на максимальном расстоянии от оси пути C_{\max} , зависящем от радиуса черпания экскаватора R_q , в непосредственной близости от пути (при сдвигении места установки драглайна относительно приемного бункера в плане) и в промежуточном положении.

Максимальная ширина отвальной заходки

$$A_{o.\max} = R_p + C_{\max} - m, \text{ м}, \quad 9.10$$

где

$$C_{\max} = \sqrt{R_q^2 - \frac{l_o^2}{2}} + P, \text{ м}; \quad 9.11$$

m - безопасное расстояние от оси пути до верхней бровки отвала, м, принимаемое по условиям безопасности движения поезда с локомотивом в голове состава; P - то же, от оси пути до верхней бровки приемного бункера, м ($P=2,5$ м).

С увеличением ширины отвальной заходки возрастает угол поворота экскаватора (до 180°) и уменьшается его техническая производительность. Как показывают расчеты, оптимальной ширине отвальной заходки соответствует угол поворота драглайна $110-120^\circ$.

При верхней отсыпке драглайном отвального уступа железнодорожный путь укладывают на земной поверхности или на насыпи минимальной высоты, а экскаватор размещают на расстоянии C от оси пути также на поверхности или на кровле нижнего под уступа (рис. 9.4, б). Порода перемещается в основной отвальной уступ сзади экскаватора по ходу движения. Нижний подступ отсыпается с опережением на величину радиуса разгрузки. Допустимая высота отвального уступа при этой схеме зависит от высоты разгрузки H_p и диаметра базы d драглайна, безопасного расстояния от верхней бровки нижнего подступа до базы драглайна b , углов откоса отвала и приемного бункера β и α :

$$H_o = [R_q - 0,5 \cdot d - b - h_o \cdot (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \alpha) - P] \cdot \operatorname{tg} \beta + H_p, \text{ м} \quad 9.12$$

Ширина отвальной заходки определяется по формуле (9.10), где величина m в этом случае характеризует безопасное расстояние от оси пути до нижней бровки отвала. Средний угол поворота драглайна составляет 135° . Расположение железнодорожного пути на подошве отвала исключает подъем породы на отвал поездами, а также позволяет быстро возводить пионерную отвальную насыпь, одновременно принимая вскрышные породы из карьера.

Последовательная нижняя и верхняя отсыпка драглайном двух ярусов отвала при прямом и обратном проходе экскаватора (рис. 9.4, в) позволяет дважды использовать путь отвального тупика без его переноса. При этом

возрастает приемная способность отвального тупика и отсутствуют холостые перегоны экскаватора. Драглайн располагается на кровле нижнего яруса отвала на уровне пути или выше его на подступе. При отсыпке верхнего яруса контактная сеть переносится на противоположную сторону пути.

Схема, показанная на рис. 9.4, з, отличаясь от вышерассмотренной *одновременной отсыпкой обоих ярусов*, может применяться при заполнении внутренней части кольцевого отвала и увеличении его высоты; недостаток ее – неполное использование площади отвала. Ширина отвальных заходок при комбинированной (верхней и нижней) отсыпке определяется по формуле (9.10), высота верхнего яруса – по формуле (9.12), а высота нижнего яруса устанавливается по условиям устойчивости его откоса.

При объеме складирования пород более 7 млн. м³/год рациональны двухтупиковые схемы отвалообразования с верхней отсыпкой.

Двухтупиковая схема с верхней отсыпкой отвала (рис.9.4, д) за счет увеличения вдвое провозной способности отвала позволяет увеличить коэффициент использования экскаватора во времени до 0,8-0,9. Порода, разгружаемая с каждого пути в свой приемный бункер, укладывается драглайном только в половину прилегающей отвальной насыпи; при этом угол поворота экскаватора не превышает 90° (средний 60°). После отсыпки первой заходки (насыпи) драглайн переходит в положение *D – II* и отсыпает вторую заходку. Внешний железнодорожный путь переносится на внешнюю сторону второй заходки (положение *II – II* на рис. 9.6, д) на расстояние *4 C*, а на внутреннем пути переставляется на другую сторону только контактная сеть (положение *I, II*). Таким образом, каждый железнодорожный путь используется дважды при отсыпке двух отвальных заходок. Пути при отсыпке первого яруса укладываются на земной поверхности, а при отсыпке второго яруса – на насыпи.

При двухтупиковой схеме с одновременной верхней и нижней отсыпкой драглайном двух подступов, на которые разделяется отвальный уступ (рис. 9.6, е.), один путь укладывают на кровле отвала, другой – на земной поверхности. Высота верхнего подступа по условиям устойчивости откоса приемного бункера не превышает 4-6 м.

Максимальная ширина отвальной заходки

$$A_0 = 2C - m - P - H_0 \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м.} \quad 9.13$$

При раздельном складировании разнотипных пород может быть использована *комбинированная схема с отсыпкой первого (нижнего) яруса мехлопатай и верхней отсыпкой второго яруса драглайном* при одном транспортном горизонте и независимых железнодорожных тупиках (рис. 9.4, ж).

Выбор схемы отвалообразования драглайнами производится на основе технико-экономического сравнения вариантов. Длина отвального тупика изменяется в пределах 1-3 км и зависит в первую очередь от высоты отвала и модели драглайна. На отвалах применяют драглайны с ковшем емкостью 4-10 м³.

Объем путепереукладочных работ при работе драглайнов в 3-7 раз меньше, чем при мехлопатах. Пути служат длительный срок (год и более).

Поэтому их можно хорошо балластировать, что позволяет применять мощный подвижной состав с нагрузкой на ось 30 тс, снизить затраты на текущее содержание пути. Возможно увеличение высоты отвального уступа до 30-40 м и более, так как деформации откосов при нижней отсыпке не имеют столь существенного значения, как при работе мехлопат. Фронт отвальных работ не сокращается, так как рабочие параметры драглайна позволяют размещать породу на участке в пределах всего железнодорожного пути.

Недостатки отвалообразования драглайнами: ограниченная область применения (мягкие и достаточно мелко взорванные полускальные и реже скальные породы), большая, чем у мехлопат, длительность рабочего цикла и часто меньшая производительность на 1м^3 ковша, резкое снижение производительности драглайна в зимний период, меньшая надежность машины по сравнению с мехлопатой, затрудненность работы при тумане, снегопадах и сильном ветре, высокие требования к квалификации обслуживающего персонала и напряженность работы, большие капитальные затраты и относительно малое снижение текущих расходов на отвалообразование даже при использовании мощных драглайнов типа ЭШ-10/60.

Отвалообразование при конвейерном транспорте

Наибольшее распространение при использовании ленточных конвейеров получило *складирование пород с помощью консольных отвалообразователей.*

Профиль отвала зависит от его высоты H_0 и соответствующего этой высоте по условиям устойчивости угла откоса β_y . Так как с увеличением H_0 величина β_y уменьшается, отвалы разрыхленных мягких пород, отсыпаемые под углом естественного откоса, имеют предельную высоту 15-40 м. Более высокие отвалы должны отсыпаться в несколько ярусов таким образом, чтобы общий угол откоса отвала $\beta_0 \leq \beta_y$. Число ярусов (нижние ярусы часто называют предотвалами) зависит от общей высоты отвала, физико-технических свойств пород и схемы работы отвалообразователя.

Уступы *внешних конвейерных отвалов* могут разделяться на два подступа (рис 9.5). Укладка пород в одноступный отвал, который, в свою очередь, может быть одно- или многоярусным, производится нижней или верхней отсыпкой отвалообразователем при расположении его, как и отвального конвейера, соответственно на кровле или почве отвала формируются при попеременной нижней и верхней отсыпке породы отвалообразователем, установленным на кровле нижнего подступа (транспортный горизонт).

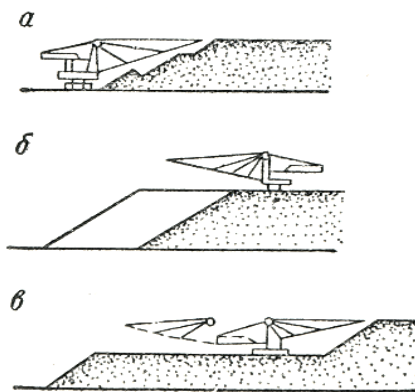


Рис. 9.5. Внешние конвейерные отвалы:

а – одноступенный трехъярусный при верхней отсыпке;
б – одноступенный одноярусный при нижней отсыпке;
в – двухподступный при верхней и нижней отсыпке.

При *верхней отсыпке* пород в отвальный уступ (верхний подуступ) максимальная высота его $H_{o.в.маx}$, как правило, определяется радиусом отсыпки отвалообразователя R_o (рис. 9.6):

$$R_o = L_{o.k} \cos \rho + a + e, \text{ м} \quad 9.14$$

$$H_{o.в.маx} = (R_o - C) \cdot \operatorname{tg} \beta_o, \text{ м} \quad 9.15$$

где $L_{o.k}$ –длина отвальной консоли, ρ - допустимый подъем отвальной консоли, градус (обычно $\rho \leq 18^\circ$); a – вылет оси пяты консоли, м; e – горизонтальное расстояние свободного перемещения породы до гребня отвала, м; C – расстояние от оси вращения отвалообразователя до нижней бровки отвала, м.

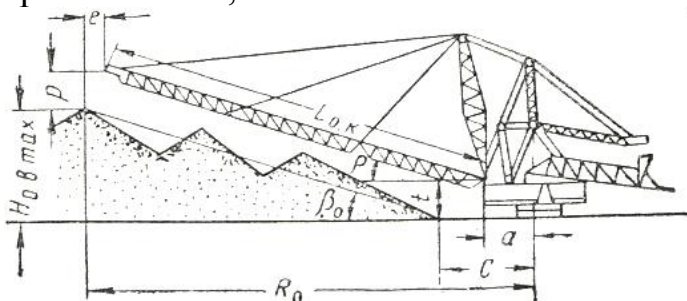


Рис. 9.6. Схема к расчету отвального уступа при верхней отсыпке.

Из условия безопасного прохода и поворота отвалообразователя

$$C_{\min} = 0,5C_x + C_b, \text{ м} \quad 9.16$$

где C_x и C_b – ширина хода машины и безопасное расстояние между машиной и нижней бровкой отвала, м ($C_b = 5 \div 7$ м).

Максимальная высота отвала должна проверяться по предельному углу наклона отвальной консоли отвалообразователя

$$\rho_{\max} = \arcsin \frac{H_{o.в} + p - t}{L_{o.k}}, \text{ градус}, \quad 9.17$$

При нижней отсыпке высота отвального уступа (подустапа) ограничивается по условиям его устойчивости. Обычно верхний и нижний отвальные подуступы (ярусы) равны по высоте.

Отвалообразователи с неповоротной приемной консолью могут производить только гребневую отсыпку отвала при движении вдоль отвального конвейера (рис. 9.7, а)

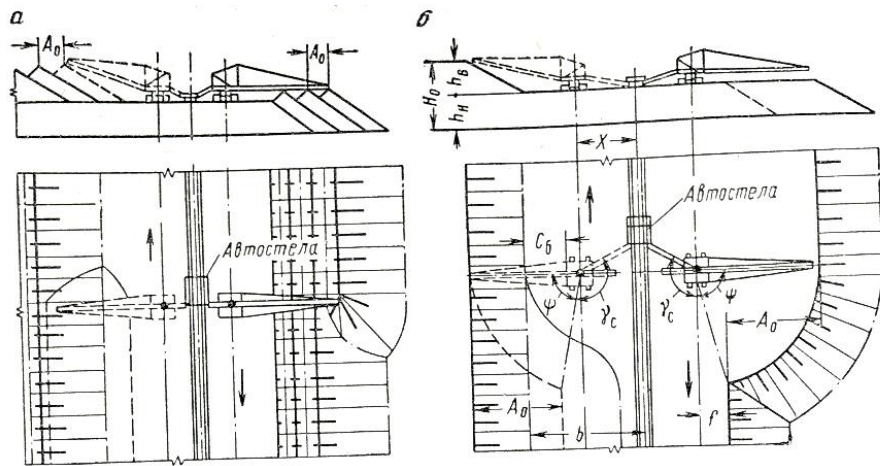


Рис. 9.7. Схемы к определению ширины заходки при конвейерном отвалообразовании: а, б – при работе отвалообразователя соответственно с неповоротной приемной консолью.

Отвалообразователями с поворотной приемной консолью осуществляют обычно веерную отсыпку серповидными полосами за счет поворота отвальной консоли (рис. 9.7, б).

При формировании двухподступного отвала сначала отсыпается заходка по нижнему подступу, производится передвижка конвейера, а затем отсыпается заходка верхнего подступа. Планировочные работы при нижней отсыпке осуществляются бульдозерами.

Отсыпка внутренних отвалов принципиально аналогична отсыпке внешних отвалов как при конвейерном транспорте, так и при использовании консольных отвалообразователей для поперечного перемещения пород в карьере. Во втором случае обычно производят верхнюю гребневую отсыпку, чтобы полностью использовать параметры консольных отвалообразователей. Устанавливают их на кровле или почве полезного ископаемого, вскрышном подступе, предотвале в зависимости от мощности разрабатываемых пород, создаваемых вскрытых запасов, формы и высоты отвальных откосов, несущей способности пород, расстановки и перемещения вскрышных экскаваторов. Максимально возможные параметры внутренних отвалов определяются так же, как и параметры внешних отвалов. Особенности порядка ведения работ и технологических расчетов связаны с зависимостью их от параметров системы разработки и схемы вскрытия карьера.

При небольших объемах вскрышных работ отсыпка пород может осуществляться с отвального конвейера с периодическим его наращиванием или с помощью самоходного консольного конвейера-стеккера (линейно-поступательная схема, рис 9.8 а). Применяются также поворотнo-звеньевые отвалообразователи, имеющие набор последовательно соединенных консольных звеньев длиной 15-30 м с ходовыми тележками. За счет движения тележек промежуточных звеньев по монорельсам осуществляются поворот консольного конвейера и отсыпка концентрично-гребенчатого отвала (рис. 9.8, б).

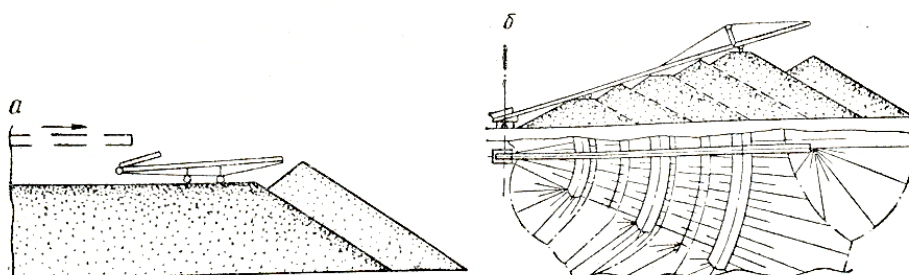


Рис. 9.8. Нижняя отсыпка самоходных консольным конвейером и поворотнo-звеньевым отвалообразователем.

Бульдозерное отвалообразование

Процесс отвалообразования при автотранспорте состоит из разгрузки автомашин на верхней площадке отвального уступа, перемещения породы под откос или планировки ее на площадке, поддержания автодорог на отвале. Последние два вида работ выполняются в основном бульдозерами.

Строительство бульдозерных отвалов на равнинной местности заключается в подведении автодорог к отвальному отводу созданию первоначального отвода шириной 70-100 м и высотой 2-5 м. Отвал наращивается до проектной высоты путем послойного складирования пород. Практикуется также увеличение высоты отвала до проектной путем разгрузки автосамосвалов откос при ширине насыпи 40-50 м и подъеме 5-7%. На косогорах создается площадка для разворота автосамосвалов в полутраншее, полувыемке или на насыпи. При крутых склонах может быть сооружен эстакадный отвал с железобетонным или бутобетонным барьером.

В эксплуатационный период отвалообразование производится двумя способами: периферийным или площадным в непосредственной близости от него, а затем бульдозерами перемещают к верхней бровке отвала. Во втором случае породу разгружают на всей площади отвала, затем ее планируют бульдозерами и укатывают катками, после чего отсыпают следующий слой породы и т.д., расстояние перемещения породы бульдозерами при этом составляет 5-15 м. Обычно экономичнее периферийного отвалообразование вследствие меньших объемов планировочных и дорожных работ. Площадной способ иногда применяют при складировании малоустойчивых мягких пород.

Объем бульдозерных работ при периферийном отвалообразовании зависит от расстояния между разгружающейся автомашиной и верхней бровкой отвала. Это расстояние при отсыпке взорванных пород составляет 1,4-4,5 м, а в ночное время увеличивается на 40%. Мягкие породы разгружают на расстоянии 2,5-5 м от верхней бровки, чтобы избежать разрушения верхней части отвального откоса. При этом до 60% породы разгружается на площадке. Высота породного развала составляет 0,8-1,8 м, а ширина 1,2-5 м.

При устойчивом основании отвала разрушенные породы стремятся разгружать непосредственно под откос. Безопасная разгрузка автомашин обеспечивается устройством у верхней бровке отвала предохранительного породного отвала высотой 0,4-0,8 м и шириной 1-1,5 м, создаваемого и периодически профилируемого при поперечно-продольных проходах бульдозера.

Бульдозер с неповоротным лемехом перемещает породу на отвале при поперечных проходах под углом 90° к верхней бровке откоса; планировка разгрузочной площадки осуществляется при параллельных бровке отвала (продольных) проходах с подъемом $1-2^{\circ}$ к бровке. При использовании бульдозеров с поворотным лемехом сокращается число их холостых перегонов, а производительность возрастает на 10-13%. Среднее расстояние перемещения породы составляет 3,5 – 7 м.

При большом объеме планировочных работ и возможности увеличения фронта отсыпки его целесообразно разделить на два – четыре участка и

попеременно производить на каждом участке отсыпку и планировку. Особенно эффективна попеременная отсыпка пород отдельными участками шириной 50 – 70 м при неустойчивом основании отвала (гидроотвал и т.п.). Отвалообразование на каждом участке осуществляется в течение 2–3 сут., перерыв для осадки пород составляет 4 –6 сут. Такой порядок отсыпки предотвращает внезапное разрушение отвальных откосов и уменьшает объем планировочных работ.

Длина одного отвального участка определяется как условиями планировки, так и разгрузки автомашин. По условиям планировки

$$L_{o,y} = \frac{Q_o}{W_o}, \text{ м} \quad 9.18$$

где Q_o - производительность бульдозера, м³/смену; W_o – удельная приемная способность отвала, м³/м,

$$W_o = \frac{V_a \lambda}{b}, \text{ м}^3/\text{м}, \quad 9.19$$

где: V_a - емкость кузова автосамосвала, м³; λ - коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова (для БелАЗ-540, КраЗ-256 и МАЗ-503 соответственно равен 1,5; 2,5 и 3); b - ширина кузова автосамосвала, м.

Длина отвального участка по условиям беспрепятственной разгрузки автомашин

$$L_{o,y}'' = N_a \cdot a \frac{t_{p,m}}{T_p}, \text{ м}, \quad 9.20$$

где: N_a - число автомашин, обслуживающих отвальной участок; a - ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при маневрировании и разгрузке, м ($a = 20 \div 30$ м); $t_{p,m}$ - продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала на отвале, мин ($t_{p,m} = 1 \div 2$ мин), T_p - продолжительность рейса автосамосвала, мин.

Число рабочих отвальных участков

$$N_o = \frac{W_c}{n_o \cdot Q_o}, \quad 9.21$$

где: W_c - объем складированных на отвале, м³/смену; n_o – число бульдозеров, работающих на отвале.

Общая длина отвального фронта

$$L_{\phi,o} = k_o \cdot N_o \cdot L_{o,y}, \text{ м} \quad 9.22$$

где: k_o - коэффициент одновременности работы отвальных участков ($k_o = 1 \div 4$).

На равнинных отвалах длина одного разгрузочного участка составляет 50-80 м. При разделении операций разгрузки и планировки длина фронта отсыпки увеличивается до 200-250м.

Форма бульдозерных отвалов в плане зависит от расположения подъездных автодорог, числа участков разгрузки, схемы движения автомашин на отвале, рельефа поверхности.

При центральном расположении въезда на отвал пробег автомашин на отвале, рельефа поверхности.

При центральном расположении въезда на отвал пробег автомашин меньше, чем при фланговом. При большом объеме отвальных работ увеличение числа въездов на отвал сокращает расстояние транспортирования по насыпной породе, увеличивает скорость движения, позволяет избежать столкновений автомашин.

При складировании взорванных и смешанных пород обычно принимают схему движения с веерным расположением отвальных дорог для сокращения пробега машин. При отсыпке мягких пород рациональна кольцевая схема движения на отвале по улучшенным автодорогам

Высота равнинных бульдозерных отвалов H_0 ограничивается условиями устойчивости и рациональным расстоянием пробега автомашин на отвальной площадке. На практике высота отвальных уступов в равнинных условиях обычно не превышает 30-40 м. На нагорных карьерах высота отвального уступа определяется прочностью пород самого отвала и его основания. При отсыпке взорванных скальных пород на склонах, покрытых четвертичными отложениями небольшой мощности, высота отвальных уступов достигает 100-150 м и более.

По числу рабочих горизонтов бульдозерные отвалы разделяются на одно и многоярусные. Последние применяют при ограниченной площади отвального отвода, для уменьшения расстояния транспортирования породы на отвале, при ограничении высоты отвальных уступов по условиям устойчивости. Коэффициент заполнения второго яруса обычно не превышает 0,5-0,7.

Ширина отвальных площадок многоярусных отвалов должна обеспечить достижение общего угла системы отвальных откосов по условиям устойчивости, а также размещение и безопасность работы транспортного и отвального оборудования.

По последнему условию

$$Ш_{o.n} = Z + Ш_{\delta} + Ш_{p.n}, \quad \text{м} \quad 9.23$$

где: Z - ширина зоны разлета породных кусков от нижней бровки вышележащего яруса, м ($Z = 3 \div 25$ при высоте отвального яруса 4-30м); $Ш_{\delta}$ - ширина автодороги, м; $Ш_{p.n}$ - ширина разгрузочной площадки, м ($Ш_{p.n} = (3 \div 4) \cdot R_n$); R_n - радиус поворота автосамосвала, м.

Общая ширина отвальной площадки составляет 60-80м.

Производительность бульдозерных отвалов достигает 10-15 млн. м³/год. Производительность труда отвальных рабочих составляет 350-500м³/смену. Затраты на отвалообразование – 2-6 коп./м³ при периферийном способе и 5-8 коп./м³ при площадном.

Достоинства бульдозерного отвалообразования: простая организация, малый срок строительства отвалов, высокая мобильность оборудования, небольшие капитальные и эксплуатационные расходы на собственно отвальные работы, высокий коэффициент использования фронта отвалообразования.

Ключевые термины:

пионерный насып
плужные отвалы
нижняя отсыпка
конвейер-стеккер

железнодорожный тупик
верхняя отсыпка
внешние и внутренние отвалы
консольные отвалообразователи

Контрольные вопросы

1. При отвалообразовании на косогоре площадка для размещения отвального оборудования создается обычно путем проведения траншей. Вопрос: чем определяется ширина полутраншеи по подошве?
2. При комбинированной схеме какова должна быть дистанция между драглайном и мехлопатою по условиям безопасности и производительной работы?
3. Чем определяется высота отвального забоя?
4. Назовите диапазон рациональной длины отвальных тупиков при экскаваторах с емкостью ковша 5 – 10 м³?
5. Для каких целей устраивается прямик?
6. От чего зависит шаг переукладки?

Рекомендуемая литература по разделу:

1. Анистратов Ю. И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов. – М., Недра, 1988.
2. Горная энциклопедия в 5-ти томах. М., Советская энциклопедия, 1986.
3. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1974. 424 с.
4. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Часть 1. – М., Недра, 1985.

Курс:

«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел третий.

ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИИ И КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ.
СИСТЕМА ВСКРЫТИЯ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ.

Лекция 10

ВСКРЫТИЕ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРА

Технология обучения

Время - 2 час	Количества студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1. Начальные этапы развития горных работ. 2. Вскрывающие горные выработки. 3. Способы вскрытия рабочих горизонтов карьера.
<i>Цель учебного занятия:</i> дать общие сведения о вскрывающих горных выработках.	
<i>Задачи преподавателя:</i> •ознакомить с начальными этапами развития горных работ; • Что такое вскрывающие горные выработки.; • Как осуществляется вскрытие рабочих горизонтов • Такие выработки называют парными;	<i>Результаты учебной деятельности:</i> Студент должен узнать: - Как осуществляется вскрытие рабочих горизонтов? - Чем определяется скорость подвигания фронта работ? - Назовите признаки разделения капитальных траншей. - Какой способ вскрытия называется бестраншейным? - Назовите способы вскрытия.
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта лекции (6-е занятие)

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Как осуществляется вскрытие рабочих горизонтов? - Чем определяется скорость продвижения фронта работ? - Назовите признаки разделения капитальных траншей. - Какой способ вскрытия называется бестраншейным? - Назовите способы вскрытия. <p>Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал лекции по вопросам плана, использует визуальные материалы.</p> <p>Акцентирует внимание на ключевых моментах темы, предлагает их записать</p>	<p>2.1. Слушают.</p> <p>По очереди отвечают на вопросы.</p> <p>Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы.</p> <p>Записывают</p>
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Начальные этапы развития горных работ

Вскрытие рабочих горизонтов осуществляется посредством сооружения специально предназначенных для этого выработок. Для обеспечения перевозок горной массы каждый горизонт должен быть вскрыт капитальной траншеей (рис. 11.1, *а*), как правило наклонной, так как она соединяет отметку вскрываемого горизонта с отметкой уже действующих горизонтов и поверхности.

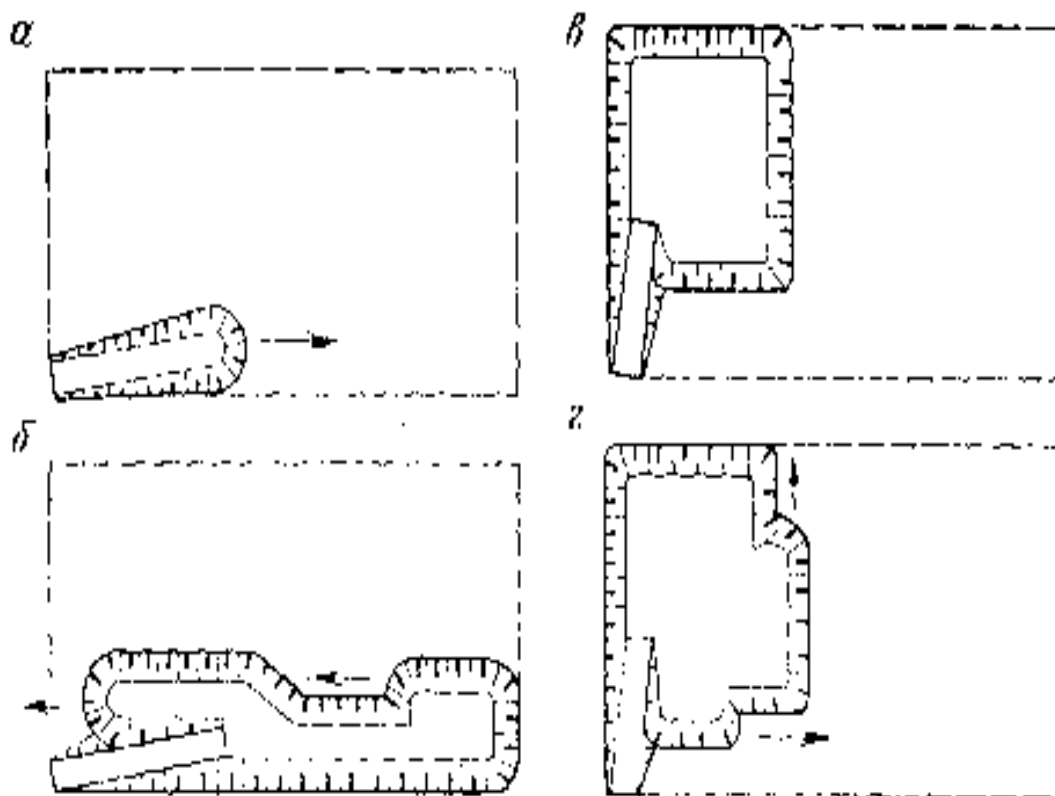


Рис. 10.1. Схемы начального периода развития горных работ на горизонте.

Горные работы на горизонте начинают с создания первоначального фронта, для чего проводят разрезную траншею (рис. 11.1 *б*) или разрезной котлован (рис. 11.1, *в*). Иногда породу, если позволяют параметры экскаваторов, размещают в прибортовом отвале, но чаще ее транспортируют на внешний отвал. Далее производится разнос одного или двух бортов разрезной траншеи (см. рис. 11.1, *б*) или разрезного котлована (рис. 11.1, *г*). После необходимого опережения верхнего уступа появляется возможность вскрытия нижерасположенного горизонта и проведения в его пределах разрезной выработки. Продольный уклон рабочих горизонтов должен устанавливаться с учетом обеспечения безопасности работы транспортных средств при погрузке.

На выбор места заложения разрезных траншей влияют главным образом рельеф поверхности и кровли залежи и необходимость сокращения объема горно-строительных работ для быстреего ввода карьера в эксплуатацию. Обычно разрезные траншеи при разработке горизонтальных и пологих месторождений проводят по простиранию залежи. Это обеспечивает достаточный фронт работ для машин большой производительности и позволяет получить значительные вскрытые запасы полезного ископаемого.

На небольших карьерах подготовительные работы могут осуществляться последовательно несколькими относительно короткими участками.

В таком порядке часто разрабатывают залежи строительных горных пород/что позволяет уменьшить первоначальные затраты на вскрышные работы и применяемое оборудование. При разработке свит пологих пластов и залежей сложного строения направление развития горных работ должно обеспечивать возможность раздельной выемки полезного ископаемого и пустых пород. При разработке пластовых залежей работы развивают по падению и очень редко по восстанию.

Если по условиям вскрытия фронт работ располагают вдоль короткой оси или по диагонали карьерного поля, необходимая мощность карьера достигается при высокой скорости подвигания фронта работ. При любом расположении фронта работ и направлении развития горных работ толщина пород уступа площадью F (м^2) (по его поверхности) и средней мощностью H (м) должна быть отработана согласно календарному плану за T мес. За сопоставимый показатель интенсивности разработки может быть принята среднемесячная величина вскрываемой площади

$$F_{\text{м}} = F/T = L_{\text{ф.у}} v_{\text{ф}},$$

где $L_{\text{ф.у}}$ - принятая средняя протяженность фронта работ уступа, м ; $v_{\text{ф}}$ — среднемесячная скорость подвигания фронта работ, м/мес .

Скорость подвигания фронта работ определяется прежде всего интенсивностью выемки запасов горной массы.

Вскрывающие горные выработки

Разделение капитальных траншей приведено в табл. 11.1. Стационарные внешние и внутренние капитальные траншеи используются в течение длительного срока. Их параметры (начальная и конечная глубина, продольный уклон, длина, углы откосов бортов) строго регламентируются в зависимости от конкретных условий, свойств окружающих пород и технических условий проектирования транспортных коммуникаций.

Поперечное сечение отдельных капитальных траншей трапециевидное или треугольное. При расположении транспортных и предохранительных берм на бортах траншей они имеют ступенчатую форму. Глубина капитальных траншей обычно изменяется от нуля до величины, равной высоте одного или нескольких уступов. Подъемы (уклоны) капитальных траншей зависят от вида применяемого транспорта (табл. 10.2).

Таблица 10.1. Разделение капитальных траншей (по Е. Ф. Шешко)

Признак разделения	Основные различия	Траншеи
Расположение траншей относительно контура карьера	Расположение вне контура карьера Расположение внутри контура карьера	Внешние Внутренние
Число уступов, обслуживаемых системой траншей	Один уступ Несколько (группа) уступов Все уступы карьера до конечной глубины	Отдельные Групповые Общие
Основное назначение траншей	Для движения груженых и порожних поездов (маятниковое движение транспорта) Для движения только груженых или только порожних поездов (поточное движение транспорта)	Однотарные Парные
Стационарность траншей	Постоянное расположение за контуром или на бортах в конечном положении Временное расположение внутри конечных контуров на бортах, подлежащих разработке	Стационарные Скользящие (временные)

Таблица 10.2. Характерные подъемы капитальных траншей

Вид карьерного транспорта	Величина подъема в направлении движения транспортных сосудов, %	
	груженых	порожних
Наклонные траншеи		
Железнодорожный: паровая тяга тепловозная и электрическая тяга	0,02—0,03	0,025—0,035
	0,025—0,04	0,025—0,06
моторные вагоны	0,04—0,05	0,06—0,08
Автомобильный	0,05—0,1	0,08—0,12
Крутые траншеи		
Бесклетевой подъем с тягачами	0,12—0,25	—
Ленточные конвейеры	0,25—0,33	—
Клетевой подъем	0,25—0,5	—
Скиповой подъем	0,50—1,0	—

Углы откосов бортов капитальных траншей определяются сроком их службы, свойствами пород, их обводненностью. Борт траншеи с длительным сроком службы должен обладать долговременной устойчивостью; угол откоса его в песчаных, мягких,

плотных и полускальных породах принимается не больше угла естественного откоса, а в скальных породах - до 50 - 60°. Оба борта внешних капитальных траншей имеют постоянное положение, а у стационарной внутренней капитальной траншеи только один борт имеет постоянное положение. Минимальная ширина дна капитальных траншей определяется суммой габаритов транспортных средств, безопасных зазоров между ними, поперечных размеров площадок и кюветов, располагаемых по дну. Ширина дна капитальной траншеи, установленная по условиям размещения

транспортных коммуникаций, проверяется по условиям возможности проведения траншеи.

Площадь поперечного сечения подземных вскрывающих выработок определяется габаритами транспортного оборудования и схемами путевого развития (с учетом соблюдения необходимых зазоров). Для условий, когда применяется железнодорожный транспорт широкой колеи (думпкары, гондолы и промышленные электровозы), сечение выработки (тоннеля) регламентируется ГОСТами.

Способы вскрытия рабочих горизонтов карьера

Вскрытие рабочих горизонтов осуществляется для обеспечения сформированных на уступах грузопотоков транспортными коммуникациями, позволяющими перемещать грузы с рабочих горизонтов до пунктов приема на поверхности или на промежуточных горизонтах. Вскрывающие выработки начинаются с поверхности или с уже вскрытого промежуточного рабочего горизонта и заканчиваются на отметке рабочей площадки вскрываемого горизонта.

Способ вскрытия определяется рядом признаков, в первую очередь видом вскрывающих выработок.

В отдельных случаях (использование башенных экскаваторов и кабельных кранов) разработка всего месторождения и перемещение карьерных грузов производятся без проведения вскрывающих выработок. Возможно создание транспортного доступа к отдельным рабочим горизонтам карьера и при отсутствии вскрывающих выработок: например, при перевозках вскрышных пород на погоризонтные отвалы карьеров нагорного или нагорно-глубинного вида, при использовании конвейеров, расположенных на нерабочем борту, и т. д. Такой способ вскрытия называется *бестраншейным*.

В большинстве случаев рабочие горизонты карьера вскрывают *капитальными траншеями или полутраншеями*.

Реже осуществляется вскрытие *подземными выработками* (наклонными и вертикальными стволами, штольнями, тоннелями), а также *комбинированным способом*.

Траншеи, предназначенные для движения колесных транспортных средств (железнодорожный и автомобильный транспорт), должны быть *наклонными*; траншеи, оборудуемые подъемниками, - *крутыми*.

В зависимости от числа уступов (один, группа или все уступы карьера), обслуживаемых траншеями с общей трассой, различают соответственно *отдельные, групповые и общие траншеи* (см. табл. 11.1).

Внешние траншеи бывают стационарными или полустационарными. Внутренние траншеи могут быть стационарными (расположены на нерабочих бортах карьера), полустационарными, временными и скользящими. Временные и полустационарные внутренние траншеи на рабочих бортах карьера применяют для уменьшения объемов горно-капитальных работ и при перераспределении во времени объемов вскрышных работ.

Таблица 10.3. Классификация способов вскрытия

Признак способа вскрытия	Способ вскрытия		
	открытыми выработками (траншейнными)	подземными выработками	комбинацией открытых и подземных выработок
Положение вскрывающих выработок относительно конечного контура карьера Стационарность выработок	Внешними, внутренними или смешанными траншеями и полутраншеями Стационарными, полустационарными и временными (скользящими) траншеями или полутраншеями	Внешними, внутренними или смешанными Стационарными	Внешними, внутренними или смешанными Стационарными или комбинацией стационарных с полустационарными (временными)
Наклон выработок	Крутыми или наклонными траншеями и полутраншеями	Вертикальными, крутыми, наклонными или горизонтальными	Комбинацией вертикальных, крутых, наклонных или горизонтальных
Число обделываемых горизонтов	Отдельными, групповыми или общими траншеями и полутраншеями	Отдельными, групповыми или общими	Отдельными, групповыми или общими
Характер движения транспортных средств на уступе (погонное или маятниковое)	Одиными или парными траншеями и полутраншеями	Одиными или парными	Одиными или парными

На рабочем горизонте, вскрытом одной (одинарной) капитальной выработкой, чаще всего применяется маятниковое (возвратное) движение транспортных средств. Если рабочий горизонт вскрыт двумя выработками (грузовой и порожняковой), то обеспечивается сквозное движение транспортных средств на уступах и в этом случае повышается использование горного оборудования во времени, в результате чего компенсируется увеличение затрат на сооружение вскрывающих выработок. Такие выработки называют *парными*, они могут иметь внешнее или внутреннее заложение и состоять из пары отдельных, групповых или общих траншей или полутраншей. Соответственно выделяются *одинарные и парные трассы*. Парные траншеи и трассы применяют в основном в неглубоких карьерах с интенсивным грузооборотом.

В соответствии с указанными главными признаками разделения капитальных траншей в табл. 10.3 приводится классификация основных способов вскрытия, построенная на основе классификации проф. Е.Ф. Шешко. При вскрытии горизонтов, расположенных ниже господствующего уровня земной поверхности, продольный профиль капитальных траншей характеризуется подъемом в направлении движения груженых

транспортных средств, а при вскрытии горизонтов, расположенных выше господствующего уровня земной поверхности,— подъемом в направлении движения порожних транспортных сосудов. По расположению вскрывающих выработок относительно карьерного поля и залежи различают вскрытие *фланговыми и центральными* траншеями (или подземными выработками), вскрытие со стороны *лежачего или висячего* бока залежи, а также с *торца* карьера.

Опорные слова: *выработка, траншея, полутраншея, капитальная, разрезная, внешние, внутренние, отдельные, групповые, общие, парные, стационарные, скользящие (временные), наклонные, крутые, способ вскрытия, вскрытие подземными выработками, комбинированный способ.*

Контрольные вопросы:

1. Как осуществляется вскрытие рабочих горизонтов?
2. Чем определяется скорость продвижения фронта работ?
3. Назовите признаки разделения капитальных траншей.
4. Какой способ вскрытия называется бестраншейным?
5. Назовите способы вскрытия.

Литература:

1. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1982.
2. Открытые горные работы. Справочник. Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Виницкий К.Е. и др./М., Горное бюро, 1994, 590 с.
3. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., «Недра», 1980, 631 с.

Курс:

«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел третий.

СИСТЕМА ВСКРЫТИЯ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ.

Лекция 11

ТРАССЫ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК

Технология обучения на лекцию

Время - 2 час	Количество студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1.Трассы вскрывающих выработок. 2.Формы трасс капитальных выработок.
<i>Цель учебного занятия:</i> ознакомление с трассой и трассированием вскрывающих выработок, формой трасс капитальных выработок.	
<i>Задачи преподавателя:</i> •ознакомить с трассами траншеи или другой выработками • дать понятие о формах трасс капитальных выработок; • в чем заключается трассирование пути;	<i>Результаты учебной деятельности:</i> Студент должен узнать: - Что называется трассой траншеи? - В чем заключается трассирование пути? - Какая трасса называется простой? - Какая трасса называется сложной? - В каких случаях применяют смешанные трассы?
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах.
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта лекции

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Что называется трассой траншеи? - В чем заключается трассирование пути? - Какая трасса называется простой? - Какая трасса называется сложной? - В каких случаях применяют смешанные трассы? <p>Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал лекции по вопросам плана, использует визуальные материалы.</p> <p>Акцентирует внимание на ключевых моментах темы, предлагает их записать</p>	<p>2.1. Слушают.</p> <p>По очереди отвечают на вопросы.</p> <p>Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы.</p> <p>Записывают главное.</p>
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Трассы вскрывающих выработок

Трасса траншеи или другой выработки - это линия, положение которой в пространстве определяют план и профиль земляного полотна транспортного пути. Горизонтальная проекция трассы является *планом пути*, а вертикальная ее проекция - *продольным профилем пути*. Путь в плане состоит из прямолинейных и криволинейных участков, а в профиле - из горизонтальных и наклонных участков, а также сопрягающих участков между ними, обеспечивающих необходимую плавность переходов.

Трассирование заключается в установлении на плане и в профиле оси транспортного пути. Пункты, через которые должна проходить трасса, определяются совокупностью топографических, геологических, строительных и других факторов.

По положению трассы относительно контура карьера различают соответственно выработкам внешние, внутренние и смешанные трассы. По сроку службы различают стационарные, полустационарные и скользящие (временные) трассы; первые располагаются на нерабочих бортах карьера, вторые - на временно законсервированных участках рабочих бортов карьера, скользящие (временные) - на разрабатываемых участках рабочих бортов карьера.

Основанием для трассирования капитальных траншей является промежуточное или конечное положение бортов карьера, изображаемых на плане изолиниями одинаковых высотных отметок с интервалом, равным высоте уступа. Трасса внешних траншей проводится с поверхности до горизонтали, определяющей положение вскрываемого уступа; трасса внутренних траншей проходит по борту и пересекает горизонтали, ограничивающие уступы (рис. 12.1).

Обычно трассу вводят в контур карьера с его торца в пониженных местах рельефа поверхности, что упрощает трассирование внутри контуров карьерного поля и сокращает объем горно-строительных работ. При выборе положения трассы учитывают также необходимость обеспечения устойчивости тех участков бортов, где размещаются капитальные траншеи, возможность увеличения их срока службы, удобство размещения станций и отвалов на поверхности и подходов к отвалам, протяженность путей на поверхности, а также соединительных путей между траншеями и забойными путями в карьере и т. д.

Основными параметрами трассы являются величина руководящего подъема, разность высотных отметок начала и конца трассы, радиусы криволинейных участков, теоретическая и действительная длины трассы, число и конструкция пунктов примыкания горизонтальных путей к наклонным.

Теоретическая длина трассы L_T (м) определяется разностью высотных отметок H_0 и H_x , через которые она проходит, и углом I наклона трассы к горизонту (градус):

$$L_T = (H_0 - H_x) / \operatorname{tg} I = H / i_p,$$

где i_p - руководящий подъем (уклон) трассы.

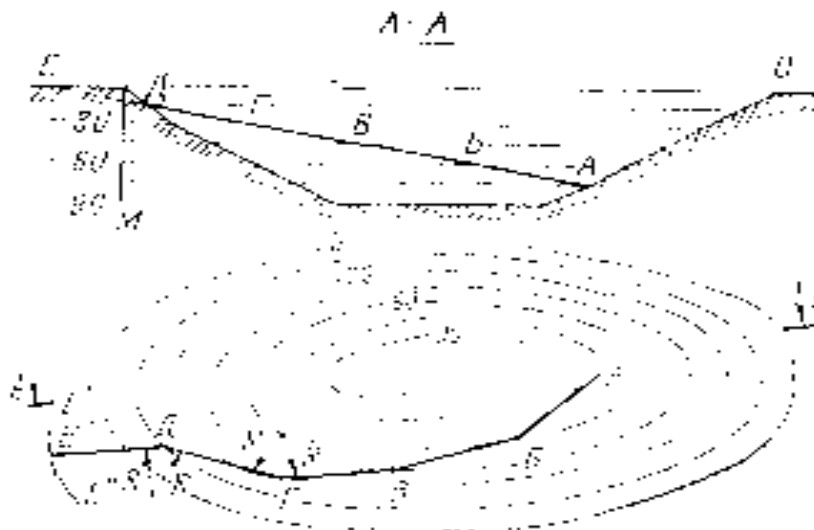


Рис. 11.1. Схема трассирования капитальных траншей:
 А, Б, В, Г, Д - пункты примыкания трассы к горизонтам; Е - начало трассы)

Действительная длина трассы L_d (м) больше теоретической вследствие ее удлинения, вызываемого уменьшением угла наклона трассы на криволинейных участках и на участках примыкания траншей к рабочим горизонтам. Поэтому $L_d = K_v L_t$, где K_v - коэффициент удлинения трассы.

На криволинейных участках трассы при применении колесного транспорта сопротивление движению возрастает на величину ω_k (Н/т) и необходимо смягчение подъема траншей до величины $i_d = i_p - \omega_k/g$, ‰. Величина ω_k зависит от радиуса кривой R . Наименьший радиус кривой R_{min} устанавливается в зависимости от конструктивной проходимости подвижного состава. Величина R_{min} влияет на объем разноса бортов карьера, необходимый для укладки кривых, вследствие чего целесообразно в общем случае применять подвижной состав, допускающий наименьшие радиусы кривых. При железнодорожном транспорте наименьшая длина элемента профиля (отрезка пути с неизменной величиной подъема) определяется из условия безопасного движения поездов. Постоянное движение обеспечивается, если поезд в любой момент времени проходит не более одного перелома профиля пути. Поэтому длина одного элемента профиля должна быть не меньше длины поезда.

Формы трасс капитальных выработок

Форма трассы капитальной выработки в плане является *простой*, если трасса расположена на одном борту карьера и не меняет своего направления по всей длине. Трасса является *сложной*, если она состоит из двух или нескольких участков различного направления, соединенных между собой, или если она проходит по всем бортам карьера. Трассы внешних траншей всегда простые, внутренние траншеи имеют обычно сложные трассы.

Форма трассы в плане устанавливается в соответствии с размерами карьерного поля, руководящим подъемом и элементами профиля.

Если действительная длина трассы внутренних траншей не превышает протяженности карьера по простиранию на соответствующем горизонте L_k ,

то простая трасса полностью разместится на одном борту. Однако условие $L_d = K_y H_k / i_p \leq L_k$ выполняется только при благоприятном соотношении протяженности карьерного поля L_k и глубины карьера H_k при данном руководящем подъеме i_p и коэффициенте удлинения трассы K_y .

Если $L_d = K_y H_k / i_p > L_k$, то при трассировании возможны следующие два случая.

1. Трассу располагают на одном борту карьера и изменяют ее направление с прямого на обратное столько раз n_1 , сколько это необходимо для размещения трассы:

$$L_d = K_y H_k / i_p = n_1 L_k.$$

Величина n_1 может быть целым или дробным числом. Прямые участки трассы соединяют при этом посредством тупиков или петель малого радиуса. Петлевое соединение (рис. 11.2, а) обычно применяют при автотранспорте, а тупиковое (рис. 11.2, б) - при железнодорожном транспорте.

Размещение всей трассы на одном борту карьера рационально при разработке залежи от лежачего к висячему боку и параллельном подвигании фронта. Однако наличие тупиков резко снижает провозную способность трассы, так как в тупиках изменяется направление движения поезда, что требует его торможения и остановки. Усложняется и организация движения. Поэтому тупиковые трассы не следует применять, по крайней мере, на группе верхних горизонтов карьера.

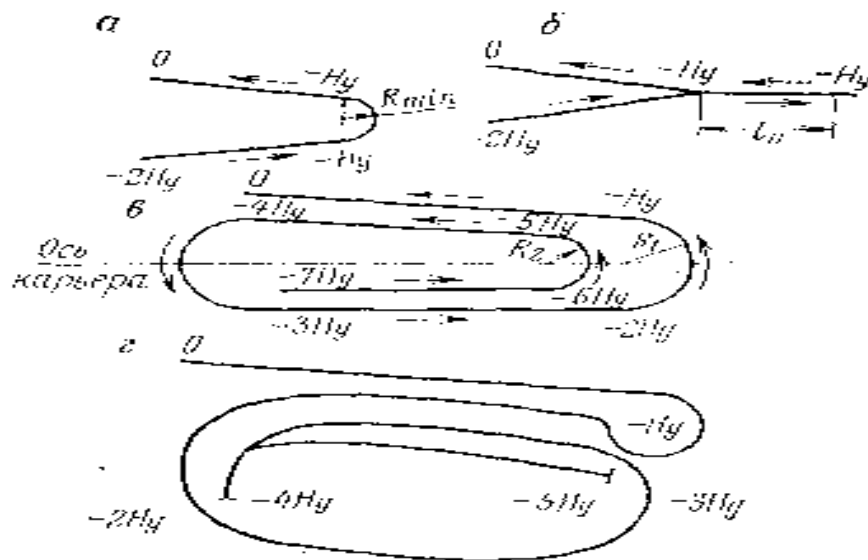


Рис. 11.2. Схемы трассы в плане: L_n – длина площадки примыкания

2. Трассу проводят с одного борта на другой столько раз n_2 , сколько необходимо для ее размещения на соответствующих горизонтах бортов при средней протяженности их периметра $P(m)$:

$$K_y H_k / i_p = n_2 P.$$

В этом случае трасса опоясывает карьер в виде спирали (рис. 11.2, в). Спиральная трасса включает криволинейные участки, которые располагаются на торцовых бортах карьера и обычно имеют большой радиус. Размещение кривых в этом случае не вызывает затруднений и, как правило, не требуется специально создавать полунасыпи или полувыемки. Часто

внутренняя трасса включает одновременно прямые, спиральные и тупиковые (петлевые) участки (рис. 12.2, з). При устройстве таких сложных трасс улучшаются условия вскрытия отдельных горизонтов, эффективность работы карьерного транспорта и применение рациональной системы разработки. Внутренняя трасса является непосредственным продолжением внешней. Такую *смешанную трассу* обычно применяют для вскрытия в глубоких карьерах: несколько верхних горизонтов вскрываются с использованием внешней трассы, а к нижележащим горизонтам карьера подводится внутренняя трасса. Углубление трассы внутренних капитальных траншей определяется через среднюю величину ее уклона и действительную длину.

Простую трассу применяют при разработке месторождений, имеющих значительное простирание при небольшой глубине карьера, а тупиковую — при относительно небольших размерах месторождения по простиранию, особенно при крутом падении, когда размеры карьера вкrest простирания невелики. Петлевую трассу создают при вскрытии внутренними траншеями, если используется автотранспорт, и, когда это возможно, при железнодорожном транспорте. Спиральную трассу устраивают, если применение петлевой или тупиковой трассы невозможно или нерационально по условиям залегания рудных тел, разноса бортов, требуемой провозной способности, эффективности работы карьерного транспорта. Переустройство, железнодорожных путей при спиральной трассе весьма затруднено и поэтому она в этом случае должна быть стационарной. При автомобильном транспорте периодическое переустройство автодорог вполне допустимо.

Опорные слова: *трасса траншеи, план пути, продольный профиль пути, трассирование, основание для трассирования, теоретическая длина трассы, действительная длина трассы, простая, сложная, смешанная.*

Контрольные вопросы:

1. *Что называется трассой траншеи?*
2. *В чем заключается трассирование пути?*
3. *Какая трасса называется простой?*
4. *Какая трасса называется сложной?*
5. *В каких случаях применяют смешанные трассы?*

Литература:

1. *Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1982.*
2. *Открытые горные работы. Справочник. Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Виницкий К.Е. и др./М., Горное бюро, 1994, 590 с.*
3. *Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., «Недра», 1980, 631 с.*
4. *Ржевский В.В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация. М., «НЕДРА», 1985.*

Курс:

«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел третий.

СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Лекция 12

ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ О ФРОНТЕ ГОРНЫХ РАБОТ. НАПРАВЛЕНИЯ ПЕРЕМЕЩЕНИЯ ФРОНТА РАБОТ.

Технология обучения на лекцию

Время - 2 час	Количество студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1. Фронт горных работ по расположению и по структуре. 2. Фронт горных работ по направлению
<i>Цель учебного занятия:</i> дать общие понятия о фронте, направления перемещения горных работ и его различии по признакам различии по признакам.	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">• ознакомить о основных понятиях о фронте горных работ;• ознакомить с шириной полутраншеи по подошве• пояснить каково должно быть расстояние между драглайном и мехлопатой по условиям	<i>Результаты учебной деятельности:</i> <p>Студент должен узнать:</p> <ul style="list-style-type: none">- По каким признакам различается фронт горных работ?- Каким может быть фронт работ по расположению?- Каким может быть фронт работ по структуре?- Каким может быть фронт работ по
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах.
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта лекции

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ul style="list-style-type: none"> - По каким признакам различается фронт горных работ? - Каким может быть фронт работ по расположению? - Каким может быть фронт работ по структуре? - Каким может быть фронт работ по направлению перемещения горной массы? - Каким может быть фронт работ по положению транспортного выхода? <p>Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал</p>	<p>2.1. Слушают.</p> <p>По очереди отвечают на вопросы.</p> <p>Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2.</p> <p>Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют,</p>
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Фронт горных работ по расположению и по структуре

Направление развития горных работ на уступе выбирается не произвольно. Место расположения разрезной траншеи (котлована) должно соответствовать проектному плану горных работ с тем, чтобы обеспечивались необходимое число вскрышных и добычных забоев в эксплуатационный период разработки слоя, плановость вскрышных и добычных работ.

Фронт работ уступа различается по следующим признакам:

1. По расположению.

Фронт работ расположен вдоль длинной оси карьерного поля (рис. 12.1, *г, д, е, и* и 12.2, *а*). Достигается значительная протяженность фронта работ и транспортных коммуникаций, а скорость его подвигания небольшая (30—60 м/год). Создаются благоприятные условия для отдельной выемки полезного ископаемого различных сортов, имеются большие резервы повышения интенсивности разработки месторождения и мощности карьера. Такое расположение фронта обуславливает большой объем горно-капитальных работ при строительстве карьера. Оно целесообразно и распространено в тех случаях, когда мощность пород, покрывающих залежь, сравнительно невелика.

Фронт работ расположен вдоль короткой оси карьерного поля (рис. 12.1, *а, б, в, ж* и 12.2, *б*). Протяженность фронта работ и транспортных коммуникаций невелика, а скорость его подвигания достигает 70—300 м/год. Резервы увеличения производственной мощности карьера, возможности отдельной выемки и создания больших вскрытых запасов полезного ископаемого малы. Такое расположение фронта обеспечивает относительно небольшие объемы горно-капитальных работ, но усложняет вскрытие горизонтов и эксплуатацию транспортных коммуникаций из-за необходимости частых реконструкций. Оно распространено при мощной толще покрывающих пород, а также при разработке мощных крутых месторождений с использованием мобильных средств транспорта.

Фронт работ расположен концентрически (см. рис. 12.2, *в*) или по эллипсу (рис. 12.1, *з* и 12.2, *г*). Протяженность фронта, транспортных коммуникаций и число забоев на разных этапах развития работ на уступе различны. Такое расположение фронта обеспечивает минимальные объемы горно-капитальных и подготовительных работ при нарезке новых уступов и высокий темп углубления горных работ. Однако при этом неизбежны периодические изменения положения вскрываемых выработок. Возможности увеличения производственной мощности карьера обычно ограничены.

2. По структуре.

Однородный фронт работ — если он сложен только вскрышными породами или только полезным ископаемым одного сорта. При этом осуществляется валовая выемка горной массы. Однородный фронт может быть сплошным (рис. 6.3, *а*) и разделенным на блоки с независимыми забоями (рис. 12.3, *б* и *в*). Деление на блоки обусловлено необходимостью размещения на уступе необходимого числа экскаваторов и других тех-

нических средств. Экономически эффективна установка на уступе одного мощного экскаватора. Однако при больших объемах работ и отсутствии экскаваторов требуемой мощности необходимо на уступе размещать два и даже три экскаватора.

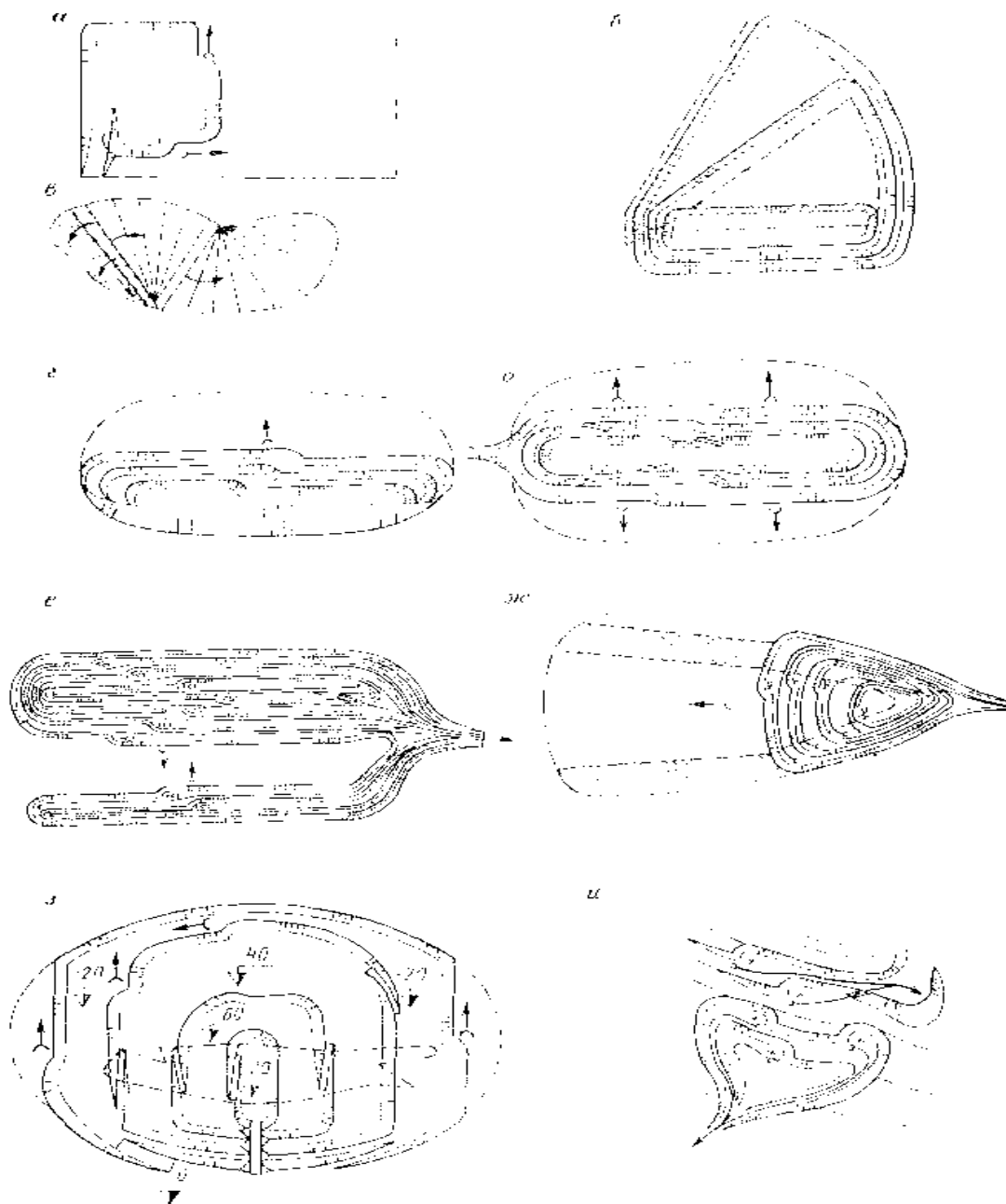


Рис. 12.1. Схемы различных вариантов направления развития горных работ (стрелками указываются направления подвигания отдельных забоев и рабочих бортов карьеров).

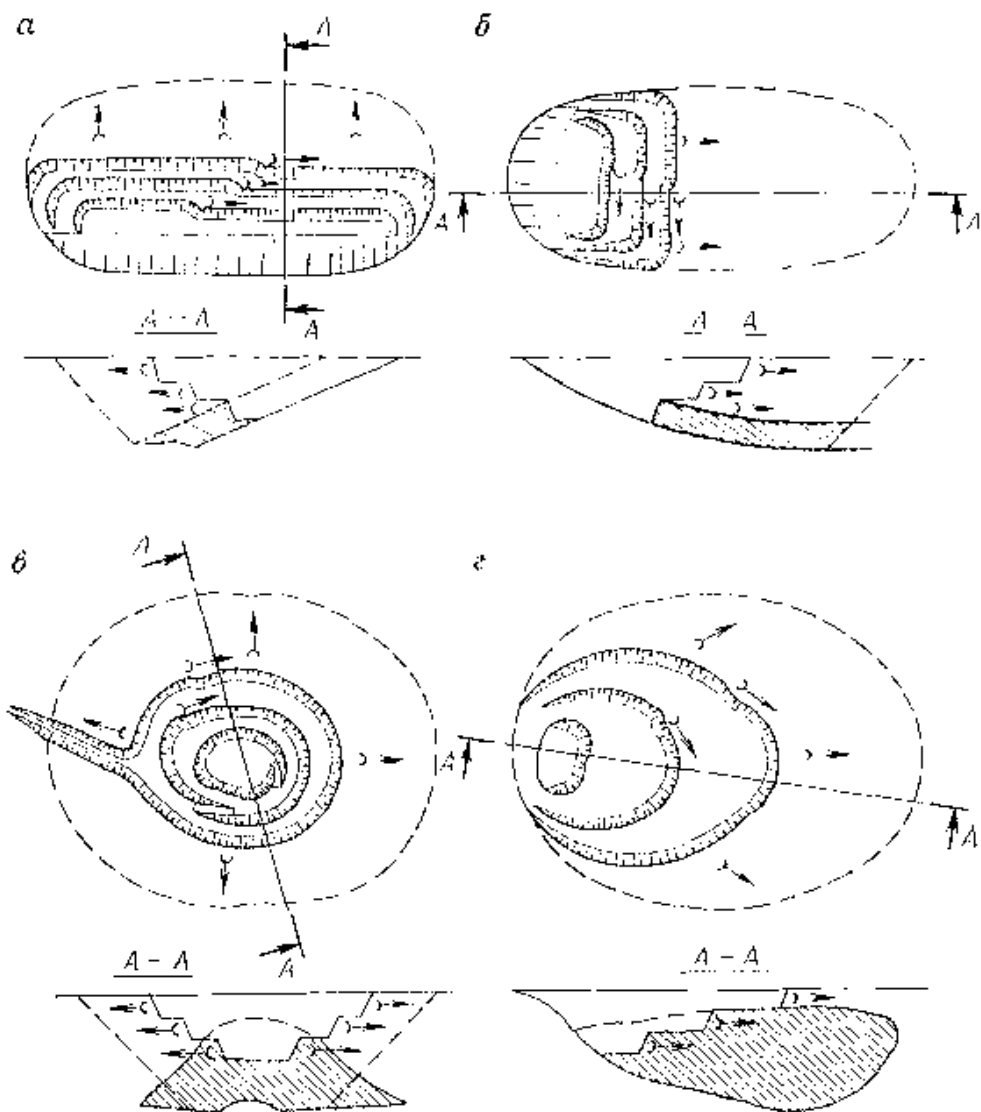


Рис. 12.2. Схемы развития горных работ:

а, б, в и г — фронт работ расположен соответственно вдоль длинной оси карьера, вдоль короткой оси, концентрически и по эллипсу

Разнородный фронт работ — если в его пределах чередуются блоки пустых пород, полезного ископаемого и его различных сортов (рис. 6.3, *з*). Выемка в забоях при разнородном фронте — валовая. Деление на блоки (с использованием двух или трех экскаваторов), как правило, обязательно для обеспечения непрерывной добычи полезного ископаемого.

Сложноразнородный фронт работ — когда в его пределах практически невозможно выделить блоки только с пустыми породами или только с полезным ископаемым одного сорта (рис. 12.3, *з*). В этом случае ведут раздельную выемку горной массы.

3. По направлению перемещения горной массы.

Фронт работ с поперечным перемещением горной массы — при складировании вскрышных пород в выработанном пространстве с применением вскрышных экскаваторов и транспортно-отвальных агрегатов (рис. 12.4, *а*), а также при выемке породы бульдозерами или скреперами, фронтальным забоем и перемещении ее по кратчайшему расстоянию во внутренний или внешний отвал (рис. 12.4, *б*).

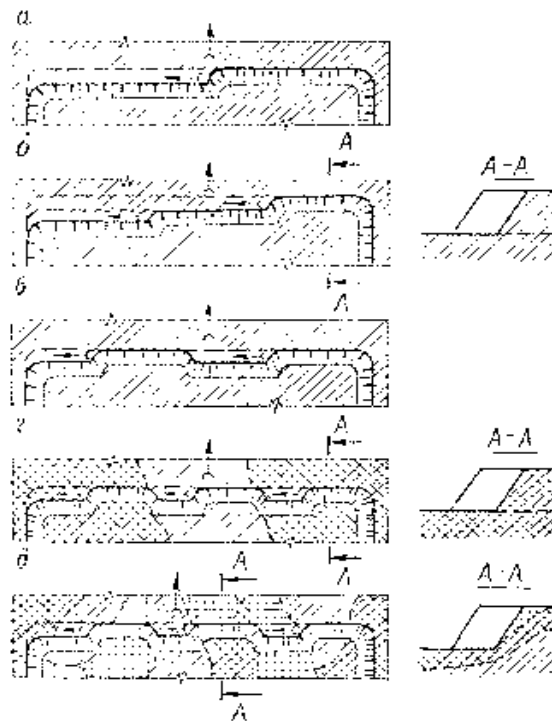


Рис. 12.3. Схемы разделения фронта работ уступа по структуре.

Фронт работ с продольным перемещением горной массы — при перемещении ее из забоев с применением карьерного транспорта (рис. 12.4, в).

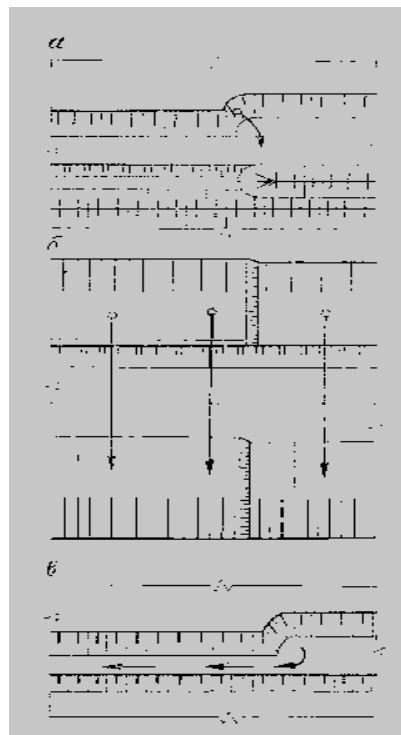


Рис. 12.4. Схемы перемещения горной массы относительно фронта работ уступа

4. По погрузке горной массы.

Нижняя погрузка горной массы на горизонте установки выемочно-погрузочного оборудования (рис. 12.5, а) широко распространена и обеспечивает наиболее экономичное и производительное использование каждого участка фронта горных работ уступа.

Верхняя погрузка горной массы (рис. 12.5, б) необходима и целесообразна в тех случаях, когда затруднительно или невыгодно устройство транспортных коммуникаций на почве разрабатываемого уступа, — при проведении траншеи, небольших объемах работ на горизонте и т. п.

Верхняя экскаваторная перевалка горной массы (рис. 12.5, в) характеризуется тем, что порода или полезное ископаемое складировается экскаватором на верхнюю площадку уступа и затем другим экскаватором грузится в транспортные средства. Такая схема применяется в частных случаях, например при доработке нижних горизонтов глубоких карьеров, на косогорах при небольшом объеме работ, при использовании гидротранспорта, драглайнов и др.

Нижняя экскаваторная перевалка горной массы (рис. 12.5, г) характеризуется перемещением породы или полезного ископаемого экскаватором на нижележащий горизонт и погрузкой ее другим экскаватором в транспортные средства. Применение такой схемы целесообразно на косогорах, для уменьшения высоты уступа, при небольших объемах работ, для улучшения условий работы транспорта и т.п.

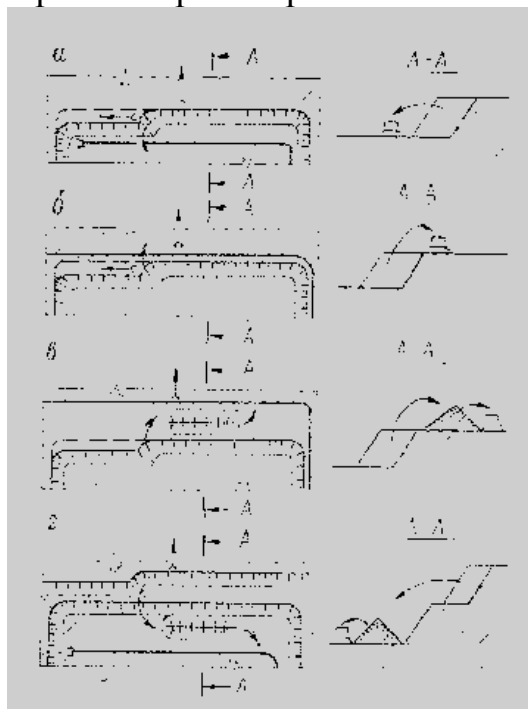


Рис. 12.5. Схемы погрузки горной массы на уступе.

5. По числу транспортных грузовых выходов.

Одинарный фронт — если он имеет один грузовой транспортный выход с уступа (рис. 12.6, а, б и в). Такой фронт типичен для большинства карьеров при использовании различного горного и транспортного оборудования.

Сдвоенный фронт — если он имеет два грузовых транспортных выхода с уступа (рис. 12.6, г, д). Фронт такой конструкции представляет собой два одинарных фронта и может быть использован при большой протяженности карьеров поверхностного вида, а также для группы верхних уступов мощных карьеров глубинного вида.

В редких случаях возможен строенный фронт (рис. 12.6, е).

Тупиковый фронт (с возвратным движением транспорта) — если одинарный фронт на уступе имеет один общий транспортный выход, служащий для подачи порожних железнодорожных составов или автомобилей и для выдачи грузов (рис. 6.6, *a, в, г, д и e*). Тупиковый фронт получил наибольшее распространение при всех видах карьерного транспорта.

Сквозной фронт (с поточным движением транспорта) — если одинарный фронт на уступе имеет два и больше специализированных транспортных выхода: отдельно для подачи порожняка и отдельно для грузов (рис. 12.5, *б*). Сдвоенный тупиковый фронт также периодически может использоваться как одинарный сквозной фронт (см. рис. 12.6, *г*), а строенный тупиковый фронт — как сдвоенный сквозной фронт (см. рис. 12.6, *e*).

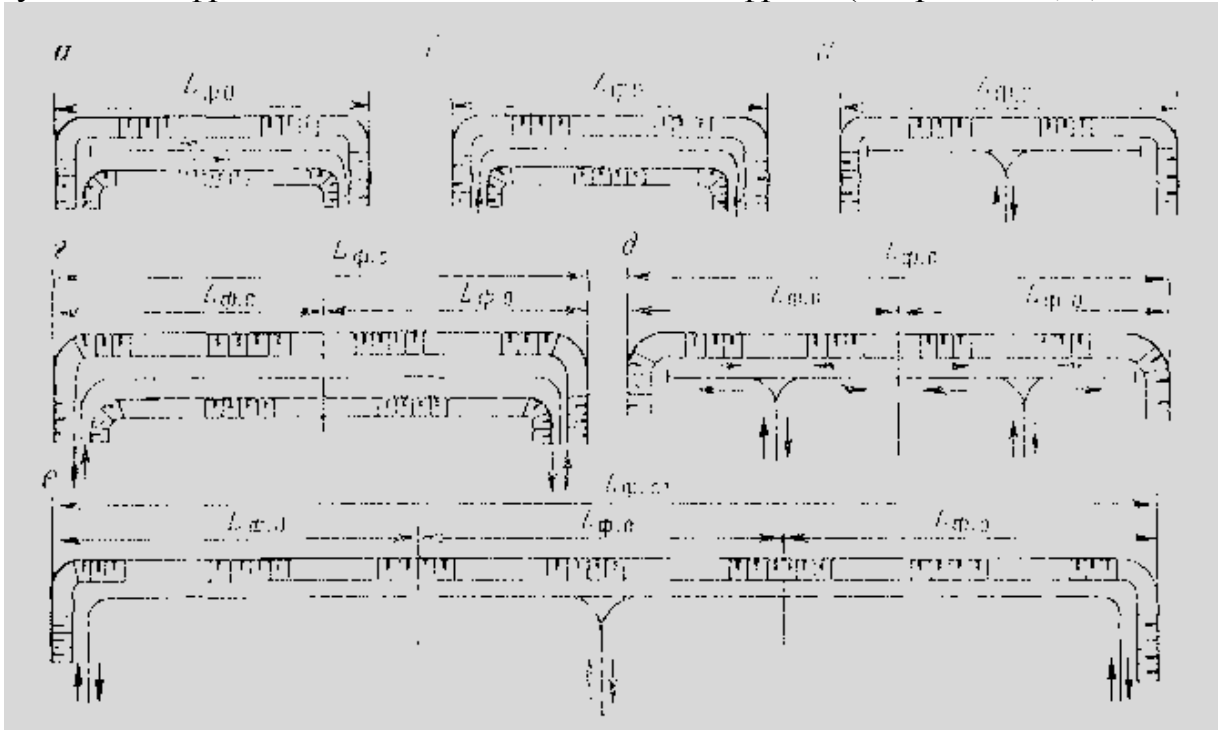


Рис. 12.6. Схемы конструкций фронта горных работ:
 $L_{ф.о}$, $L_{ф.с}$ и $L_{ф.ст}$ — длина фронта работ соответственно одинарного, сдвоенного и строенного.

6. По характеру движения транспортных средств:

а) тупиковый фронт, с возвратным движением транспорта, - если одинарный фронт на уступе имеет один общий транспортный выход, служащий для подачи порожних железнодорожных составов или автомобилей и для выдачи грузов (рис. 12.6, *a, в, г, д, e*). Тупиковый фронт получил наибольшее распространение при всех видах карьерного транспорта.

б) Сквозной фронт, с поточным движением транспорта, - если одинарный фронт уступа имеет два и больше специализированных транспортных выхода: отдельно для подачи порожняка и отдельно для грузов (рис. 12.6, *б*). Сдвоенный тупиковый фронт также периодически может использоваться как одинарный сквозной фронт (см. рис. 6.6, *г*), а строенный тупиковый фронт – как сдвоенный сквозной фронт (см. рис. 6.6, *e*).

7. По положению транспортного выхода.

Фланговый фронт — если транспортный выход расположен на фланге фронта уступа (рис. 12.6, *a, б и г*); применяется при вскрытии рабочих горизонтов стационарными выработками.

Центральный фронт — если транспортный выход расположен в пределах фронта (рис. 12.6, *в* и *д*). Такой фронт применяется при расположении вскрывающих выработок на рабочем борту карьера и на добычном уступе при разработке горизонтальных или пологих залежей.

Перечисленные характеристики фронта работ уступа служат основанием для правильного выбора системы, разработки, вскрытия и применения технических средств.

Направления перемещения фронта работ

Уступ, как правило, делится на панели вдоль фронта работ (рис. 12.1). Панели могут быть одновременно и заходками. На уступе могут одновременно отрабатываться одна или несколько панелей. По мере отработки панелей перемещается рабочий фронт уступа. После отработки панели необходимо перемонтировать транспортные коммуникации, расположенные вдоль фронта работ.

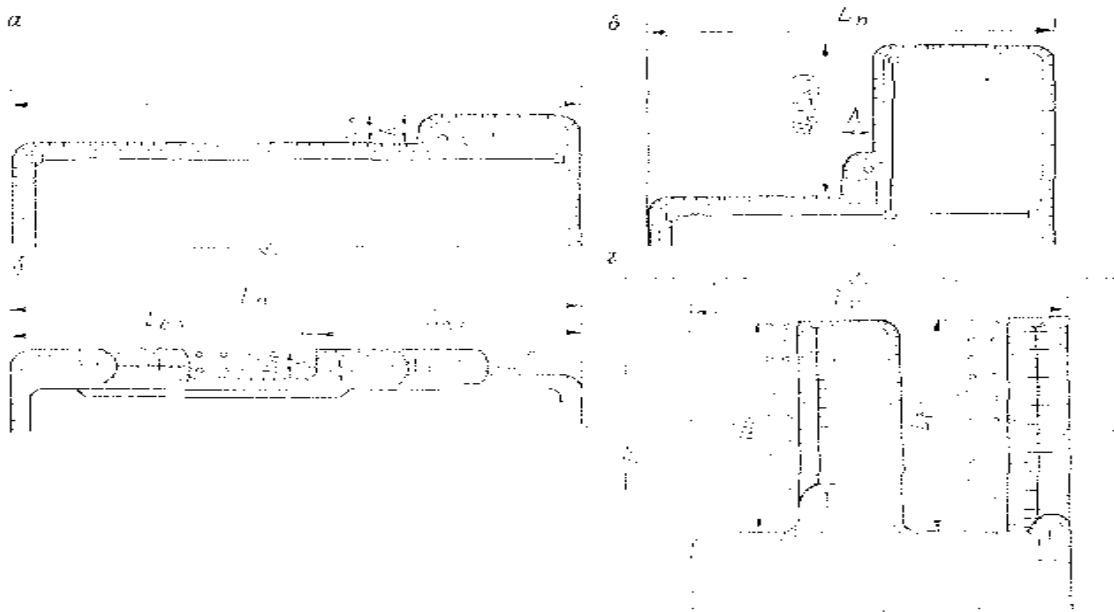


Рис. 12.7. Схемы панелей и блоков панели:

а и *б* — соответственно при продольных блоках и заходках; *в* и *г* — соответственно при поперечных блоках и заходках (широкие панели)

Панель характеризуется высотой уступа H_y , длиной L_p и шириной Π_p ; при одной панели на уступе ее длина равна длине фронта работ уступа $L_{ф.у}$.

Часть панели, отводимая для разработки одной выемочной машиной, называется *блоком панели* (например, экскаваторный блок); в пределах панели могут одновременно действовать один или несколько таких блоков длиной $L_{б.п.}$ (см. рис. 12.7). *Блоки панели*, в свою очередь, могут делиться на *рабочие блоки*; в пределах каждого из них выполняется какой-либо один рабочий процесс, например бурение, взрывание, выемка (рис. 12.8). Выемка пород в каждом блоке осуществляется узкими полосами, называемыми *выемочными заходками*. В ряде случаев заходки являются и блоками панелей (см. рис. 12.7). Блоки панели и выемочные заходки в зависимости от их расположения относительно фронта уступа могут быть продольными (вдоль фронта уступа, $\varphi = 0^\circ$, рис. 12.9, *а*, *г*, *ж* и *к*), поперечными (вкрест фронта

уступа, $\varphi = 90^\circ$, рис. 7.3, б, д, з и л) и диагональными ($0^\circ < \varphi < 90^\circ$, рис. 1.3, в, е, и и м). Продольные блоки панели и выемочные заходки используются при применении всех видов транспорта, поперечные — обычно при автомобильном и конвейерном.

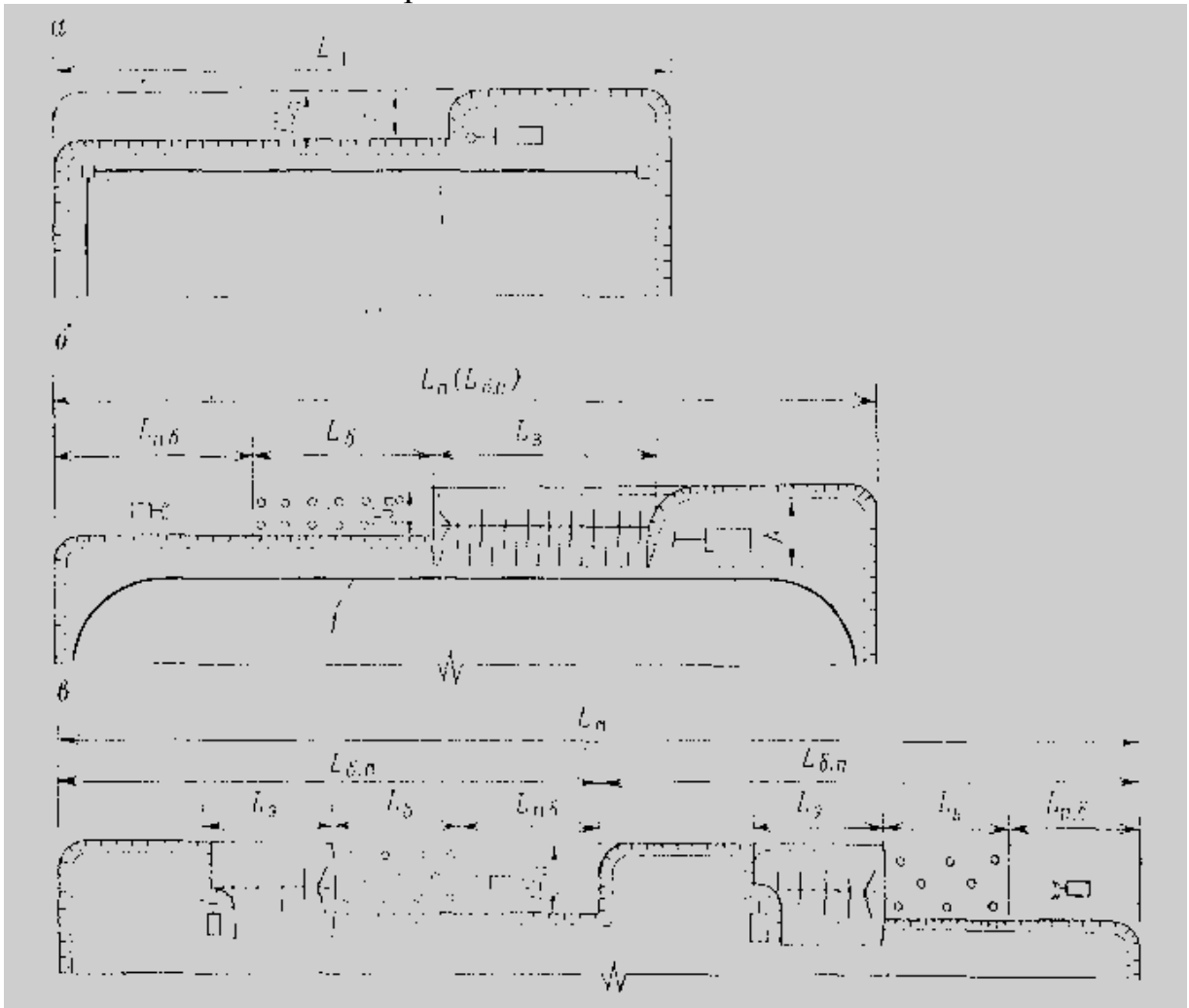


Рис. 12.8. Схемы разделения блоков панели на рабочие блоки:

$L_в$ ($L_з$), $L_б$ и $L_{п.б}$ — длина взорванного (экскавируемого), бурового и подготовленного к бурению блоков; 1 — забойный путь.

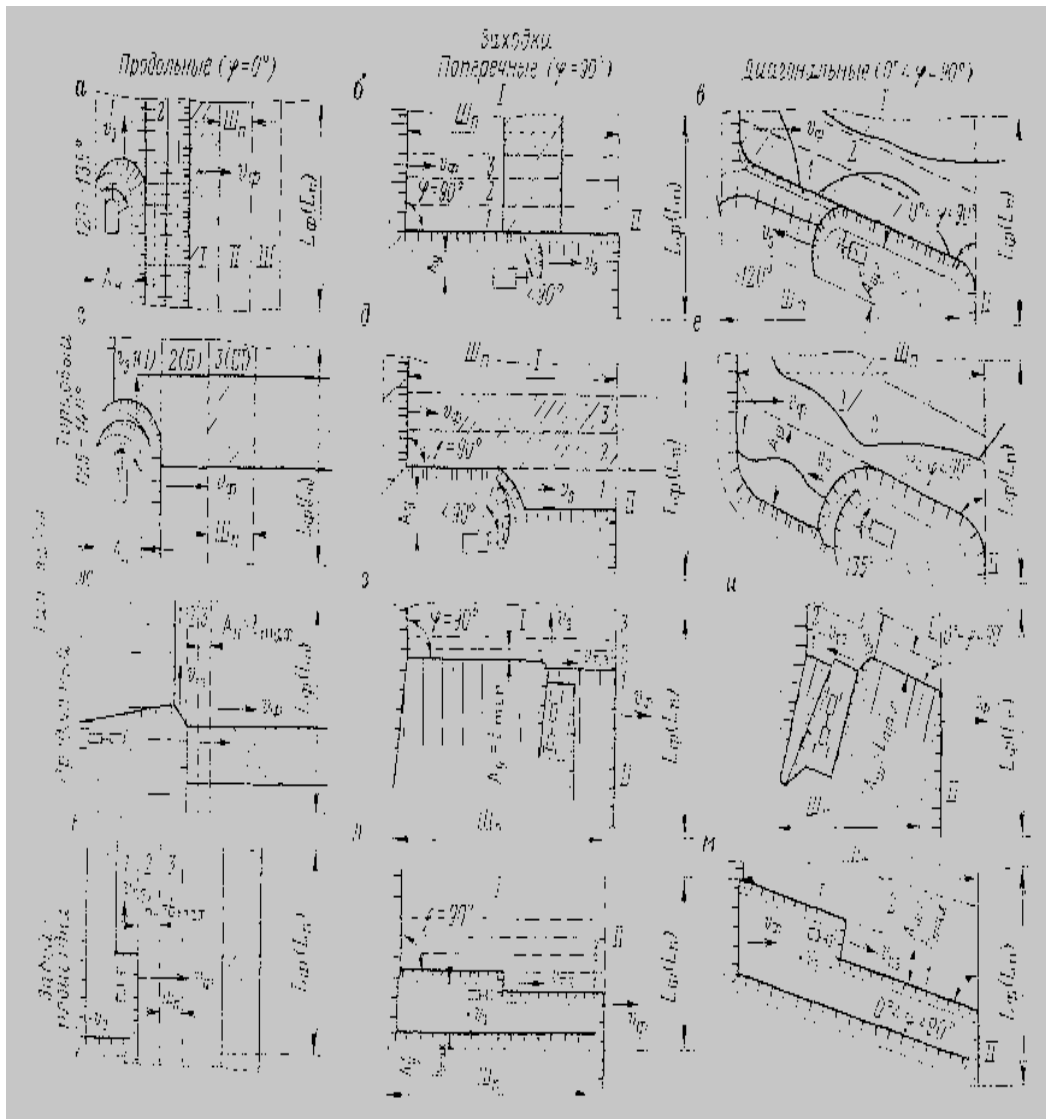


Рис. 7.3. Схемы блоков панели и заходок:
 I, II, III — панели; 1, 2, 3 — блоки панели и заходки.

Ширина заходки A при торцовом забое и забое-площадке соответствует ширине этих забоев. Различают нормальные, узкие и широкие заходки (см. рис. 7.3). При нормальных заходках выемка породы производится при движении машин по прямолинейной оси в пределах всей длины заходки при условии максимального использования линейных параметров машин. Узкие заходки отличаются от нормальных неполным использованием рабочих параметров выемочных машин. Широкие заходки характеризуются переменным направлением движения машин в плане (зигзагообразная ось).

Фронт работ в границах слоя может перемещаться:

1. Параллельно длинной или короткой оси карьерного поля от одной границы его к другой (противоположной) (рис. 7.4, а). В этом случае уступ имеет один рабочий откос (однобортная выемка), второй борт уступа является нерабочим.

Этот вариант применяется для разработки горизонтальных и пологих залежей при значительной протяженности карьерного поля. Он

характеризуется большими объемами горно-подготовительных работ даже при небольшой мощности покрывающих пород.

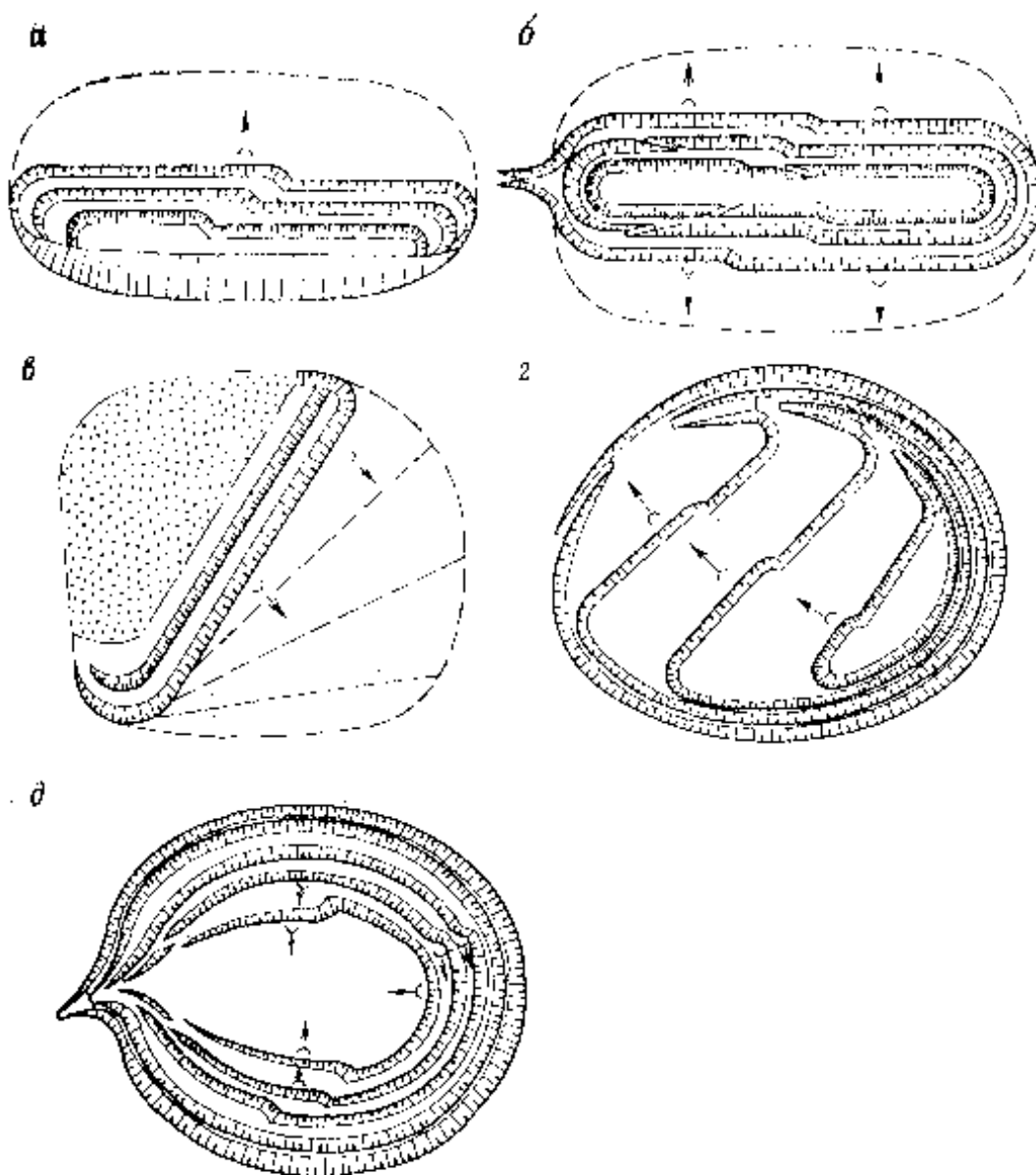


Рис. 12.9. Схемы перемещения фронта горных работ.

2. Параллельно одной из осей поля от промежуточного положения между границами выемочного слоя к его контурам (двухбортовая выемка) (рис. 12.9, б). В этом случае противоположные (или все по периметру) откосы уступа являются постоянно или периодически действующими (рабочими), скорость подвигания отдельных участков фронта работ уступа уменьшается.

Такой вариант применяется для разработки вытянутых по простиранию наклонных и крутопадающих залежей, особенно при большой конечной глубине карьера и мощной толще покрывающих пород.

3. По вееру с поворотным пунктом, расположенным на границе карьерного поля или вблизи ее. В этом случае уступ имеет, как правило, один рабочий откос. При разработке горизонтальных месторождений устраивают один поворотный пункт для всех уступов

карьера; при разработке крутых залежей создают отдельный поворотный пункт для каждого уступа (рис. 12.9, з). Скорость подвигания различных точек фронта работ уступа при развитии его по вееру переменная (см. рис. 12.7, б и в).

Такой вариант перемещения фронта работ уступов возможен при разработке карьерных полей округленной формы в плане и небольшой мощности мягких покрывающих пород, когда горизонтальные пласты и вскрышные породы разрабатываются с применением оборудования непрерывного действия (часто транспортно-отвальных мостов), а также в случаях разработки крутых штокообразных рудных залежей со спиральной формой вскрывающей трассы.

4. Радиально от центра выемочного слоя к его контурам (фронт работ расположен концентрически или серповидно). Этот вариант может применяться при отработке горизонтов широкими заходками в специфических условиях залегания (см. рис. 12.8, в и 12.7, з).

5. По спирали, начиная с периферийных участков карьерного поля и оканчиваясь в центре, что может иметь место при разработке горизонтальных и неглубоко залегающих пластов

Протяженность и скорость подвигания фронта работ

Длина фронта горных работ карьера, которая складывается из протяженности фронтов отдельных уступов, должна быть достаточной для обеспечения установленной производственной мощности карьера по полезному ископаемому и по горной массе, а также для подготовки новых горизонтов.

Первоначальный фронт уступа может быть равен длине L_k или ширине карьерного поля B_k или чаще он меньше L_k (B_k). Этот фронт увеличивается по мере развития горных работ, поэтому его длина $L_{ф.у}$ непостоянна — она меньше в начале и конце периода разработки данного горизонта. При расположении разрезной траншеи посередине карьерного поля и двусторонней его разработке длина фронта работ одного уступа может достигать $2L_{ф.у}$.

При применении мощного выемочно-погрузочного оборудования на уступе желательно иметь одинарный тупиковый или сквозной фронт работ с использованием одного экскаватора, производительность которого соответствует плановому объему работ на данном горизонте. Это улучшает организацию работ и использование оборудования.

При небольшой интенсивности разработки число экскаваторов может быть меньше числа рабочих уступов. В этом случае работа на уступах или группе уступов осуществляется одним экскаватором. При использовании мощных экскаваторов (массой более 500—600 т) их частые перегоны с уступа на уступ по техническим условиям нежелательны.

Годовая эксплуатационная производительность экскаватора ($m^3/год$) должна быть равна плановому объему работ на уступе

$$Q_{э.г} = H_y L_{ф.у} v_{ф.у}$$

где $L_{ф.у}$ и $v_{ф}$ — усредненные соответственно длина фронта уступа (м) и скорость его подвигания, м/год.

Таким образом, для конкретных протяженности фронта уступа и его скорости подвигания можно выбрать только одну модель экскаватора, обеспечивающую наилучшие технико-экономические результаты разработки.

Только при большой протяженности фронта работ (2—3 км и более) целесообразно на уступе применять несколько экскаваторов. Необходимость в этом возникает при большой интенсивности горных работ, значительной высоте уступа и при отсутствии (или невозможности применения по транспортным условиям) более мощных экскаваторов. В таких случаях однопанельный фронт работ уступа делят на блоки.

Длину блоков панели устанавливают так, чтобы обеспечить бесперебойность и взаимную независимость работ в забоях смежных блоков. Если горная масса разнородна, необходимо выделить блоки соответственно по сортам и видам пород и полезного ископаемого. В таких случаях длина отдельных блоков панели может быть различной. При небольшой длине смежных блоков их разрабатывают одним экскаватором последовательно.

Независимость разработки блоков панели, представленных скальными породами, обеспечивается при достаточных объемах, а следовательно, и длине рабочих блоков — взорванных, подготовленных к взрыванию (обуренных) и обуриваемых. Забои смежных блоков панели должны иметь одинаковое направление подвигания и значительно удалены один от другого.

Интенсивность разработки характеризуется скоростью подвигания экскаваторных забоев. Скорость подвигания торцовых забоев (м/сут) при ширине заходки A (м) и суточной производительности экскаватора $Q_{э.с}$ (м³/сут) составляет

$$v_3 = Q_{э.с} / (A n_v).$$

Время (сут) отработки блока панели длиной $L_б$ (м)

$$t_б = L_б / v_3.$$

При нескольких блоках панели на уступе время их отработки в равных условиях можно принимать одинаковым. Подвигание забоев обычно составляет от нескольких метров до нескольких десятков метров в сутки.

Скорость подвигания фронта работ в единицу времени (обычно за год) зависит от мощности карьера и ряда других факторов. На современных карьерах она изменяется от 30 до 250 м/год, а в отдельных случаях достигает 400—600 м/год; ее обычная величина 80—120 м/год. Большая скорость подвигания фронта горных работ достигается при разработке горизонтальных пластов малой мощности с перемещением полезного ископаемого автомобильным или конвейерным транспортом, а вскрышных пород — в выработанное пространство вскрышными экскаваторами или транспортно-отвальными агрегатами.

При железнодорожном транспорте допускается не более трех экскаваторных блоков в пределах одинарного фронта работ вследствие затруднений с транспортно-обменными операциями, а при автотранспорте — до шести блоков. При конвейерном транспорте число блоков ограничивается, как правило, мощностью применяемых экскаваторов и конвейеров.

На карьерах большой протяженности при необходимости интенсификации отработки верхних горизонтов экскаваторами относительно небольшой мощности, работающими в комплексе с железнодорожным транспортом, применяют сдвоенный фронт работ, что позволяет установить на уступе до четырех-пяти экскаваторов. При использовании автотранспорта устройство в таких условиях нескольких транспортных выходов с уступа позволяет сократить расстояние перевозок в карьере, а также и по поверхности. Минимальная длина блока панели устанавливается обычно из условий транспортных и буровзрывных работ. Так, при железнодорожных перевозках длина блока и расстояние между смежными забоями должны быть не менее 2,5—3 длин состава для обеспечения независимости подачи и погрузки поездов в каждом забое. Объем взрываемого блока в настоящее время обычно составляет не менее двухнедельной (а часто и месячной) производительности экскаватора при разработке вскрышных пород. Обычно минимальная длина блоков при железнодорожном транспорте составляет 300—500 м при разработке скальных пород и 200—400 м при выемке мягких пород. При использовании автомобильного транспорта минимальная длина блока панели сокращается до 80—150 м по условиям буровзрывных работ и безопасности движения. Наименьшая длина блока панели является, таким образом, практически постоянной величиной для определенного вида транспорта. Каждый экскаватор должен выполнить плановый годовой объем работ $Q_{э.г.}$. При заданной скорости подвигания v_{ϕ} и высоте уступа H_{ν} для этого необходим определенный фронт работ.

Опорные слова: *уступ, панель вдоль фронта работ, заходка, рабочий фронт, блок панели, рабочие блоки, выемочные заходки, продольные, поперечные, диагональные, фронт работ в границах слоя, признаки, вдоль длинной оси, вдоль короткой оси, концентрически, однородный фронт, разнородный, сложноразнородный, с поперечным перемещением горной массы, с продольным перемещением горной массы, нижняя погрузка, верхняя погрузка,*

Контрольные вопросы:

1. По каким признакам различается фронт горных работ?
2. Каким может быть фронт работ по расположению?
3. Каким может быть фронт работ по структуре?
4. Каким может быть фронт работ по направлению перемещения горной массы?
5. Каким может быть фронт работ по положению транспортного выхода?
6. Чем характеризуется панель уступа?
7. Что называется выемочными заходками?
8. Как может перемещаться фронт работ в границах слоя?
9. Чему должен быть равен первоначальный фронт уступа?
10. Исходя из чего устанавливается минимальная длина блока панели?

Литература:

1. Мельников Н.В. *Краткий справочник по открытым горным работам.* М., «Недра», 1982.
2. *Открытые горные работы. Справочник.* Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Виноцкий К.Е. и др./М., Горное бюро, 1994, 590 с.
3. Ржевский В.В. *Технология и комплексная механизация открытых горных работ.* М., «Недра», 1980, 631 с.
4. Ржевский В.В. *Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация.* М., «НЕДРА», 1985.
5. Ржевский В.В. *Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Изд. 2.* М., «НЕДРА», 1975.
6. Симкин Б.А. *Технология и процессы открытых горных работ.* М., Недра, 1970.
7. *Теория и практика открытых разработок. Изд. 2. Под общей ред. Н.В. Мельникова.* М., Недра, 1979.

Курс:

«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел третий.

СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Лекция 13

РАБОЧАЯ ЗОНА КАРЬЕРА. ПОДГОТОВЛЕННЫЕ, ВСКРЫТЫЕ И ГОТОВЫЕ К ВЫЕМКЕ ЗАПАСЫ

Технология обучения на лекцию

Время - 2 час	Количество студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1.Рабочая зона карьера. 2.Подготовленные запасы. 3.Вскрытые запасы. 4.Готовые к выемке запасы.
<i>Цель учебного занятия:</i> ознакомление с зоной, где выполняются основные технологические процессы открытых горных работ, а также с видами запасов.	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">• Что такое рабочая зона карьера;• ознакомить с шириной полутраншеи по подошве• пояснить каково должно быть расстояние между драглайном и мехлопатой по условиям безопасности и	<i>Результаты учебной деятельности:</i> <p>Студент должен узнать:</p> <ul style="list-style-type: none">- Что называется рабочей зоной карьера?- Какие горные работы различают на каждом уступе рабочей зоны?- Какие запасы называются подготовленными?- Какие запасы называются вскрытыми?- Что вы понимаете под готовыми к выемке
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах.
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта лекции

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Что называется рабочей зоной карьера? - Какие горные работы различают на каждом уступе рабочей зоны? - Какие запасы называются подготовленными? - Какие запасы называются вскрытыми? - Что Вы понимаете под готовыми к выемке запасами горной массы? <p>Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал лекции по вопросам плана, использует визуальные материалы.</p> <p>Акцентирует внимание на ключевых моментах темы, предлагает их записать</p>	<p>2.1. Слушают.</p> <p>По очереди отвечают на вопросы.</p> <p>Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы.</p> <p>Записывают</p>
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Рабочая зона карьера.

Как в период строительства, так и в период эксплуатации карьера одновременно разрабатывается несколько уступов.

Каждый из них имеет рабочий и нерабочий фронт, т. е. ту часть уступа, в пределах которой длительное время (не менее года) выемка пород не производится.

Каждый нижерасположенный уступ отделяется от вышележащего предохранительными и транспортными бермами. Такие бермы обязательны как в рабочей, так и в нерабочей части фронта уступа. Между рабочими фронтами уступов обязательно оставляют рабочие площадки, ширина и длина которых устанавливаются проектом.

Зона, в которой выполняются основные технологические процессы открытых горных работ, называется *рабочей зоной* карьера. Примеры рабочих зон показаны на рис. 8.1.

Рабочая зона может охватывать один, два или все борта карьера. Она представляет собой перемещающуюся и изменяющуюся по размерам и форме поверхность, имеющую разнообразную пространственную конфигурацию и различное со временем положение в пространстве карьерного поля.

В период строительства рабочая зона карьера включает только вскрышные уступы, а к концу горно-капитальных работ— и добычные. При эксплуатации в рабочей зоне карьера выделяются зоны вскрышных, добычных и горно-подготовительных (нарезных) работ (см. рис. 8.1).

Число вскрышных, добычных и горно-подготовительных блоков панелей и забоев устанавливается не произвольно, так как от этого зависит выполнение планов по отдельным видам работ и планомерность разработки месторождения согласно проекту и графику режима горных работ.

В пределах рабочей зоны карьера на каждый работающий экскаватор приходится определенная горизонтальная площадь S_6 , характеризующаяся средней шириной рабочей площадки $Ш_{р.п.}$ и длиной блока панели L_6 отводимого на экскаватор по фронту работ. Обычно площадь S_6 колеблется от 15 до 40 тыс. м² при применении железнодорожного транспорта и от 3 до 15 тыс. м² при других видах транспорта. В каждом конкретном случае при известной технологии работ минимальная величина S_6 может быть рассчитана более точно.

Число блоков панелей, размещаемых в рабочей зоне данного размера,
$$N_6 = S_{р.з.} k_o f k_n / S_6,$$

где $S_{р.з.}$ — площадь горизонтальной проекции рабочей зоны, м²; k_o — коэффициент, учитывающий наличие откосов уступов на площади $S_{р.з.}$ (в обычных условиях $k_o = 0,85 \div 0,93$); f — коэффициент, учитывающий наличие резервных (нерабочих) блоков ($f = 0,75 \div 0,8$); k_n — коэффициент использования площади рабочей зоны, определяющий соответствие рабочего фронта уступа длине блока L_6 ($k_n = 0,7 \div 0,9$).

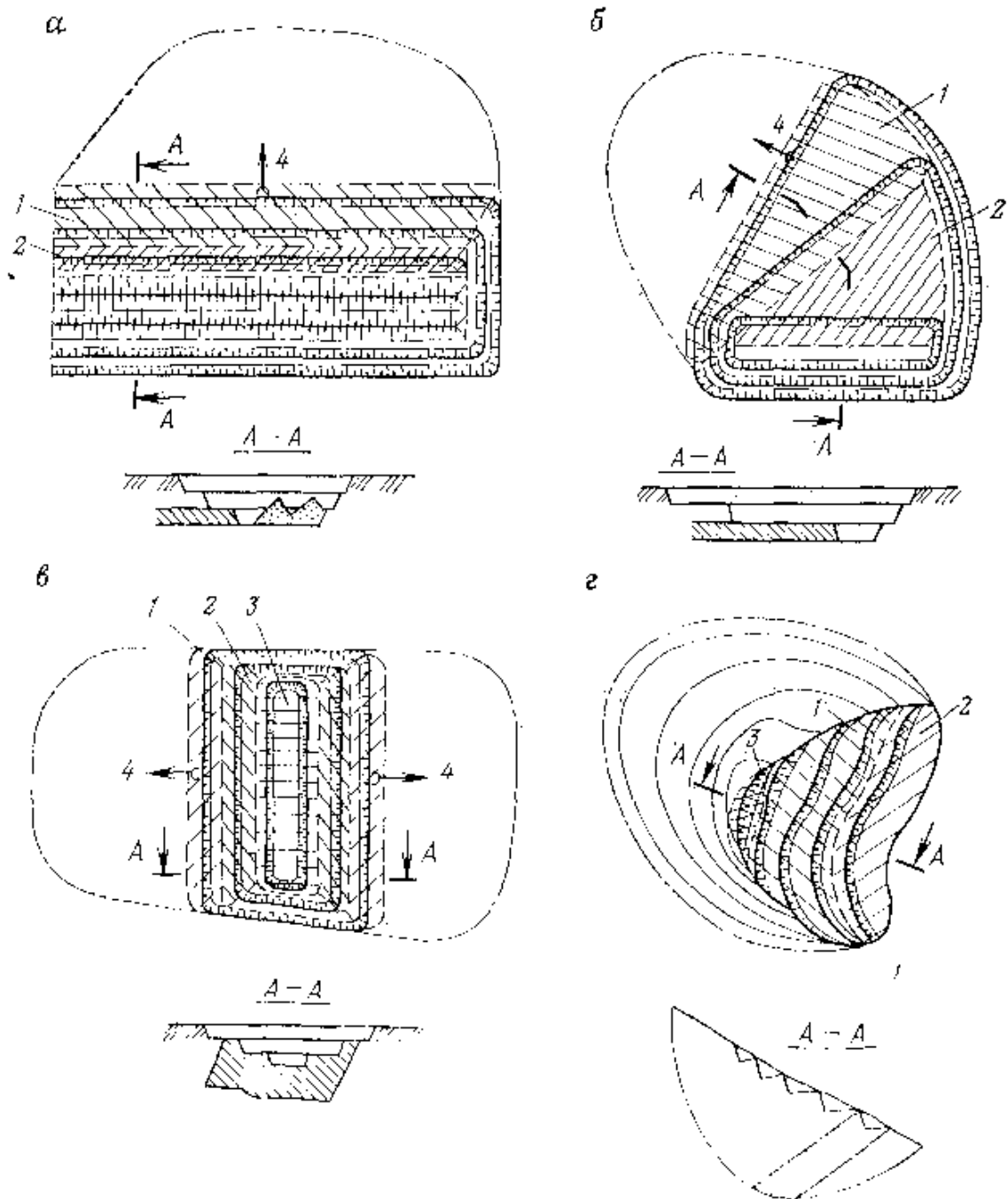


Рис. 13.1. Схемы рабочих зон карьера:

а и б — при разработке горизонтальных залежей; в и г — при разработке крутых залежей; 1 — вскрышная рабочая зона; 2 — добычная рабочая зона; 3 — зона горно-подготовительных работ; 4 — направление подвигания фронта работ.

Изменения площадей горизонтальной и вертикальной проекций рабочей зоны в целом, по вскрышным породам и полезному ископаемому по мере развития горных работ могут быть изображены на графиках режима горных работ.

На каждом уступе рабочей зоны различают:

интенсивные горные работы, когда каждая выемочная машина на уступе имеет относительно короткий фронт работ и годовое подвигание фронта примерно равно или больше протяженности фронта работы машины;

неинтенсивные горные работы, когда годовое подвигание значительно меньше длины фронта работ выемочной машины.

В различные периоды разработки каждого уступа степень интенсивности горных работ существенно меняется. Она является наибольшей в период вскрытия горизонта и проведения разрезных траншей, а затем снижается вследствие увеличения протяженности фронта работ. При затухании работ число действующих забоев и протяженность фронта работ постепенно сокращаются.

Содержание большего, чем это необходимо, числа действующих забоев на уступе связано с нерационально большим размером рабочей зоны карьера, увеличением транспортных и энергетических коммуникаций и затрат.

В принципе, чем меньше размеры рабочей зоны, чем более концентрированно и интенсивно ведутся горные работы, тем экономичнее разработка. Однако при этих размерах не должны нарушаться планомерность горных работ и воссоздание системы разработки.

Размеры рабочей зоны зависят от периода разработки, типа разрабатываемого месторождения, изменяющихся с глубиной углов откосов рабочих бортов, углов откосов бортов на момент погашения открытых работ, размеров карьерного поля и от принятого направления развития горных работ (рис. 8.2).

В общем случае высота рабочей зоны карьера равна сумме высот разрабатываемых уступов. В период строительства и освоения проектной мощности карьера рабочая зона непрерывно увеличивается в плане и по высоте при разработке месторождений любых типов.

Далее в период, когда достигнута проектная мощность карьера, размеры рабочей зоны достигают своих максимальных значений, если не снижается интенсивность горных работ.

В последующие периоды при разработке горизонтальных и пологих залежей рабочая зона, имея полное развитие по высоте и в плане, смещается в заданном направлении, размеры ее изменяются только частично в результате изменения конфигурации карьерного поля и создания дополнительных передовых уступов на участках повышения рельефа поверхности.

При этом отсутствует необходимость в проведении горно-подготовительных работ. Рабочие зоны при разработке горизонтальных и пологих залежей обычно непрерывны как по вскрышным, так и по добычным работам и сравнительно устойчивы по размерам; поэтому они называются *сплошными зонами*.

При разработке наклонных и крутых залежей рабочая зона увеличивается в плане и по высоте из-за разноса бортов и вскрытия новых горизонтов до тех пор, пока верхние уступы не достигнут промежуточных (этапных) или конечных границ карьерного поля на поверхности. При этом возрастают годовые объемы работ по горной массе.

После достижения конечных контуров горные работы на верхних уступах прекращаются и рабочая зона смещается по вертикали. При этом обычно уменьшаются ее размеры в плане и сокращаются годовые объемы работ по горной массе.

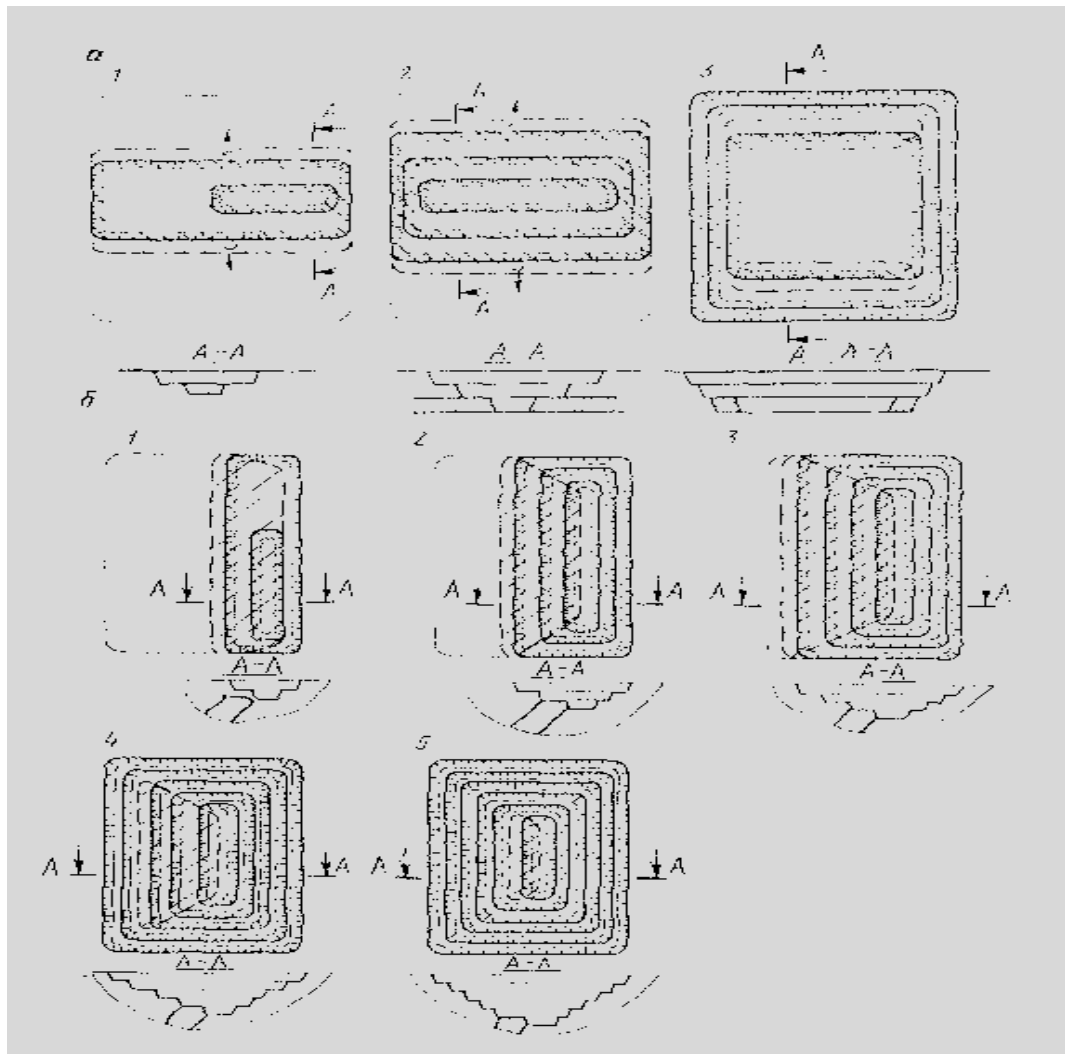


Рис. 13.2. Динамика рабочей зоны карьера:

а и б — при разработке соответственно горизонтальной и крутой залежей; 1, 2, 3, 4 и 5 — этапы изменения положения и размеров рабочей зоны.

Рабочие зоны при разработке наклонных и крутых залежей называются *углубляющимися рабочими зонами*. Характерными признаками таких рабочих зон являются переменные число рабочих уступов и их размеры.

Подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы

Уступ, подлежащий разработке, должен быть подготовлен к выполнению основных (технологических) процессов: подготовки пород к выемке, выемочно-погрузочных и транспортных работ. Так, например, до разработки верхнего уступа карьера производится подготовка поверхности, дренажные работы и осушение массива по крайней мере в пределах первых рабочих панелей. Для нижерасположенных уступов подготовка заключается прежде всего в выемке пород вышерасположенных уступов с соблюдением проектных размеров рабочих и нерабочих площадок, а также в демонтаже оборудования, различных коммуникаций, в уборке навалов породы с верхней площадки (если они оставлены по каким-либо причинам), ликвидации нависей, опасных для обслуживающего персонала и оборудования, и т. д.

Под подготовленными запасами горной массы уступа понимают те объемы, которые могут быть вовлечены в начальные технологические

процессы (бурение, взрывание, механическое рыхление и др.), предшествующие выемочно-погрузочным работам, или хотя бы в один из начальных процессов.

Для выполнения основных процессов — выемки, погрузки и перемещения пород из забоев к пунктам приема грузов — необходимо вскрыть уступ, т.е. провести вскрывающую выработку, уложить транспортные коммуникации, создать первоначальный забой для выемки пород. *Часть подготовленных запасов горной массы, к которым обеспечен транспортный доступ, необходимый для выемки и перемещения пород, называется вскрытыми запасами горной массы уступа.*

Осуществление полного комплекса технологических процессов возможно только в пределах вскрытых запасов горной массы. Обычно объем вскрытых запасов меньше подготовленных запасов, в отдельных случаях они могут быть равными.

Часть вскрытых запасов являются *готовыми к выемке запасами горной массы уступа*. К ним относятся запасы, которые готовы к выемке, погрузке и перемещению непосредственно из массива (мягкие и часто плотные породы) или после взрывания, механического рыхления и т. д. (скальные, полускальные и иногда плотные породы).

В частных случаях, например при выемке мягких пород без предварительной подготовки, вскрытые и готовые к выемке запасы одинаковы. На рис. 8.3 показаны примеры расположения подготовленных, вскрытых и готовых к выемке запасов горной массы уступа.

Естественно, из запасов горной массы выделяются соответственно подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы полезного ископаемого разных сортов и видов и, если это необходимо, запасы некондиционных и забалансовых руд и попутно добываемых полезных ископаемых.

После определения запасов в пределах каждого уступа суммированием находят общие подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы горной массы и полезных ископаемых для карьера в целом.

По мере подвигания фронта работ вышележащих уступов и изменения положения транспортных коммуникаций объемы горной массы нижележащих уступов переходят в подготовленные запасы, а затем последовательно или одновременно во вскрытые и готовые к выемке (см. рис. 8.3).

Необходимо различать запасы горной массы и полезного ископаемого на фиксированный момент времени — текущие и на определенный период работы карьера (чаще всего годовой) — плановые.

Подготовленные и вскрытые запасы горной массы на уступах, о которых говорилось выше, относятся к текущим. Этих запасов должно быть достаточно для выполнения всех подготовительных работ, и этим положением определяются объемы соответствующих рабочих блоков: подготовленных к бурению, буровых, взрывааемых и др.

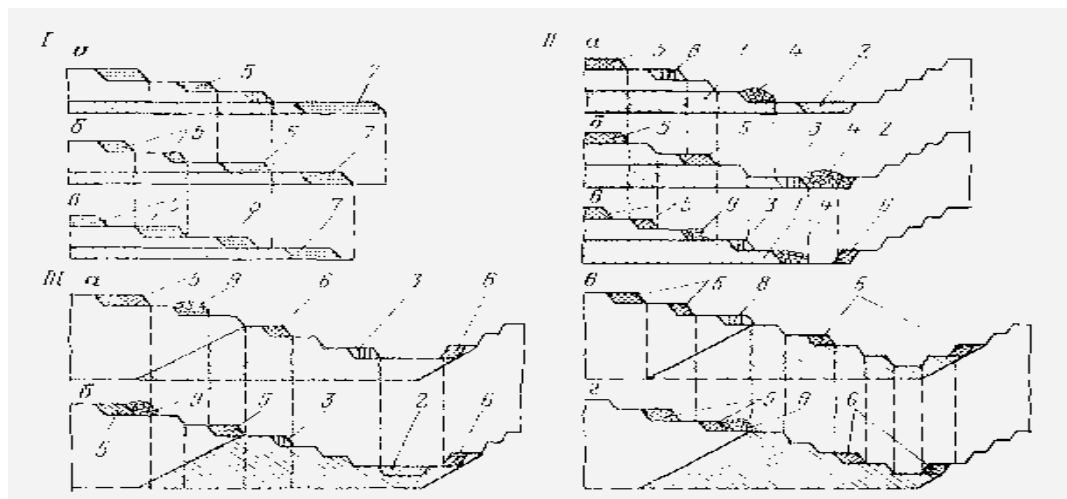


Рис. 13.3. Схематическое изображение запасов горной массы (текущих) при разработке горизонтальных залежей с мягкими (I) и скальными (II) породами и при разработке крутых залежей (III):

а, б, в, г — последовательное изменение запасов; 1 — полезное ископаемое; 2 — подготовленные запасы полезного ископаемого; 3 и 4 — соответственно обуренный и взорванный объем подготовленного полезного ископаемого; 5 и 6 — вскрытый объем породы и вскрытые запасы полезного ископаемого соответственно; 7 — готовые к выемке запасы полезного ископаемого; 8 и 9 — соответственно обуренный и взорванный объемы породы.

Готовых к выемке запасов должно быть достаточно для ритмичной работы выемочно-погрузочного оборудования, а в добычной зоне — также для обеспечения необходимого сортамента полезного ископаемого и текущих плановых показателей по качеству. В настоящее время на мощных карьерах готовые к выемке запасы горной массы на один экскаватор составляют, как правило, не менее его месячной производительности. Подготовленные и вскрытые запасы на любой момент времени должны обеспечить готовые к выемке запасы. Плановые подготовленные и вскрытые запасы горной массы и полезного ископаемого необходимы для обеспечения выполнения проектных объемов вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ при принятом порядке их производства. Объем и местоположение этих запасов устанавливаются при годовом планировании горных работ с учетом возможности временного прекращения работ на отдельных или всех вскрышных уступах, изменения качества полезного ископаемого в недрах и т. д. Плановые запасы горной массы определяются подвиганием всех нижних уступов относительно какого-либо верхнего, остановленного (рис. 8.4).

К моменту сдачи карьера в эксплуатацию подготовленных запасов полезного ископаемого при круглогодичной работе должно быть достаточно для выполнения не менее трехмесячного плана добычи первого года эксплуатации, а при сезонной работе — не менее шести- или семимесячного плана. Подготовленные и вскрытые запасы подсчитывают методом горизонтальных сечений на плане горных работ, выполненном в масштабе не менее 1 : 1000. Для этого на каждом горизонте между нижней и верхней бровкой смежных уступов определяют площади подготовленных, вскрытых и готовых к выемке запасов, соответствующую среднюю высоту уступа и плотность вскрышных пород и полезного ископаемого. Результаты расчетов определяются в объемах и тоннах запасов горной массы, руды (и тоннах металлов) по их видам.

В практике открытой разработки угля, различных руд и строительных горных пород широко пользуются понятиями вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов применительно только к полезному ископаемому. Даже в одном ведомстве пока не удастся строго увязать определение запасов и их графическую интерпретацию применительно ко всему разнообразию условий залегания полезных ископаемых, особенно при перемежаемости в пределах уступа вскрышных пород, забалансовых и балансовых полезных ископаемых.

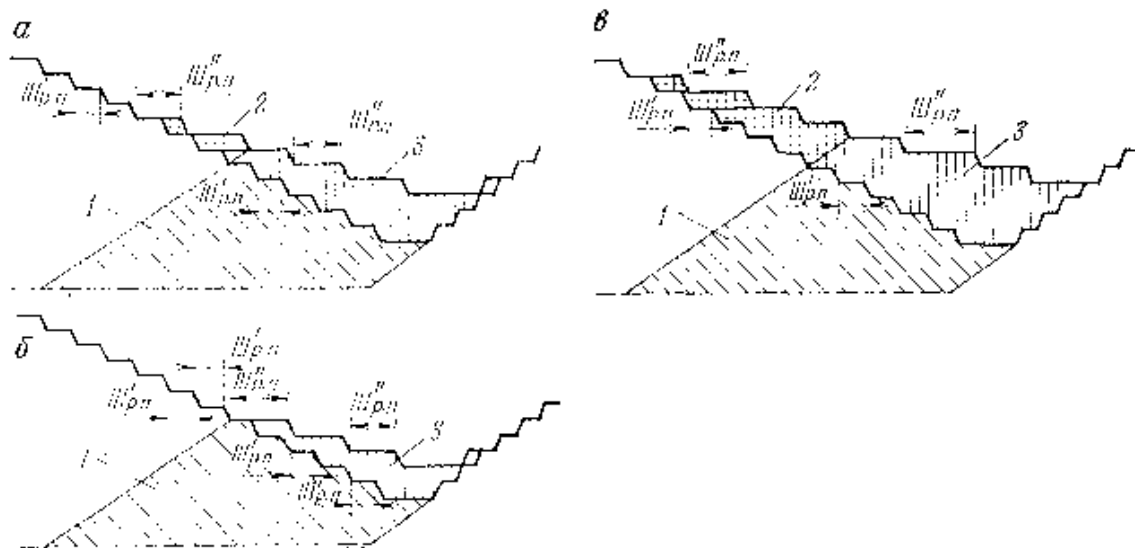


Рис. 13.4. Схемы к определению плановых запасов горной массы:

а, б и в — соответственно при остановке промежуточного, всех и верхнего вскрышного уступов; 1 — полезное ископаемое; 2 и 3 — соответственно объемы пород и запасы полезного ископаемого; Ш'р.п и Ш''р.п — соответственно минимальная и фактическая ширина рабочих площадок.

Опорные слова: рабочий и нерабочий фронт, уступ, предохранительная и транспортная берма, фронт, рабочая зона, борт карьера, вскрышные уступы, добычные уступы, число блоков панелей, интенсивные и неинтенсивные горные работы, сплошные зоны, объем, подготовленные запасы, вскрытые, готовые к выемке, текущие, плановые.

Контрольные вопросы:

1. Что называется рабочей зоной карьера?
2. Какие горные работы различают на каждом уступе рабочей зоны?
3. Какие запасы называются подготовленными?
4. Какие запасы называются вскрытыми?
5. Что Вы понимаете под готовыми к выемке запасами горной массы?

Литература:

1. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., «Недра», 1980, 631 с.
2. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация. М., «НЕДРА», 1985.
3. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Изд. 2. М., «НЕДРА», 1975.

Курс:

«ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел третий.

СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Лекция 14

КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Технология обучения на лекцию

Время - 2 час	Количество студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1. Общие понятия. 2. Классификация систем разработки по В.В.Ржевскому. 3. Классификация систем разработки по Е.Ф.Шешко. 4. Классификация систем разработки по Н.В.Мельникову.
<i>Цель учебного занятия:</i> изучение применяемых систем разработок при добыче полезных ископаемых открытым способом.	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">• кратко о общих панятиях;• что такое система разработка;• чем отличается системы разработки;	<i>Результаты учебной деятельности:</i> <p>Студент должен узнать:</p> <ul style="list-style-type: none">- Что Вы понимаете под системой разработки?- Какие системы называются сплошными?- Какие системы разработки называются
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах.
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта лекции

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Что Вы понимаете под системой разработки? - Какие системы называются сплошными? - Какие системы разработки называются углубочными? - Охарактеризуйте классификацию систем разработки по направлению перемещения вскрышных пород в отвалы. - Охарактеризуйте классификацию систем разработки по способу производства вскрышных работ. - Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос. <p>2.2. Последовательно излагает материал</p>	<p>2.1. Слушают.</p> <p>По очереди отвечают на вопросы.</p> <p>Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы,</p>
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Общие понятия.

Под системой открытой разработки месторождения понимается порядок и последовательность выполнения открытых горных работ в пределах карьерного поля или его участка. Система должна обеспечить безопасную, планомерную и экономичную комплексную разработку всех полезных ископаемых, требуемую производственную мощность предприятия, полное извлечение запасов, охрану недр и окружающей среды.

В общем случае горные работы включают добычные, вскрышные и горно-подготовительные работы.

При добыче малоценных полезных ископаемых, выходящих непосредственно на поверхность, вскрышные работы могут отсутствовать или не иметь существенного значения. В таких случаях системой разработки является порядок и последовательность выполнения добычных работ и работ по вскрытию и подготовке горизонтов в пределах карьерного поля.

Иногда при разработке горизонтальных месторождений после окончания горно-строительных работ нет необходимости во вскрытии новых горизонтов; в таких случаях система разработки характеризуется только порядком и последовательностью выполнения вскрышных и добычных работ.

Естественно, что система разработки связана с применяемыми комплексами оборудования на карьере. *Если система разработки определяет порядок и последовательность выполнения горных работ, то комплексы оборудования определяют виды, мощность и расстановку оборудования, обеспечивающего производство горных работ в установленном объеме и порядке.* Ниже их классификации рассматриваются отдельно, так как в системах разработки, независимо от средств механизации горных работ, существует своя последовательность и закономерность производства вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ.

По степени взаимной зависимости вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ различают системы разработки:

зависимые (жестко зависимые), при которых существует жесткая зависимость между вскрышными, добычными и горноподготовительными работами в отношении последовательности их выполнения во времени и пространстве; при этом плановые вскрытые запасы полезного ископаемого весьма ограничены (обычно на срок не более 15—45 дней) и порядок ведения горных работ строго регламентируется календарным планом;

полузависимые, при которых вскрышные, добычные и горно-подготовительные работы выполняются без жесткой взаимной увязки во времени; плановые вскрытые запасы могут быть значительными (на период до 3—6 мес); порядок ведения работ регулируется годовым календарным планом, предусматривающим существенные резервы времени между указанными видами работ, что позволяет выполнять их с различной интенсивностью;

независимые, при которых вскрышные, добычные и горно-подготовительные работы выполняются практически независимо друг от

друга; при этом вскрытые запасы полезного ископаемого почти не ограничиваются организацией работ и резервы времени в их проведении весьма значительны.

При разработке горизонтальных или пологих залежей по окончании горно-подготовительных работ создается первичный фронт вскрышных и добычных работ карьера; возобновление горно-подготовительных работ возможно при реконструкции карьера. Таким образом, системы разработки горизонтальных и пологих залежей в период эксплуатации характеризуются только порядком и последовательностью ведения вскрышных и добычных работ и изменением длины фронта работ или высоты отдельных уступов и размеров рабочих площадок. Такие системы разработки называются *сплошными*.

При разработке наклонных и крутых залежей горно-подготовительные работы ведутся как в период строительства, так и при эксплуатации карьера для создания фронта добычных и вскрышных работ. В состав горно-подготовительных работ в эксплуатационный период входят вскрытие и нарезка новых рабочих горизонтов. Таким образом, системы разработки при наклонных и крутых залежах характеризуются порядком выполнения вскрышных, добычных и регулярных горно-подготовительных работ. Такие системы могут быть названы *углубочными*.

При разработке месторождений нагорного типа применяют системы первой группы. При крутых склонах и крутом наклонном падении залежей применяются системы второй группы. При разработке сложных по топографическим и горно-геологическим условиям месторождений в пределах одного карьерного поля могут одновременно применяться системы из обеих групп.

По направлению подвигания фронта горных работ в плане различают системы разработки:

продольные, при которых однобортовой или двухбортовой фронт вскрышных и добычных работ перемещается параллельно длинной оси карьерного поля;

поперечные, при которых однобортовой или двухбортовой фронт вскрышных и добычных работ перемещается параллельно короткой оси карьерного поля;

веерные, при которых фронт вскрышных и добычных работ перемещается по вееру с центральным (общим) или рассредоточенными (два и более) поворотными пунктами;

кольцевые, при которых рабочая зона охватывает все борта по периметру карьера и разработка производится кольцевыми полосами от центра к границам карьерного поля или от границ к центру.

При всех вариантах систем разработки основное значение имеет место расположения отвалов (внешние, внутренние или смешанные отвалы), определяющие направление перемещения вскрышных пород.

Классификация систем разработки в соответствии с указанными основными признаками приведена в табл. 14.1, а графическая показана на рис. 9.1. Указанная классификация, в основу которой положены горно-

геологические и геометрические предпосылки, характеризует сущность технологии открытых горных работ и облегчает последующий расчет систем разработок. Обоснование систем разработки предусматривает установление количественных зависимостей между основными размерами залежи, карьерного поля, параметрами элементов системы разработки, параметрами и расстановкой оборудования и производственной мощностью карьера по добычным, вскрышным и горно-подготовительным работам.

Выбор систем разработки основан на следующих положениях:

1. *Установление для конкретных условий максимально возможной по природным и техническим условиям производственной мощности карьера по полезному ископаемому.* Максимальная мощность карьера зависит от характера комплексной механизации горных работ, закладываемой в основу расчетов системы разработки. Такие расчеты производятся при проектировании новых и реконструкции действующих карьеров.
2. *Обеспечение заданной плановой производственной мощности действующего карьера по полезному ископаемому.* При расчетах также задаются возможными к применению комплексами оборудования. Задачи этого направления решаются при проектировании карьеров и при техническом обосновании планов добычных и вскрышных работ на действующих предприятиях.
3. *Сведение затрат на вскрышные и добычные работы к минимуму (при известных комплексах оборудования и производственной мощности по полезному ископаемому).* Такой расчет может быть произведен для нескольких вариантов мощности и комплексов оборудования.

Интенсификация и концентрация горных работ способствует наиболее полному использованию горного и транспортного оборудования. Поэтому реализация максимально возможной по горным условиям производственной мощности карьера связана в большинстве случаев с достижением оптимальных технико-экономических результатов разработки.

Исходными данными для обоснования и исследования системы разработки служат отправные сведения о месторождении и о карьерном поле, о применяемых режиме горных работ, способах вскрытия и возможных для использования комплексах оборудования.

Таблица 14.1. Классификация систем открытой разработки месторождений.

Индекс системы	Группа систем	Индекс подгруппы	Подгруппа	Индекс системы	Система разработки
С	Сплошные	СД	Сплошные продольные	СЛО СЛД	Сплошная продольная однообортовая Сплошная продольная двухобортовая
		СП	Сплошные поперечные	СПО СПД	Сплошная поперечная однообортовая Сплошная поперечная двухобортовая
		СВ	Сплошные веерные	СВЦ СВР	Сплошная веерная центральная Сплошная веерная рассредоточенная
		СК	Сплошные кольцевые	СКЦ СКП	Сплошная кольцевая центральная Сплошная кольцевая периферийная
У	Углубочные	УД	Углубочные продольные	УДО УДД	Углубочная продольная однообортовая Углубочная продольная двухобортовая
		УП	Углубочные поперечные	УПО УПД	Углубочная поперечная однообортовая Углубочная поперечная двухобортовая
		УВ УК	Углубочные веерные Углубочные кольцевые	УВР УКЦ	Углубочная веерная рассредоточенная Углубочная кольцевая центральная
УС	Смешанные (углубоно-сплошные)	—		То же, в различных сочетаниях	

Примечание. К наземной системе добавляется ее внешний или внутренний отделы.

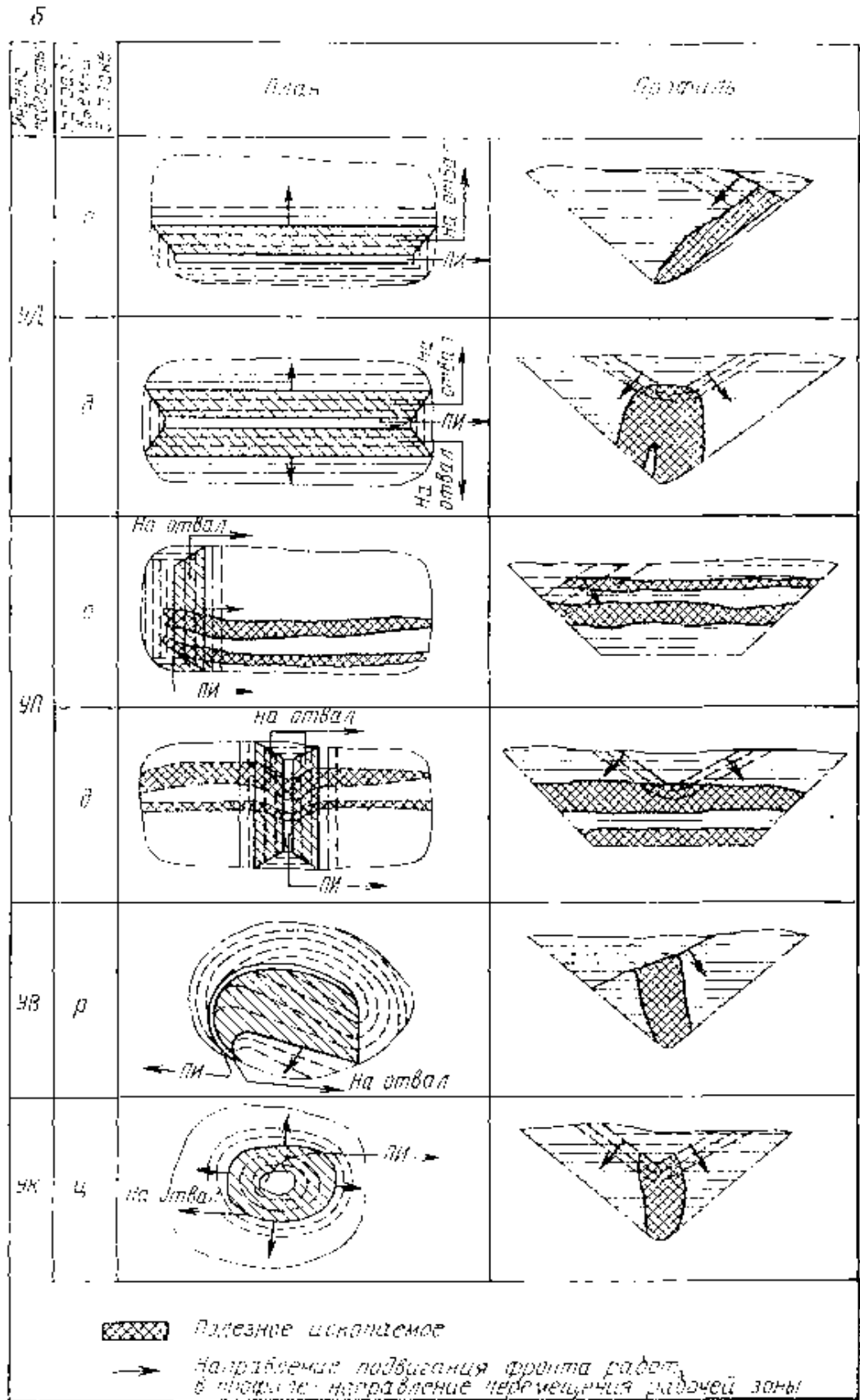


Рис. 14.1. Системы открытой разработки месторождений полезных ископаемых:
 а – сплошные; б – углубочные; о, д, ц, п и р – направление выемки в плане соответственно
 однобортовое, двухбортовое, центральное, периферийное и рассредоточенное.

Классификации систем разработки по направлению перемещения и способу производства вскрышных работ

В 1947 г. проф. Е. Ф. Шешко предложил классификацию систем разработки по направлению перемещения вскрышных пород в отвалы. По этому признаку выделяются (рис. 9.2):

А. Системы с поперечным перемещением породы в отвалы без применения транспортных средств; эти системы разработки могут быть названы также бестранспортными.

Б. Системы с продольным (фронтальным) перемещением породы в отвалы с применением транспортных средств; эти системы могут быть названы также транспортными.

В. Комбинированные системы с поперечным и продольным перемещением породы в отвалы; эти системы разработки имеют одновременно признаки бестранспортных и транспортных систем.

Далее в основу разделения указанных групп (*А, Б, В*) на самостоятельные системы разработки положены способы производства и степень трудности выполнения транспортных и отвальных работ.

Группа *А* по способу производства транспортных и отвальных работ разделена на системы *А-1, А-2* и *А-3*. Отдельно выделяется система *Л-0* при незначительном объеме вскрышных работ. Группа *Б* по относительной сложности транспортирования пород разделена на системы *Б-4, Б-5* и *Б-6*.

К группе *В* относятся две системы разработки — по одной из бестранспортной и транспортной групп. Эта группа разделяется на системы *В-7* и *В-8* по признаку относительного преобладания бестранспортного или транспортного перемещения вскрышных пород.

В 1952 г. акад. Н. В. Мельниковым была предложена классификация систем разработки по способу производства вскрышных работ. По этой классификации все системы разработки разделены на пять групп.

При *бестранспортной системе разработки* перемещение породы из забоя во внутренний отвал производится вскрышными экскаваторами (мехлопатами или драглайнами).

В группу *транспортно-отвальных* включены системы разработки, при которых вскрышные породы перемещаются на внутренние отвалы посредством транспортно-отвальных мостов и консольных отвалообразователей.

В группу *специальных* включены системы разработки, при которых вскрышные породы удаляются башенными экскаваторами, колесными скреперами, гидромеханизированным способом или кабель-кранами. К ним можно отнести также разработку вскрышных пород бульдозерами, канатными скреперами и другим специальным оборудованием.

К *транспортным* отнесены системы разработки, при которых вскрышные породы перемещаются на отвалы средствами транспорта. Эти системы более сложны и менее экономичны по сравнению с бестранспортными, но они могут применяться при любых условиях залегания месторождения и поэтому являются наиболее распространенными.

Комбинированные системы могут применяться при разработке горизонтальных и пологих залежей с мощной толщей покрывающих пород

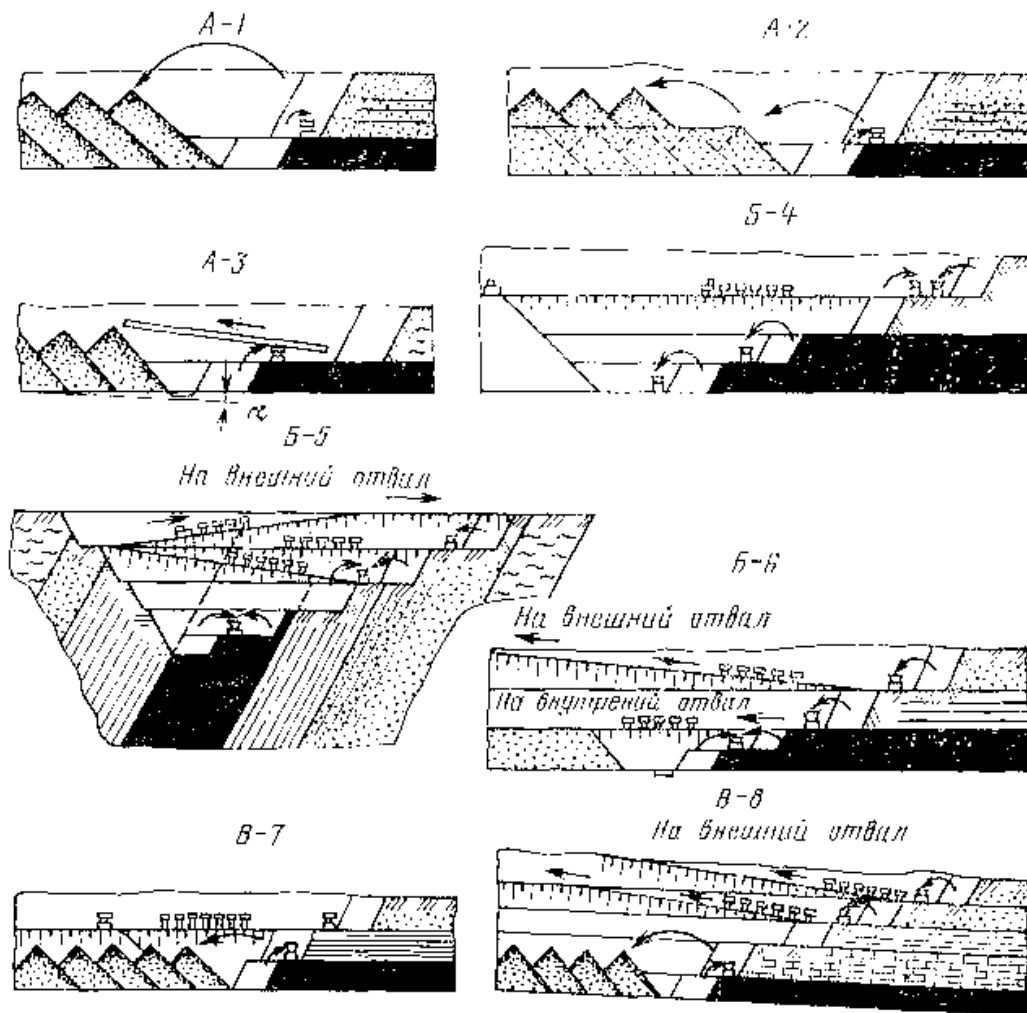


Рис. 14.2. Системы открытой разработки месторождений (по Е. Ф. Шешко)

Опорные слова: порядок, последовательность, зависимые, полузависимые, независимые, сплошные, углубочные, продольные, поперечные, веерные, кольцевые, положения, направление перемещения вскрышных пород в отвалы, способ производства вскрышных работ.

Контрольные вопросы:

1. Что Вы понимаете под системой разработки?
2. Какие системы называются сплошными?
3. Какие системы разработки называются углубочными?
4. Охарактеризуйте классификацию систем разработки по направлению перемещения вскрышных пород в отвалы.
5. Охарактеризуйте классификацию систем разработки по способу производства вскрышных работ.

Литература:

- 1. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1982.*
- 2. Открытые горные работы. Справочник. Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Виницкий К.Е. и др./М., Горное бюро, 1994, 590 с.*
- 3. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., «Недра», 1980, 631 с.*
- 4. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация. М., «НЕДРА», 1985.*
- 5. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Изд. 2. М., «НЕДРА», 1975.*
- 6. Симкин Б.А. Технология и процессы открытых горных работ. М., Недра, 1970.*
- 7. Теория и практика открытых разработок. Изд. 2. Под общей ред. Н.В. Мельникова. М., Недра , 1979.*

Курс:

«ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел пятый.

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ПРИ СПЛОШНЫХ СИСТЕМАХ
РАЗРАБОТКИ.

Лекция 15

ПРОДОЛЬНЫЕ, ПОПЕРЕЧНЫЕ, ВЕЕРНЫЕ И КОЛЬЦЕВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Технология обучения на лекцию

Время - 2 час	Количество студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1.Продольные системы разработки. 2.Поперечные системы разработки. 3.Веерные системы разработки. 4.Кольцевые системы разработки.
<i>Цель учебного занятия:</i> ознакомление с видами сплошных систем разработки	
<i>Задачи преподавателя:</i> • Ознакомить о разработке горных пород. и системах разработки;	<i>Результаты учебной деятельности:</i> Студент должен узнать: - Охарактеризуйте продольную систему разработки. - При каких случаях используют поперечные однобортовые системы разработки?
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах.
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта лекции

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы: - Охарактеризуйте продольную систему разработки. - При каких случаях используют поперечные однобортовые системы разработки? - Какие комплексы оборудования применяют при продольных системах разработки? - При каких случаях применяют веерные системы разработки? - При каких случаях применяют кольцевые системы разработки?	2.1. Слушают. По очереди отвечают на вопросы. Слушают правильный ответ. 2.2. Обсуждают содержание схем
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Продольные системы разработки.

Продольные и поперечные системы разработки предпочтительны при вытянутых залежах, имеющих в плане форму, близкую к прямоугольнику или вытянутому овалу.

Продольная односторонняя система разработки горизонтальными слоями широко распространена при больших карьерных полях вытянутой формы; она позволяет применять:

комплексы ВО и ЭО при кратчайшем расстоянии перемещения вскрышных пород во внутренние отвалы;

комплексы ВТО и ЭТО с перемещением пород транспортными средствами по фронту работ;

те же комплексы одновременно для перевалки пород нижнего уступа во внутренние отвалы и перемещения пород верхних уступов транспортными средствами на внешние или внутренние отвалы.

Добычные работы ведут с применением, как правило, независимого выемочно-погрузочного и транспортного оборудования.

Для продольной односторонней системы характерно параллельное перемещение фронта работ уступов. При этом ширина разрабатываемой панели или заходки по всей длине фронта одинакова.

Транспортные коммуникации включают забойные пути или дороги З, соединительные пути на бермах М и пути капитальной траншеи К (рис. 15.1, а). Пункт примыкания передвижных (забойных) путей к стационарным путям переносят по мере перемещения фронта, само примыкание осуществляется на соединительных бермах, оставляемых на нерабочем борту карьера, а соединительные пути периодически удлиняют. Схема движения средств транспорта при перенесении пункта примыкания не меняется.

При использовании комплексов ЭТО и ЭТР продольные параллельные экскаваторные заходки (по простиранию залежи) обеспечивают достаточный фронт для размещения двух-трех экскаваторов на уступе, следующих с некоторым отставанием один за другим. При железнодорожном транспорте необходимо систематически переносить криволинейную часть пути (см. рис. 15.1, а).

Параллельное перемещение фронта горных работ типично при использовании мехлопат и роторных экскаваторов в комплексе с колесным и конвейерным транспортом. Сравнительно редко его применяют при цепных экскаваторах и транспортно-отвальных мостах; при этом на площадках устраивают большое число путей, и перенос их на криволинейных участках сложен и трудоемок.

Продольная двухсторонняя система разработки горизонтальными слоями иногда применяется при весьма больших карьерных полях и значительных запасах полезного ископаемого. При этой системе создаются предприятия большой производственной мощности, особенно в тех случаях, когда наименьшая мощность вскрышных пород приходится на середину карьерного поля.

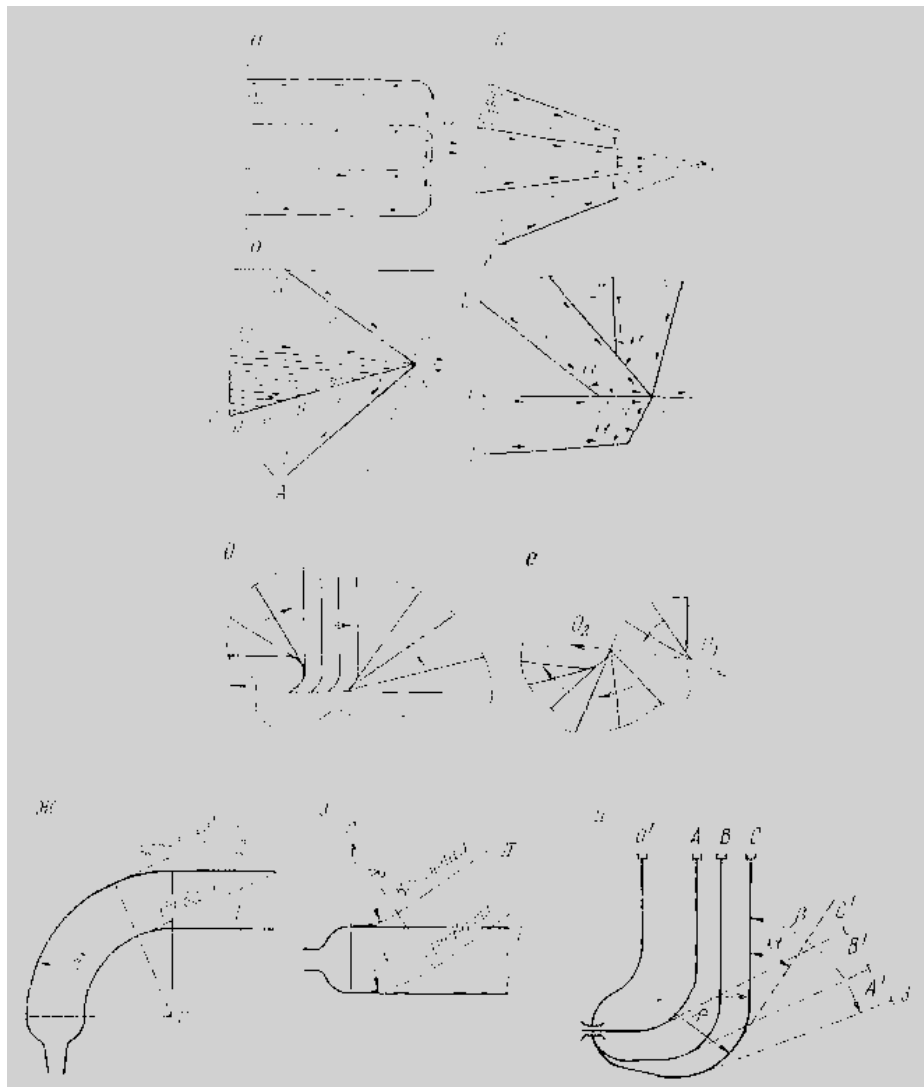


Рис. 15.1. Схемы перемещения фронта работ:

I – IV – последовательность положения фронта работ; А, В, С и А', В', С' — положения забойных путей соответственно до и после поворота на угол β ; О' — отвальный путь.

Поперечные однобортные системы разработки используют:

при относительно узких и вытянутых или рассредоточенных залежах, когда фронт горных работ располагать параллельно длинной оси карьерного поля нецелесообразно из-за большого объема горно-капитальных работ и короткого периода эксплуатации;

при больших (и близких по величине) длине и ширине карьерного поля, когда расположение фронта работ параллельно короткой оси карьера достаточно для размещения одного мощного комплекса вскрышного оборудования.

В первом случае обычно применяют комплексы ЭАО, а во втором случае — комплексы ЭО, ВО или ВКО.

Веерная центральная система разработки эффективна при округлой и близкой к треугольной конфигурации карьерного поля, позволяющей удобно расположить постоянный поворотный пункт. В редких случаях применяется двухбортная веерная система разработки.

При веерном развитии перемещение фронта работ происходит по мере отработки уступов так, что начало его находится всегда у постоянного поворотного пункта О, а конец описывает часть окружности радиусом,

равным длине уступа (рис. 15.1, б). При этом скорости подвигания отдельных мест фронта изменяются от нуля у поворотного пункта до максимума в торце уступа.

Уступы отрабатывают заходками переменной ширины, имеющими в плане форму треугольника или трапеции, или заходками постоянной ширины, но при разном их числе на отдельных участках фронта работ и периодической выемке «клиньев» у начала каждой заходки.

Веерную систему обычно применяют при разработке мягких пород комплексами с цепными экскаваторами и железнодорожным транспортом при передвижке железнодорожных путей путепередвижателями непрерывного действия. В течение определенного числа смен экскаваторы осуществляют выемку породы на соответствующих пикетах (0—10) таким образом, что на начальные пикеты (0—1) приходится одна единица подвигания фронта, в то время как на конечных пикетах (9—10) подвигание составляет девять единиц.

Положение поворотного пункта при отработке карьерного поля остается неизменным, производят только «развертывание» кривых поворотного пункта, отрабатывая один торец карьера. Протяженность фронта работ остается неизменной. При веерном перемещении фронта возможны только односторонний транспортный доступ к уступам и тупиковая схема движения поездов в пределах горизонта при железнодорожном транспорте. Благодаря постоянному поворотному пункту облегчается примыкание путей капитальной траншеи к путям рабочих горизонтов карьера и исключается необходимость систематического выполнения трудоемких работ по переносу криволинейных участков путей. Сокращается расстояние перемещения горной массы, а в ряде случаев и объем горно-подготовительных работ. У пункта примыкания путей удобно размещать промышленные сооружения (тяговые подстанции, депо, мастерские, и т.п.) и постоянные водоотливные установки. Наличие минимального числа стрелочных переводов позволяет применять путепередвижные машины непрерывного действия.

При использовании комплексов с цепными экскаваторами характерно сезонное ведение вскрышных работ и круглогодичное — добычных работ. Поэтому необходимо иметь значительный объем вскрытых и готовых к выемке запасов полезного ископаемого на зимний период. Для его увеличения иногда центр поворотного пункта выносят за контур карьера (рис. 15.1, в) или применяют смешанное веерное и параллельное перемещение фронта (рис. 15.1, г). В этом случае целик вскрытых запасов в плане приобретает форму трапеции, а его относительный объем увеличивается. За период работы карьера система разработки может изменяться: одну часть карьерного поля отрабатывают с применением продольной системы разработки, а другую — веерной системы разработки (рис. 15.1, д). При веерном перемещении фронта поворотный пункт переносят с изменением направления разворота веера (рис. 15.1, е). Конструкцию поворотного пункта выбирают, исходя из требований полноты отработки карьерного поля, надежной работы транспорта в течение

всего периода эксплуатации карьера и минимального объема горно-капитальных работ.

Центр поворота может размещаться со стороны нерабочего борта карьера (рис. 15.1, ж) и со стороны рабочего его борта (рис. 15.1, з). В первом случае по мере поворота увеличивается длина фронта работ и возрастает площадь участка карьерного поля, обрабатываемого при одном положении поворотного пункта. Однако при этом увеличивается объем работ по его сооружению. По мере подвигания фронта работ рельсовые пути перемещают, но они постоянно располагаются по касательным к соответствующим кривым поворотного пункта. При подвигании фронта работ и повороте забойных путей на угол β (рис. 15.1, и) часть кривой поворотного пункта выпрямляется и длина фронта увеличивается. Угол поворота веера β выбирают из условия наибольшей возможной площади карьерного поля, обрабатываемой без переукладки стационарных путей; при углах $\beta > 180^\circ$ возникают определенные трудности.

Кольцевую центральную систему разработки применяют в отдельных случаях, когда участки с небольшой мощностью вскрышных пород или с полезным ископаемым лучшего качества приурочены к середине карьерного поля, а также при его благоприятных очертаниях (рис. 15.2, а и б). Вскрышные породы перемещают на внутренние и внешние отвалы, поскольку вместимости внутренних отвалов недостаточны для размещения всего объема вскрышных пород. Наиболее удобно при такой системе перемещать вскрышные породы и полезное ископаемое с применением автотранспорта (см. рис. 15.2, а).

Если залежь полезного ископаемого имеет округлую форму в плане и мощность вскрышных пород минимальная на отдельных участках поля и максимальная в его середине, экономически выгодно применять кольцевую периферийную систему разработки (рис. 15.2, в).

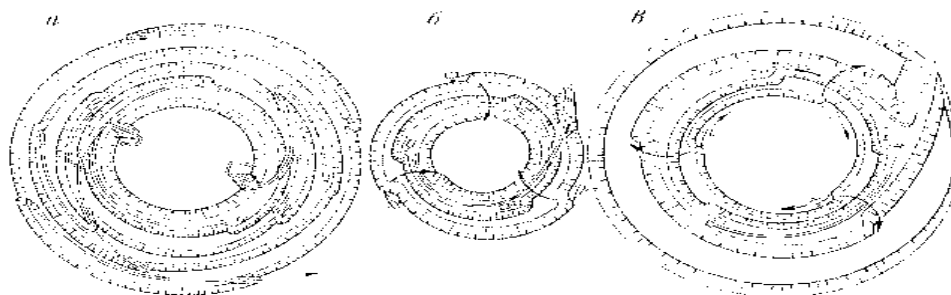


Рис. 15.2. Сплошные кольцевые системы разработки.

Опорные слова: вытянутая залежь, большие карьерные поля, продольная однобортная, продольная двухбортная, поперечная однобортная, веерная центральная, комплексы ВО, ЭО, ВТО и ЭТО.

Контрольные вопросы:

1. Охарактеризуйте продольную систему разработки.
2. При каких случаях используют поперечные однобортные системы разработки?
3. Какие комплексы оборудования применяют при продольных системах разработки?
4. При каких случаях применяют веерные системы разработки?
5. При каких случаях применяют кольцевые системы разработки?

Литература:

1. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1982.
2. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., «Недра», 1980, 631 с.
3. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Изд. 2. М., «НЕДРА», 1975.
4. Симкин Б.А. Технология и процессы открытых горных работ. М., Недрa, 1970.
5. Теория и практика открытых разработок. Изд. 2. Под общей ред. Н.В. Мельникова. М., Недрa , 1979.

Курс:

«ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел пятый.

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ПРИ СПЛОШНЫХ СИСТЕМАХ
РАЗРАБОТКИ.

Лекция 16

ВСКРЫТИЕ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ ПРИ СПЛОШНЫХ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ

Технология обучения на лекцию

Время - 2 час	Количество студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1. Бестраншейное вскрытие. 2. Вскрытие внешними траншеями. 3. Вскрытие внутренними траншеями. 4. Вскрывающие трассы.
<i>Цель учебного занятия:</i> ознакомление с видами вскрытия при сплошных системах разработки..	
<i>Задачи преподавателя:</i> • Ознакомить с видами вскрытия при сплошных системах.	<i>Результаты учебной деятельности:</i> Студент должен узнать: Условия применявшие внешние отдельные траншеи? Схемы вскрывающих трасс для горизонтальных и пологих залежей. Одноступенчатая тупиковая трасса. Схемы с параллельным использованием вскрывающих трасс. - Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах.
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта лекции

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы: Для каких месторождений характерно бестраншейное вскрытие? При каких случаях применяют внешние отдельные траншеи? Чем различаются схемы вскрывающих трасс для горизонтальных и пологих залежей? Чем характеризуется одноступенчатая тупиковая трасса? При каких случаях применяют схемы с параллельным использованием вскрывающих трасс?</p> <p>- Для ответа на вопросы организует работу в парах. Проводит блиц-опрос.</p> <p>2.2. Последовательно излагает материал лекции по вопросам плана, использует визуальные материалы. Акцентирует внимание на ключевых моментах темы, предлагает их записать.</p>	<p>2.1. Слушают. По очереди отвечают на вопросы. Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы. Записывают главное.</p>
3- этап. Заключительный (10 мин.)	3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.	3.1. Отвечают на вопрос.

Бестраншейное вскрытие.

Бестраншейное вскрытие характерно:

при разработке месторождений с использованием башенных экскаваторов и канатных скреперов;

для вскрышных горизонтов при использовании комплексов оборудования ВО, ЭО, ВКО и ЭКО при внутреннем отвалообразовании (рис. 16.1, б, в и е), а также для добычных горизонтов при использовании межступенных перегружателей — конвейерных мостов;

при нарезке передовых уступов в результате повышения рельефа поверхности, транспортный доступ к которым осуществляется непосредственно с поверхности (см. рис. 16.1, в);

при использовании бульдозерных и скреперных комплексов, если движение машин на подъем (спуск) осуществляется по выположенному откосу уступа;

в случаях применения гидромеханизированных и дражных комплексов оборудования.

Внешние отдельные траншеи типичны для вскрытия:

одного добычного горизонта при разработке горизонтальных (см. рис. 16.1, б, в, г и н) и пологих залежей, если угол падения последних β не превышает допустимого подъема i для принятого вида транспорта ($\text{tg } \beta \leq i$) (рис. 16.1, о);

одного вскрышного горизонта при использовании скреперных и бульдозерных комплексов;

одного-двух вскрышных горизонтов при автомобильном или конвейерном транспорте и внешнем отвалообразовании (рис. 16.1, г);

одного вскрышного горизонта при железнодорожном транспорте и другом виде транспорта на добычных работах.

Внешние групповые траншеи в аналогичных условиях применяют для вскрытия:

двух (реже более) добычных горизонтов;

всех вскрышных горизонтов при использовании железнодорожного, а на добычных работах — конвейерного, автомобильного или железнодорожного (при рассредоточении вскрышного и добычного грузопотоков) транспорта, когда $\text{tg } \beta \leq i$;

группы верхних вскрышных горизонтов при железнодорожном транспорте, когда нижний вскрышной уступ отрабатывают с применением экскаваторно-отвального комплекса, а добычной — другим видом транспорта.

Внешние общие траншеи применяют для вскрытия горизонтальных пологих ($\text{tg } \beta \leq i$) залежей при использовании железнодорожного транспорта (рис. 16.1, а).

Внутренние траншеи часто применяют для вскрытия всех или группы верхних вскрышных горизонтов при автомобильном транспорте (рис. 16.1, д, е, н и п).

Траншеи смешанного заложения (внешние и внутренние) типичны для вскрытия пологих месторождений при использовании железнодорожного транспорта (рис. 16.1, *ж, з, и, к, л, м, о и п*). Нередко они применяются при разработке горизонтальных и пологих залежей ограниченных размеров с использованием автомобильного транспорта.

На рабочие горизонты, где применяется железнодорожный и конвейерный транспорт, а также комплексы ВО и ЭО, как правило, проводят вспомогательные автомобильные съезды (см. рис. 16.1, *в*).

Схемы вскрывающих трасс для горизонтальных и пологих залежей различаются: видами применяемых вскрывающих выработок; числом рабочих горизонтов, вскрываемых общей трассой; числом траншей, имеющих разные трассы; местоположением внешних и внутренних траншей относительно контура карьерного поля (рабочий и нерабочий продольный или торцовый борт, внутренние отвалы, комбинации их); формой трасс траншей и числом горизонтов, вскрываемых прямым отрезком трассы.

Конкретные способы вскрытия характеризуются сочетанием указанных выше факторов, принимаемых с учетом горно-геологических и горно-технических условий на начало, на отдельные этапы и окончание разработки месторождения. Поэтому *эти способы вскрытия индивидуальны и практически не повторяют друг друга.*

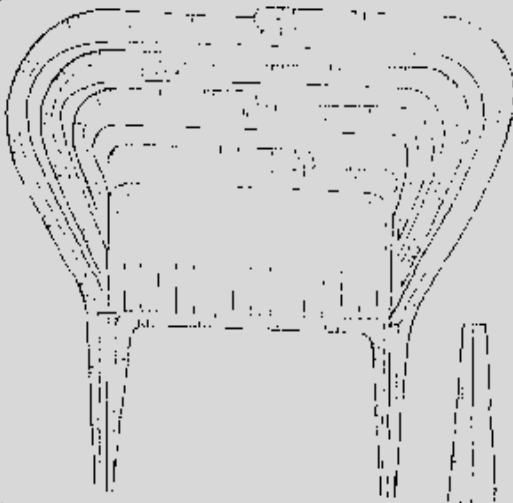
При разработке горизонтальных и пологих залежей основные группы схем вскрывающих трасс различаются положением оси вскрывающих выработок относительно контура карьера.

Вскрытие с применением одной фланговой внешней общей траншеи типично для одинарного тупикового фронта при продольной однобортовой и веерной системах разработки и использовании комплексов ЭЖО и ЭЖР. Две фланговые траншеи характерны при сквозном одинарном и сдвоенном тупиковом фронте горных работ (рис. 16.1, *а*). Одной центральной траншеей в некоторых случаях вскрываются россыпи и месторождения строительных горных пород при использовании автотранспорта и подготовке горизонтов разрезными траншеями или котлованами.

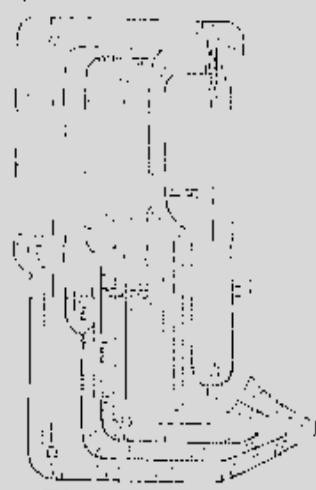
Отдельные и групповые внешние траншеи применяются при разработке месторождений небольших размеров в плане и по глубине (россыпей, строительных горных пород) при использовании скреперов, погрузчиков, автотранспорта, реже — конвейерного транспорта (см. рис. 16.1, *з*).

Схемы вскрывающих трасс внутреннего заложения широко применяются в период строительства карьеров при работе комплексов ЭАО. Траншеи в основном групповые или общие; применяются и временные съезды, размещаемые на рабочем борту карьера (см. рис. 16.1, *д*). При перевалке пород нижнего вскрышного уступа в выработанное пространство вскрытие добычного горизонта при автотранспорте в ряде случаев осуществляется с использованием внутренних полустационарных съездов по торцовым бортам карьера (см. рис. 16.1, *е*).

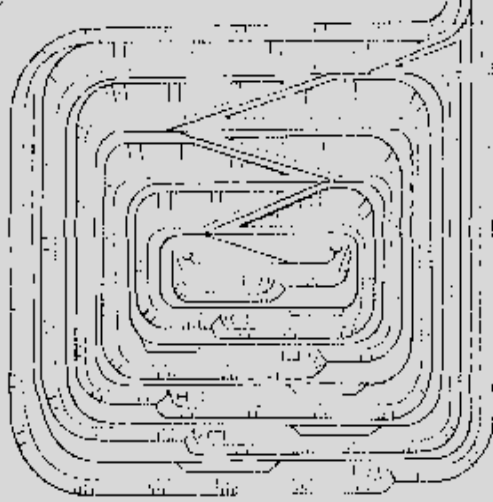
А



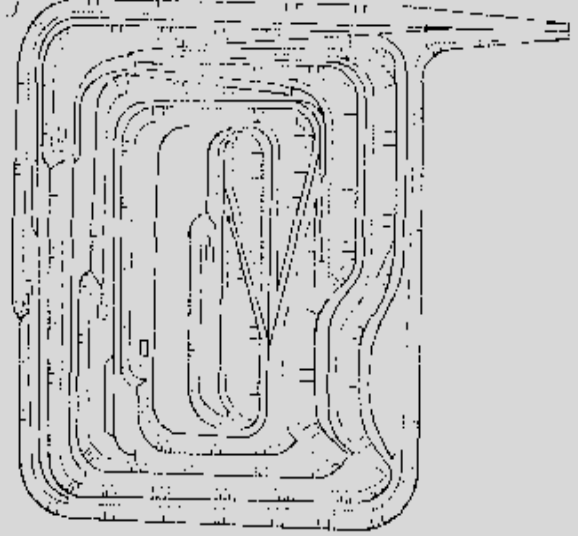
Б



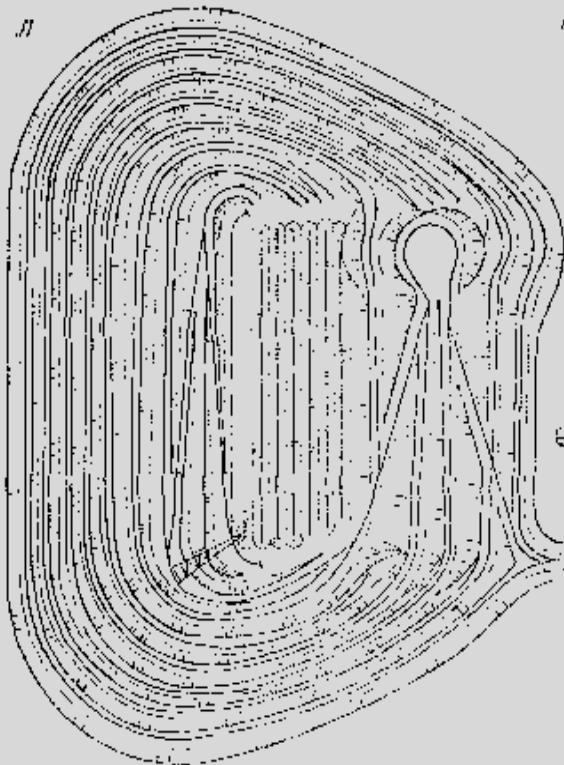
В



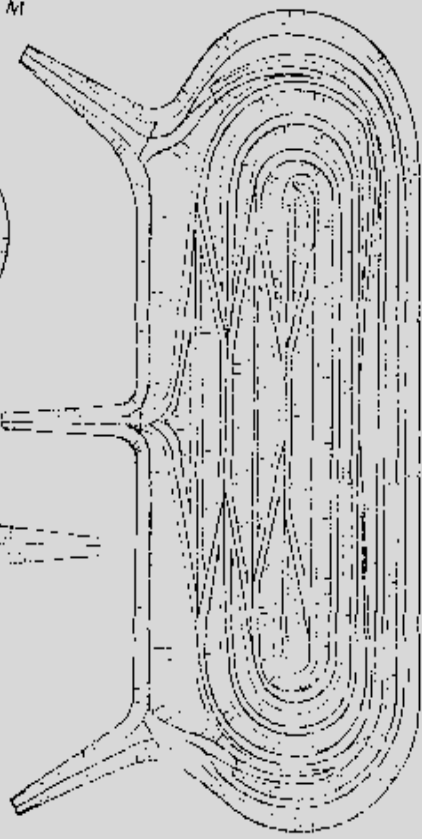
Г



Д



Е



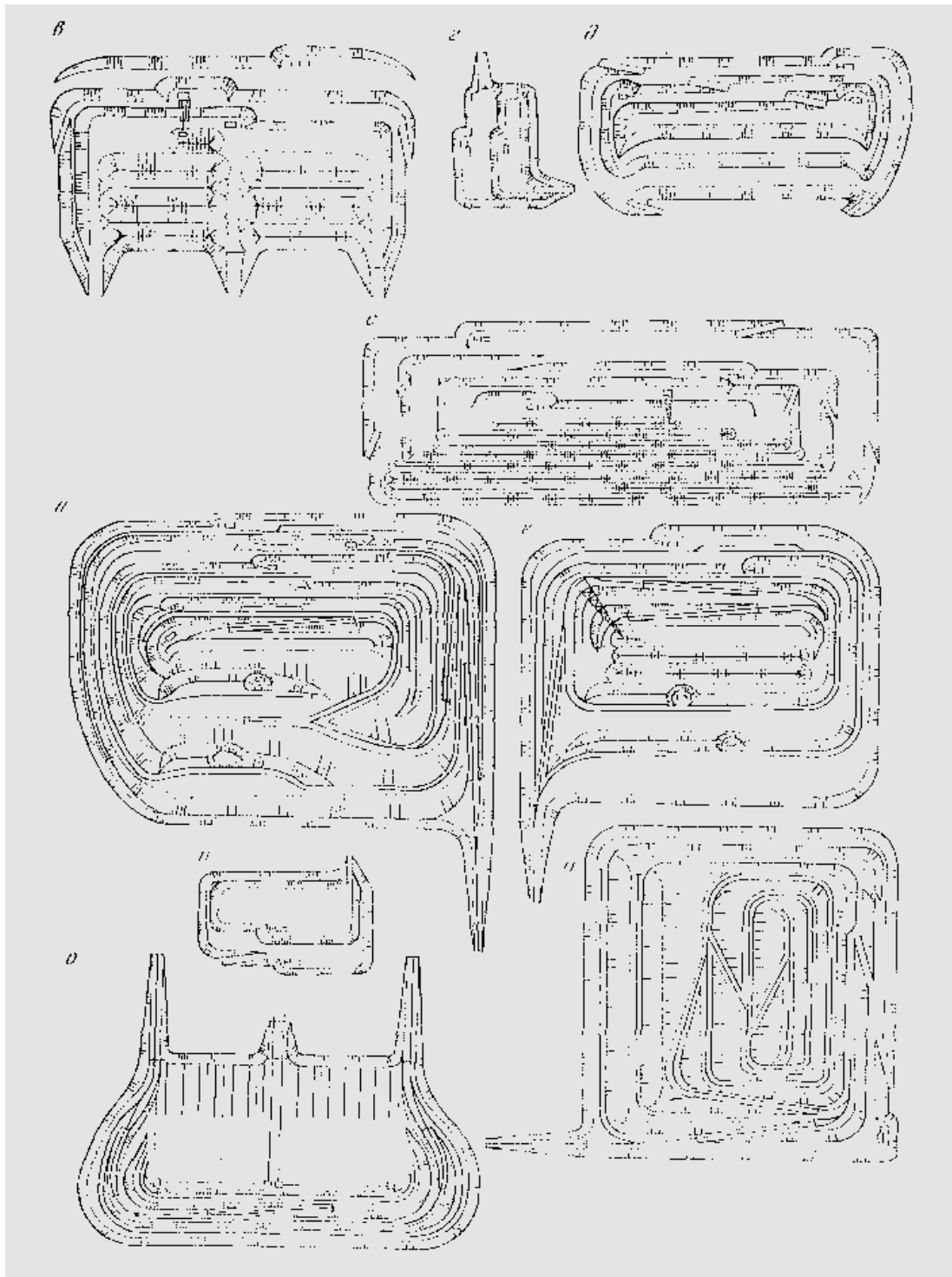


Рис. 16.1. Способы вскрытия горизонтальных и пологих залежей.

Внешние групповые и отдельные траншеи применяются при отработке всей или нижней части толщи вскрышных пород на горизонтальных месторождениях комплексами оборудования ЭО и ВО как при продольной (см. рис. 16.1, б и в), так и при веерной (рис. 16.2) системах разработки. Число траншей (одна, две или три) зависит от размеров карьерного поля.

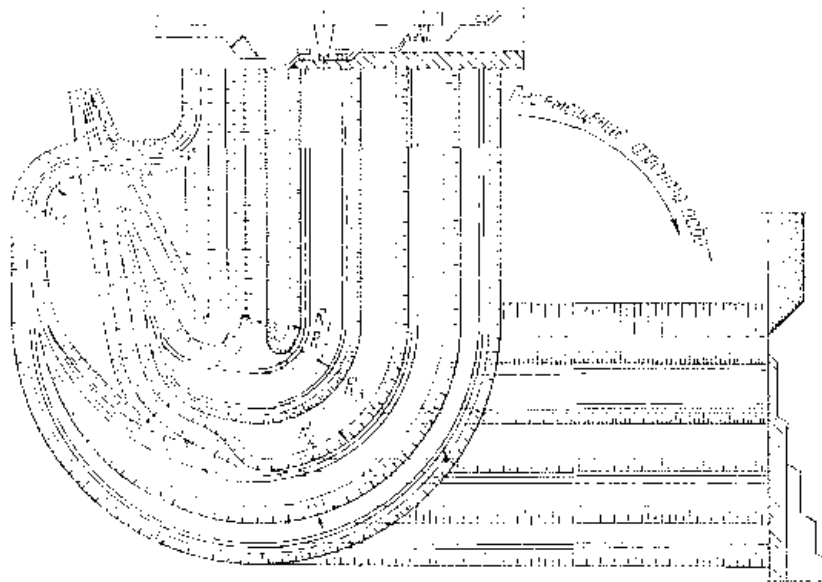


Рис. 16.2. Схема вскрытия и конструкция поворотного пункта при веерной системе и использовании комплексов ВО, ВЖО и ВЖР

Трассы смешанного (внешнего и внутреннего) заложения применяются при разработке пологих залежей ($\text{tg } \beta > i$), в первую очередь при использовании железнодорожного транспорта на вскрышных работах.

Общие одна или две фланговые траншеи смешанного заложения характерны при перевозках всей горной массы железнодорожным транспортом соответственно при одинарном тупиковом или одинарном сквозном и сдвоенном тупиковом фронте горных работ (см. рис. 16.1, *ж*, *з* и *и*).

При внешнем отвалообразовании внутренняя часть трассы обычно расположена на продольном нерабочем борту карьера. Форма внутренней трассы при одной траншее — тупиковая многоступенчатая (см. рис. 16.1, *ж*). Одноступенчатая тупиковая трасса характеризуется устройством тупиков на каждом горизонте, а многоступенчатая (поступательно-тупиковая) - устройством тупиков через n горизонтов

$$n \approx \frac{L_{\text{к.ср}}}{l_T} = \frac{L_{\text{к.ср}} i_p}{K_y H_y},$$

где $L_{\text{к.ср}}$ — средняя длина карьера, м; l_T — длина участка трассы при вскрытии одного горизонта, м; K_y — коэффициент удлинения простой внутренней трассы при примыкании на площадках.

При перемещении вскрышных пород во внутренние отвалы трасса часто располагается в торце карьера и нижней части продольного нерабочего борта, свободного от отвалов (см. рис. 16.1, *з*). Нередко нижняя часть внутренней трассы размещается на рабочем борту карьера (см. рис. 16.1, *и*).

При формировании внутренних многоярусных отвалов с частичной перевалкой и перевозкой пород железнодорожным транспортом внутренняя часть трассы размещается обычно в торце и на рабочем борту карьера (см. рис. 16.1, *к*). При размещении в выработанном пространстве только бестранспортных отвалов верхняя часть внутренней трассы устраивается на

этих же отвалах (см. рис. 16.1, л). Применяются обычно одна-две фланговые групповые траншеи.

На очень мощных карьерах большой протяженности вскрытие вскрышных горизонтов может быть осуществлено двумя фланговыми траншеями с размещением внутренней части трассы в торце и на рабочем борту карьера, а добычных горизонтов — центральной траншеей смешанного заложения с одной или двумя внутренними трассами (см. рис. 16.1, м). Вскрытие одной общей центральной траншеей при колесном транспорте применяется редко в связи с увеличением пробега транспортных средств по горизонтам по сравнению с фланговым вскрытием.

Схемы с параллельным использованием вскрывающих трасс внешнего, внутреннего и смешанного заложения применяются при:

вскрытии добычного и вскрышного горизонтов соответственно внешней и внутренней отдельными траншеями (см. рис. 16.1, к), что характерно для многих россыпей и месторождений по добыче строительных горных пород;

вскрытии вскрышных горизонтов фланговыми траншеями смешанного заложения, а добычных горизонтов внешними центральными (одной или несколькими). Это характерно при использовании железнодорожного и конвейерного транспорта соответственно на вскрышных и добычных работах (см. рис. 16.1, о);

вскрытии, когда на вскрышных работах применяют одновременно железнодорожный и автомобильный транспорт (см. рис. 16.1, н).

Схемы этой группы широко применяются при использовании на карьере как различных, так и одного вида транспорта для сокращения расстояния транспортирования горной массы, ускорения вскрытия и подготовки горизонтов и т. д.

Системы вскрывающих трасс при разработке горизонтальных и пологих ($\text{tg}\beta < i$) месторождений часто адекватны схемам вскрывающих трасс (из-за неизменности вскрытия в течение срока эксплуатации карьера). При вскрытии внутренними траншеями со скользящей или полустационарной трассой система вскрывающих трасс характеризуется регулярным изменением положения вскрывающих выработок в плане. Нередко изменяется положение только части вскрывающих выработок. Периоды неизменного положения отдельных траншей составляют от трех-четырех месяцев до нескольких лет.

Более динамичны в целом системы вскрывающих трасс пологих месторождений, когда $\text{tg}\beta > i$. Внешние отрезки их, как правило, остаются неизменными. При расположении внутренней части трассы на продольном нерабочем борту карьера она постепенно углубляется при проведении новых полутраншей и устройства тупиков или петлевых соединений. Нижняя часть внутренней трассы при расположении на торцовом борту карьера и продольном нерабочем борту (при перемещении пород во внутренние отвалы железнодорожным транспортом) является полустационарной. Наряду с переносом тупиковых съездов на нижних горизонтах с увеличением ширины карьера ликвидируется часть тупиковых соединений на средних по глубине

вскрышных горизонтах. С глубиной карьера трасса вскрывающих выработок в целом усложняется: увеличиваются число поворотов трассы и длина ее части, расположенной на рабочем борту карьера; сокращается число уступов, вскрываемых прямым отрезком трассы. Одновременно уменьшается возможное число траншей для вскрытия нижних горизонтов.

Опорные слова: бестраншейное вскрытие, внешние отдельные траншеи, внешние групповые траншеи, внешние общие траншеи, внутренние траншеи, траншеи смешанного заложения, схемы вскрывающих трасс, внутреннее заложение, смешанное заложение, параллельное использование вскрывающих трасс.

Контрольные вопросы:

1. Для каких месторождений характерно бестраншейное вскрытие?
2. При каких случаях применяют внешние отдельные траншеи?
3. Чем различаются схемы вскрывающих трасс для горизонтальных и пологих залежей?
4. Чем характеризуется одноступенчатая тупиковая трасса?
5. При каких случаях применяют схемы с параллельным использованием вскрывающих трасс?

Литература:

1. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1982.
2. Открытые горные работы. Справочник. Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Виноцкий К.Е. и др./М., Горное бюро, 1994, 590 с.

Курс:

«ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел пятый.

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ПРИ СПЛОШНЫХ СИСТЕМАХ
РАЗРАБОТКИ.

Лекция 17

ТРАНСПОРТНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ
С КОНВЕЙЕРНЫМ ПЕРЕМЕЩЕНИЕМ ГОРНОЙ МАССЫ ПРИ СПЛОШНЫХ СИСТЕМАХ
РАЗРАБОТКИ

Технология обучения

Время - 2 час	Количества студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1. Общие сведения о транспортных технологических комплексах. 2. Технологические комплексы с конвейерным перемещением горной массы.
<i>Цель учебного занятия:</i> ознакомление с применением основных видов транспорта при различных технологических комплексах и с перемещением горной массы конвейерным транспортом	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">• ознакомить с транспортными технологическими комплексами;• ознакомить с применением основных видов транспорта при различных технологических комплексах	<i>Результаты учебной деятельности:</i> Студент должен узнать: <ul style="list-style-type: none">- сведения о транспортных технологических комплексах- Технологические комплексы с конвейерным перемещением горной массы- применяемые технологии разработки месторождения
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <p>1. <i>-При разработке каких залежей применяются транспортные технологические комплексы?</i></p> <p>2. <i>Какие системы разработки применяются для уменьшения расстояния внутрикарьерных перевозок?</i></p> <p>3. <i>При каких случаях протяженность конвейерных линий минимальна?</i></p> <p>4. <i>Охарактеризуйте схемы транспортирования вскрышных пород конвейерами.</i></p> <p>2.2. Акцентирует внимание на ключевых моментах темы, предлагает их записать</p>	<p>2.1. Слушают. По очереди отвечают на вопросы. Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы. Записывают</p>
3- этап. Заключительная (10 мин.)	<p>3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.</p> <p>3.2 Составить кластер на слово «карьер».</p> <p>Ставить оценки.</p>	<p>3.1. Отвечают на вопрос.</p> <p>3.2. Слушают, записывают.</p>

Общие положения

Транспортные технологические комплексы применяются при разработке горизонтальных и пологих залежей любой мощности. При сплошных системах разработки эти комплексы характерны для разработки верхней части мощной толщи вскрышных пород на горизонтальных месторождениях (с созданием передовых уступов).

Затраты на выемочно-погрузочные работы, перемещение и отвалообразование при разработке мягких, плотных и разнородных пород обычно характеризуются соотношением 4:4:2. Поэтому экономичность разработки зависит одновременно от применяемых средств выемки, вида транспорта и расстояния перемещения горной массы, в первую очередь вскрышных пород.

Для транспортных технологических комплексов обязательно раздельное выполнение процессов выемки, погрузки, а также транспортирования горной массы вдоль фронта работ уступов.

Как правило, отдельно выполняется и процесс отвалообразования.

Для уменьшения расстояния внутрикарьерных перевозок при больших размерах карьерных полей могут применяться: поперечная однобортовая система разработки; продольная однобортовая система разработки при сдвоенном фронте работ уступов с одним или двумя транспортными выходами;

продольная система разработки при строенном фронте работ уступов с тремя транспортными выходами.

Поперечная система применяется при разработке горизонтальных месторождений с использованием комплексов оборудования ЭАО, иногда комплексов ВКО.

Сдвоенный фронт с двумя фланговыми транспортными выходами широко распространен при внутреннем отвалообразовании (рис. 17.1, *а*), протяженности фронта работ 3—4 км и более и использовании железнодорожного и конвейерного транспорта. Вскрытие одного уступа двумя временными съездами применяется при работе комплексов ЭАО, когда протяженность фронта уступов, обрабатываемых с перемещением породы во внешние отвалы (обычно рассредоточенные), составляет 1,5—2 км и более (рис. 17.1, *б*).

Строенный фронт работ вскрышных уступов при внутреннем отвалообразовании обуславливает необходимость оставления временных целиков полезного ископаемого и дамбы вскрышных пород до почвы рассматриваемого уступа (рис. 17.1, *в*). Такая конструкция фронта может быть целесообразной при небольших мощностях горизонтальной залежи и вскрышных пород при использовании комплексов оборудования ЭАО или ВКО.

Оставление временной или постоянной породной перемычки между отдельными участками карьерного поля по простиранию залежи характерно при поочередном их вводе в разработку с большим интервалом во времени (рис. 17.1, *г*). При разработке пологих месторождений горизонтальными слоями по мере продвижения фронта работ в связи с увеличением мощности

вскрыши ширина породной перемычки и объем целика полезного ископаемого постоянно возрастают, а фронт внутренних отвалов сокращается; поэтому строенная конструкция фронта, как и опережающая разработка отдельных участков карьерного поля, в этих условиях в большинстве случаев неэффективны.

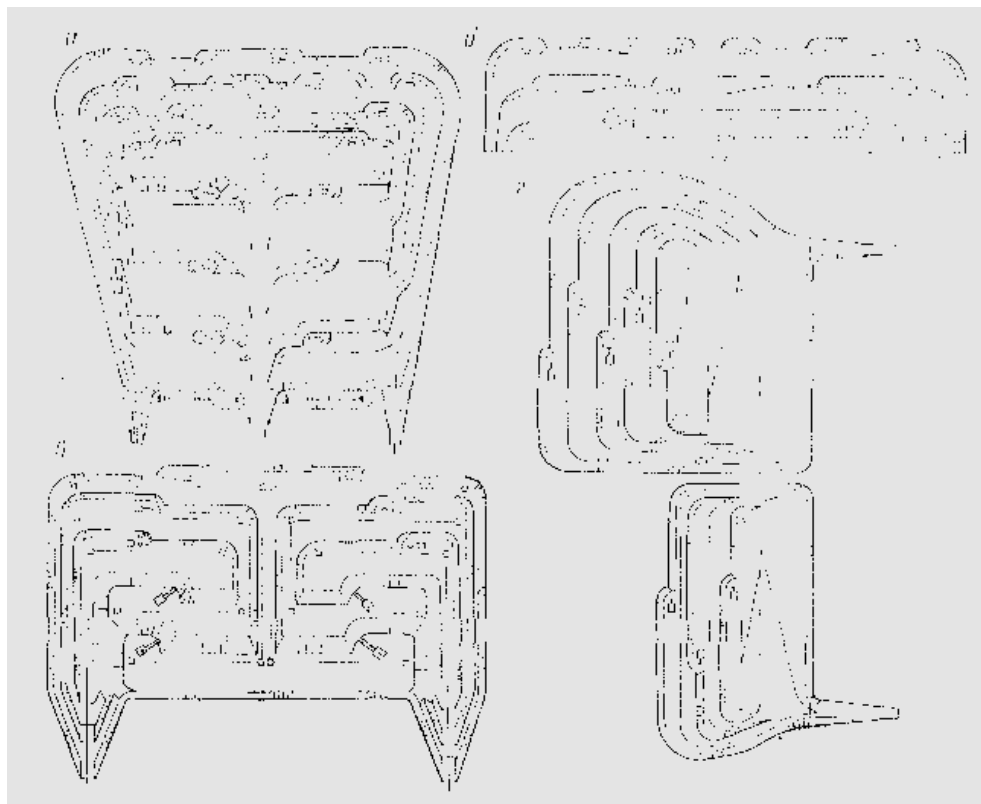


Рис. 17.1. Конструкция фронта работ уступов при использовании комплексов ЭТО и ВТО.

При внешнем отвалообразовании несколько трасс временных съездов возможны при работе комплексов ЭАО обычно только на верхних горизонтах при разработке пологих залежей.

Перемещение пород транспортом вдоль фронта работ не ограничивает высоты рабочей зоны карьера и мощности отрабатываемых вскрышных пород. Поэтому параметры систем разработки, в том числе и объемы вскрытых запасов полезного ископаемого, зависят от рабочих размеров применяемого оборудования в меньшей степени, чем при использовании комплексов ЭО и ВО.

Технологические комплексы с конвейерным перемещением горной массы

Рациональное расстояние перемещения пород конвейерами при разработке мягких и среднеплотных пород на карьерах большой мощности достигает 6—8 км. В таких условиях конвейерный транспорт вполне конкурентоспособен с железнодорожным по затратам, отнесенным на 1 м³ транспортируемой породы.

Протяженность конвейерных линий и число перегрузок минимальны при разработке одного вскрышного уступа вытянутого карьерного поля с перемещением породы во внутренний отвал и одинаковых скоростей

подвигания фронтов вскрышных и отвальных работ (рис. 17.2, а). Роторный экскаватор 1 осуществляет погрузку породы на забойный конвейер 2 непосредственно или через забойный перегружатель. В последнем случае увеличивается шаг передвижки забойных конвейеров (ширина панели) и облегчаются условия отработки тупиков и врезка в новую вскрышную заходку. Далее порода поступает на передаточный конвейер 3, установленный на соединительной берме в торце карьера, с которого непосредственно или через межступный перегружатель доставляется на отвальный конвейер 4 и консольный отвалообразователь 5.

При аналогичных условиях в случае внешнего отвалообразования (рис. 18.2, б) порода с передаточного конвейера 3 через межступный перегружатель 6 подается на соединительный конвейер 7, расположенный на поверхности, а затем по отвальному конвейеру 4, транспортируется к отвалообразователю 5. В качестве межступных перегружателей могут использоваться консольные отвалообразователи или двухпорные конвейерные мосты.

В комплексе (см. рис. 17.2, а) одновременно передвигаются забойный и отвальный конвейеры, а в комплексе также и соединительный конвейер на поверхности. Поэтому при комплексе, показанном на рис. 17.2, б, объем вспомогательных работ весьма велик; несмотря на экономию, получаемую за счет уменьшения капитальных затрат на монтаж конвейеров, увеличиваются эксплуатационные расходы на дополнительную передвижку их и уменьшается производительность мощного оборудования из-за простоев.

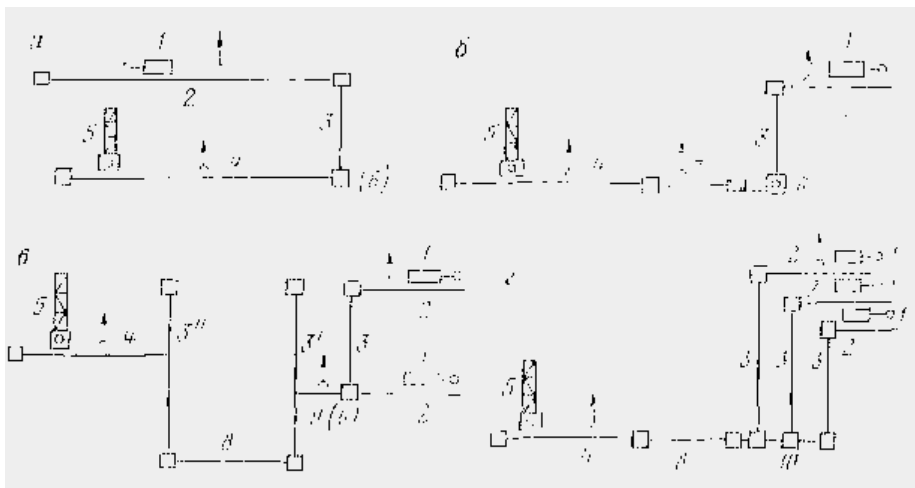


Рис. 17.2. Схемы транспортирования вскрышных пород конвейерами.

При внешнем отвалообразовании в случаях неодинаковых скоростей подвигания фронтов вскрышных и отвальных работ, разных направлений их развития, а также для снижения объема передвижки при значительной длине соединительных конвейеров на поверхности вместо них в комплекс включают (рис. 17.2, в) горизонтальный магистральный конвейер 8, передаточный конвейер 3'', монтируемый в торце отвала на кровле нижнего отвального уступа, и передаточный конвейер 3' на поверхности у торцового контура карьера. Вместо межступных перегружателей в карьере и на отвале рационально использовать наклонные магистральные конвейеры 9.

При разработке мощной толщи покрывающих мягких пород несколькими уступами комплекс включает (рис. 17.2, *з*) сборочный наклонный магистральный конвейер 10, с которого порода поступает на горизонтальный магистральный конвейер 8.

При внутреннем отвалообразовании группирование грузопотоков одинаковых (по месту разгрузки) пород осуществляется обычно путем установки общих передаточных (рис. 17.3, *а* и *б*) или забойных (рис. 30.3, *в*) конвейеров. При перемещении пород к различным пунктам разгрузки необходимо сохранять элементарные грузопотоки и иметь несколько забойных, передаточных и отвальных конвейерных линий. По этим причинам число забойных конвейерных линий может быть меньше и больше числа обслуживаемых рабочих горизонтов или равно ему (рис. 17.4).

Таким образом, комплекс оборудования может включать: забойные, передаточные, отвальные, магистральные, наклонные и горизонтальные конвейеры, забойные и межступенные перегружатели. Передвижка конвейерных линий обычно осуществляется турнодозерами. Забойные конвейеры комплектуются самоходными погрузочными бункерами, а отвальные — самоходными разгрузочными тележками. Отдельные конструкции передаточных конвейеров обладают телескопичностью, что позволяет сократить простои и обеспечить независимость передвижки смежных конвейеров.

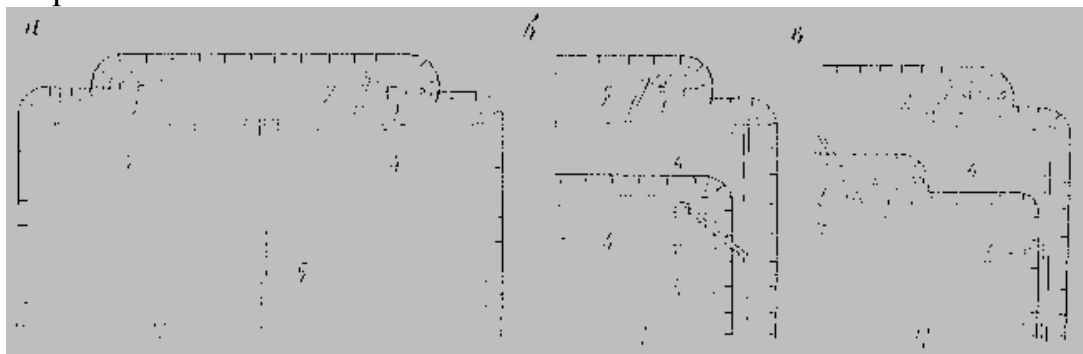


Рис. 17.3 Схемы группирования грузопотоков при конвейерном транспорте:

1 — роторный экскаватор; 2 и 3 — соответственно забойный и межступенный перегружатели; 4 и 5 — соответственно забойный и передаточный конвейеры.

При перемещении вскрышных пород конвейерами во внутренние отвалы и наличии элементарных грузопотоков в случае равенства отметок горизонтов отвалообразования и рабочих площадок вскрышных уступов исключается установка дополнительных отвалообразователей или межступенных перегружателей.

Группирование грузопотоков, а следовательно, и горизонтов позволяет для их обслуживания применять один забойный, передаточный и отвальный конвейеры (см. рис. 17.4) или два забойных и один передаточный и отвальный конвейеры (см. рис. 17.3, *б*). При этих схемах экскавации снижаются как капитальные затраты на забойные и передаточные конвейеры, так и эксплуатационные расходы, в том числе на их передвижку; уменьшается число горизонтов и увеличивается высота уступов внутренних отвалов. Недостатком этих схем является наличие межступенных перегружателей.

Применяются и схемы экскавации, предусматривающие разработку высоких вскрышных уступов. Уступ разделяют на подуступы, которые обрабатывают с применением одного комплекса оборудования непрерывного действия, при этом сокращаются линейные параметры роторных экскаваторов, их масса и стоимость. Забойный конвейер в таком технологическом комплексе расположен на кровле нижнего подустапа. После отработки заходки нижнего подустапа в пределах всего или основной части фронта роторный экскаватор устраивает съезд с уклоном до 5° (соответственно в торце карьера или в пределах оставшейся части фронта нижнего подустапа) и выезжает на верхнюю площадку подустапа; перегружатель расположен на нижней площадке нижнего подустапа. Затем экскаватор обрабатывает заходку на верхнем подуступе, холостым ходом возвращается к ее началу, спускается по съезду на рабочую площадку нижнего подустапа и производит отработку съезда, после чего следует к месту врезки в новую заходку нижнего подустапа и начинает новый технологический цикл отработки.

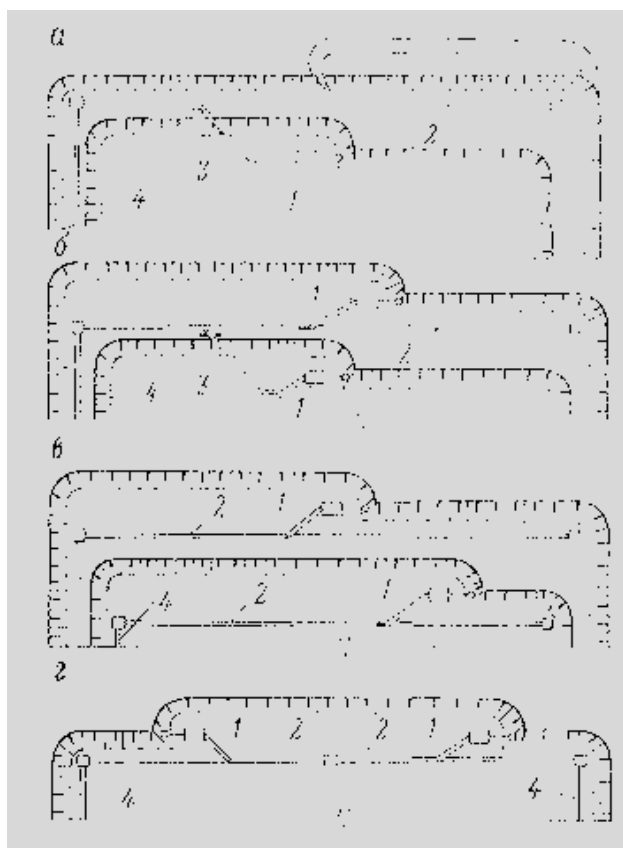


Рис. 17.4. Схемы экскавации при использовании комплексов ВКО:

а — с разработкой уступа двумя подуступами одним роторным экскаватором; б - с разработкой подуступов отдельными экскаваторами при общем забойном конвейере; в - с разработкой отдельными уступами без группирования грузопотоков; г — с двумя экскаваторами и забойными конвейерами на уступе; 1 — роторные экскаваторы; 2 — забойные конвейеры; 3 — межуступные перегружатели; 4 — передаточный конвейер.

Опорные слова: горизонтальные и пологие залежи, затраты, выемка, погрузка, отвалообразование, поперечная, продольная, ЭАО, ВКО, сдвоенный фронт, ЭТО, ВТО, расстояние перемещения, протяженность конвейерных линий, схема транспортирования, забойный, отвальный, магистральный, передаточный, группирование грузопотоков.

Контрольные вопросы:

1. При разработке каких залежей применяются транспортные технологические комплексы?
2. Какие системы разработки применяются для уменьшения расстояния внутрикарьерных перевозок?
3. При каких случаях протяженность конвейерных линий минимальна?
4. Охарактеризуйте схемы транспортирования вскрышных пород конвейерами.
5. Как осуществляется группирование грузопотоков одинаковых пород при внутреннем отвалообразовании?

Литература:

1. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1982.
2. Открытые горные работы. Справочник. Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Виницкий К.Е. и др./М., Горное бюро, 1994, 590 с.
3. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., «Недра», 1980, 631 с.
4. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация. М., «НЕДРА», 1985.
5. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Изд. 2. М., «НЕДРА», 1975.
6. Симкин Б.А. Технология и процессы открытых горных работ. М., Недрa, 1970.
7. Теория и практика открытых разработок. Изд. 2. Под общей ред. Н.В. Мельникова. М., Недрa , 1979.

Курс:

«ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел пятый.

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ПРИ СПЛОШНЫХ СИСТЕМАХ
РАЗРАБОТКИ.

Лекция 18

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ ПРИ ПЕРЕМЕЩЕНИИ ГОРНОЙ МАССЫ
АВТОТРАНСПОРТОМ ПРИ СПЛОШНЫХ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ

Технология обучения

Время - 2 час	Количества студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1. Условия применения технологических комплексов с перемещением горной массы автотранспортом. 2. Схемы вскрытия при использовании автомобильного транспорта
<i>Цель учебного занятия:</i> ознакомление с применением автомобильного транспорта при сплошных системах разработки	
<i>Задачи преподавателя:</i> • ознакомить с условиями применения технологических комплексов с перемещением горной массы автотранспортом; • ознакомить с схемой вскрытия при использовании автомобильного транспорта	<i>Результаты учебной деятельности:</i> Студент должен узнать: - сведения о транспортных технологических комплексах - Технологические комплексы с автомобильным перемещением горной массы - применяемые технологии разработки месторождения
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <p>1. При разработке каких пород применяются технологические комплексы с перемещением горной массы автотранспортом?</p> <p>2. При разработке каких залежей применяется технологический комплекс послышной отработки?</p> <p>3. Как определяется минимальная ширина вскрышной панели на нижнем вскрышном горизонте?</p> <p>4. Какой технологический комплекс применяется при поперечной однобортовой системе разработки вытянутых крутых залежей?</p> <p>5. Как определяется требуемое опережение по вскрыше на каждом уступе?</p> <p>2.2. Акцентирует внимание на ключевых моментах темы, предлагает их записать</p>	<p>2.1. Слушают. По очереди отвечают на вопросы. Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы. Записывают главное.</p>
3- этап. Заключительная (10 мин.)	<p>3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.</p> <p>3.2 Составить кластер на слово «автомобильный транспорт». Ставить</p>	<p>3.1. Отвечают на вопрос.</p> <p>3.2. Слушают, записывают.</p>

Условия применения технологических комплексов с перемещением горной массы автотранспортом.

Технологические комплексы с перемещением горной массы автотранспортом широко применяются при разработке песчано-гравийных и карбонатных месторождений, а также при разработке горизонтальных и пологих рудных залежей и угольных пластов ограниченных размеров и неправильной конфигурации или при относительно выдержанных параметрах залегания, но неравномерном качестве руд. При больших расстояниях перевозок до потребителя характерно использование автомобильно-железнодорожного транспорта с устройством перегрузочных пунктов на поверхности или в торце карьера перед капитальной траншеей.

Система разработки поперечная (рис. 18.1), продольная (рис. 18.2), поперечно-продольная или радиальная с неправильной конфигурацией фронта и неравномерным подвиганием отдельных его участков. Отвалообразование внутреннее, внешнее или комбинированное. При разработке относительно мощных горизонтальных залежей отсыпка внутренних отвалов начинается после формирования нескольких добычных уступов и достижения почвы залежи (см. рис. 18.1, *а* и *б*).

При поочередной разработке рассредоточенных небольших залежей, являющихся участками одного карьерного поля или близлежащими карьерами, целесообразно для уменьшения размеров земельного отвода и сокращения расстояния перевозок вскрышные породы размещать в пределах отработанных участков или карьеров. При автотранспорте возможна однобортовая продольная система разработки вскрышных пород на пологих месторождениях с проведением разрезных траншей по контакту с висячим боком залежи (см. рис. 32.2), а для добычи полезного ископаемого применяется поперечная система разработки.

Схемы вскрытия в рассматриваемых технологических комплексах характеризуются большим разнообразием. Как правило, один-два верхних горизонта вскрываются внешней траншеей на фланге со стороны нерабочего борта карьера (см. рис. 18.1, 18.2). При относительно большом числе уступов (четыре-пять и более) и ограниченных размерах карьера в плане при разработке горизонтальных залежей трасса постоянных или полустационарных внутренних съездов обычно петлевая и располагается на одном-двух нерабочих бортах карьера, изменяясь до окончания углубления горных работ (см. рис. 18.1, *а* и *б*). При разработке вытянутых пологих залежей вскрышные горизонты вскрываются одной-двумя системами временных съездов по рабочему борту карьера (см. рис. 18.2) с транспортированием пород в рассредоточенные внешние отвалы; форма трасс таких съездов простая или петлевая в зависимости от числа трасс, длины фронта работ и числа горизонтов (см. рис. 18.2, *а*, *б* и *в*). Рабочие горизонты при разработке пологих залежей могут вскрываться и системой внутренних съездов по нерабочему борту карьера при отсутствии внутренних отвалов (см. рис. 18.2, *б* и *в*). С устройством съездов вскрывают как добычные, так и нижние вскрышные горизонты; число и положение их в плане и форма трассы зависят от угла падения залежи.

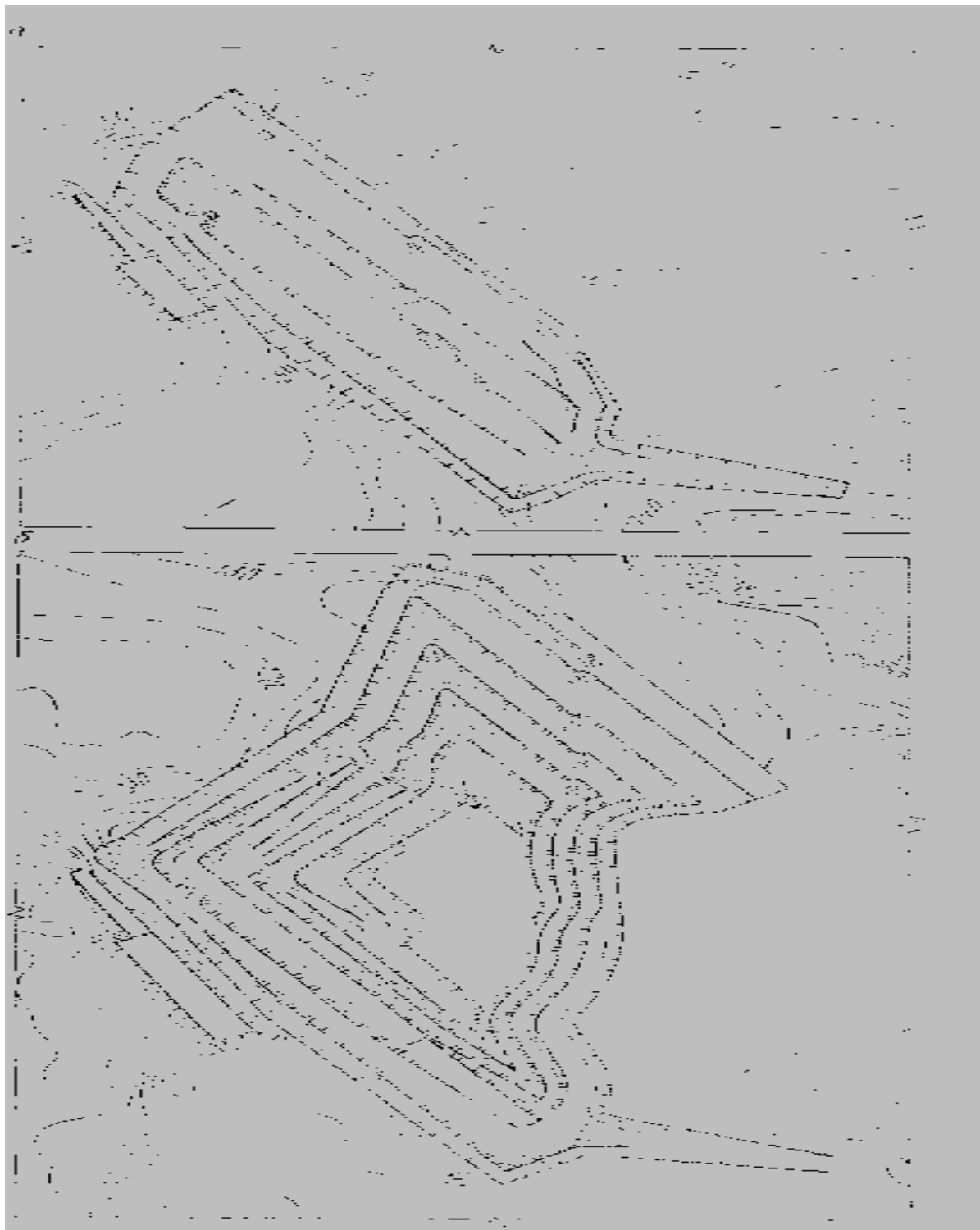


Рис. 18.1. Проектные схемы развития горных работ на песчано-гравийном карьере:

а — при сдаче карьера в эксплуатацию;

б — на 4-й год эксплуатации.

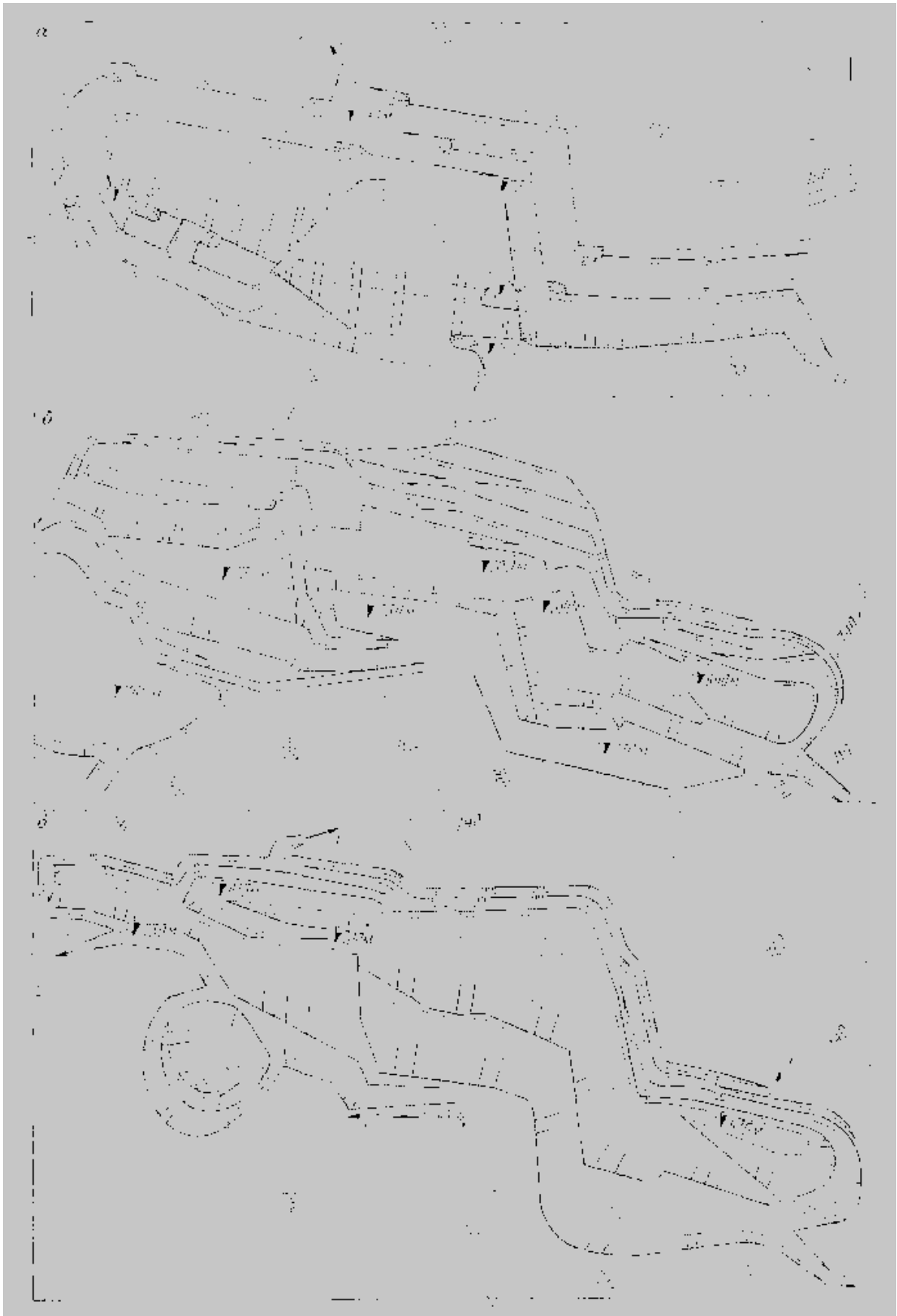


Рис. 18.2. Проектные схемы развития горных работ на карьере:
а, б и в — соответственно при сдаче карьера в эксплуатацию, на 5-й год эксплуатации, на
конец отработки; 1 — на отвал; 2 — на промплощадку.

Ширина заходок и рабочих площадок, высота уступов, скорость подвигания фронта работ, производительность комплексов рассчитываются так же, как при углубочных системах разработки.

Технологический комплекс послойной отработки применяется и при разработке вытянутых крутых залежей большой протяженности (рис. 32.3).

В пределах слоя применяется сплошная поперечная система разработки с опережающими разрезными траншеями на добычных горизонтах. Слой разделяют на несколько уступов. Вскрышные породы перемещают автотранспортом на внешние отвалы.

Вскрытие рабочих уступов осуществляется системой полустационарных внутренних съездов.

Минимальная ширина (м) вскрышной панели на нижнем вскрышном горизонте слоя

$$Ш_{п} = H_y(\text{ctg } \beta + \text{ctg } \alpha) + b_{п},$$

где H_y — высота уступа, м; β — угол падения пласта, градус; α — угол откоса уступа, градус; $b_{п}$ — ширина предохранительной бермы, м.

На вышележащих горизонтах в пределах добычной зоны ширина вскрышных панелей увеличивается (с каждым горизонтом на величину $Ш_{п}$). В пределах вскрышных зон ширина панелей остается неизменной (см. рис. 32.3). Применение такого технологического комплекса в благоприятных условиях позволяет уменьшить объем горно-капитальных работ и текущий коэффициент вскрыши в начале эксплуатации месторождения.

При поперечной однобортовой системе разработки вытянутых крутых залежей применяют и технологический комплекс с внутренним отвалообразованием, характерный для сплошных систем разработки.

Основная часть вскрышных пород (после отработки части карьерного поля - карьера первой очереди с внешним отвалообразованием) может перемещаться на внутренние отвалы автотранспортом или иногда конвейерами. Карьер первой очереди углубляется до конечной проектной отметки.

По мере формирования внутренних отвалов и подвигания вскрышного фронта по простиранию соответственно подвигается фронт отвальных работ. Уступы отрабатывают одновременно на всех горизонтах карьера (рис. 18.4).

Вскрышные породы перевозят автосамосвалами на погоризонтные отвалы по транспортным бермам. Расстояние транспортирования при этом сокращается, движение автотранспорта происходит без подъема, грузопотоки рассредоточены и производительность автосамосвалов существенно увеличивается по сравнению с перевозками на внешние отвалы.

Полезное ископаемое транспортируется на поверхность по внутренним полустационарным съездам на борту карьера со стороны висячего бока залежи. По мере подвигания фронта работ съезды поочередно засыпаются породой внутреннего отвала соответствующего горизонта. К моменту ликвидации съезда на этом же горизонте должен быть подготовлен

новый съезд (полутраншея). Фронт работ может быть сквозным или тупиковым

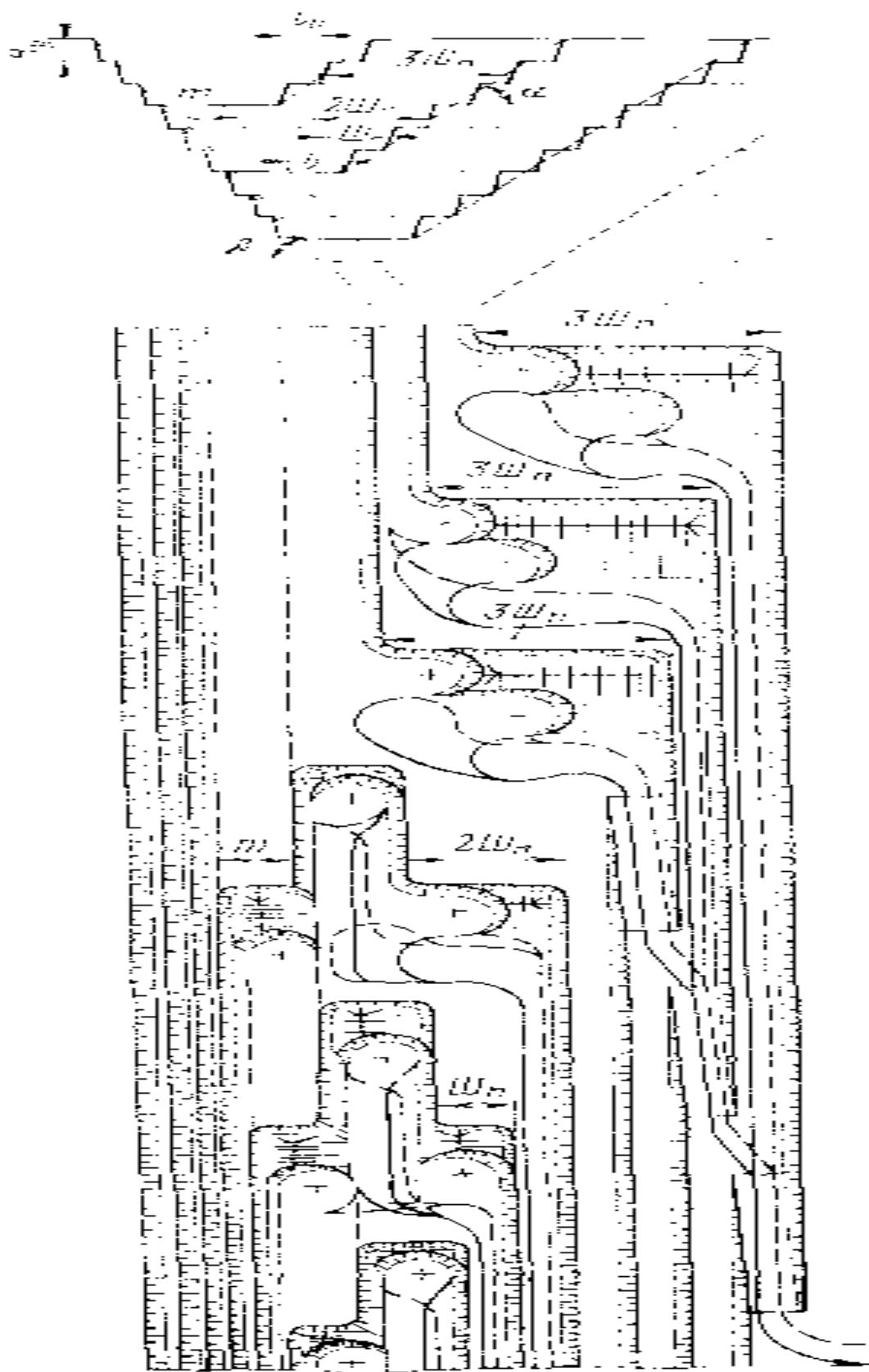


Рис. 18.3. Схема послойной отработки крутой залежи

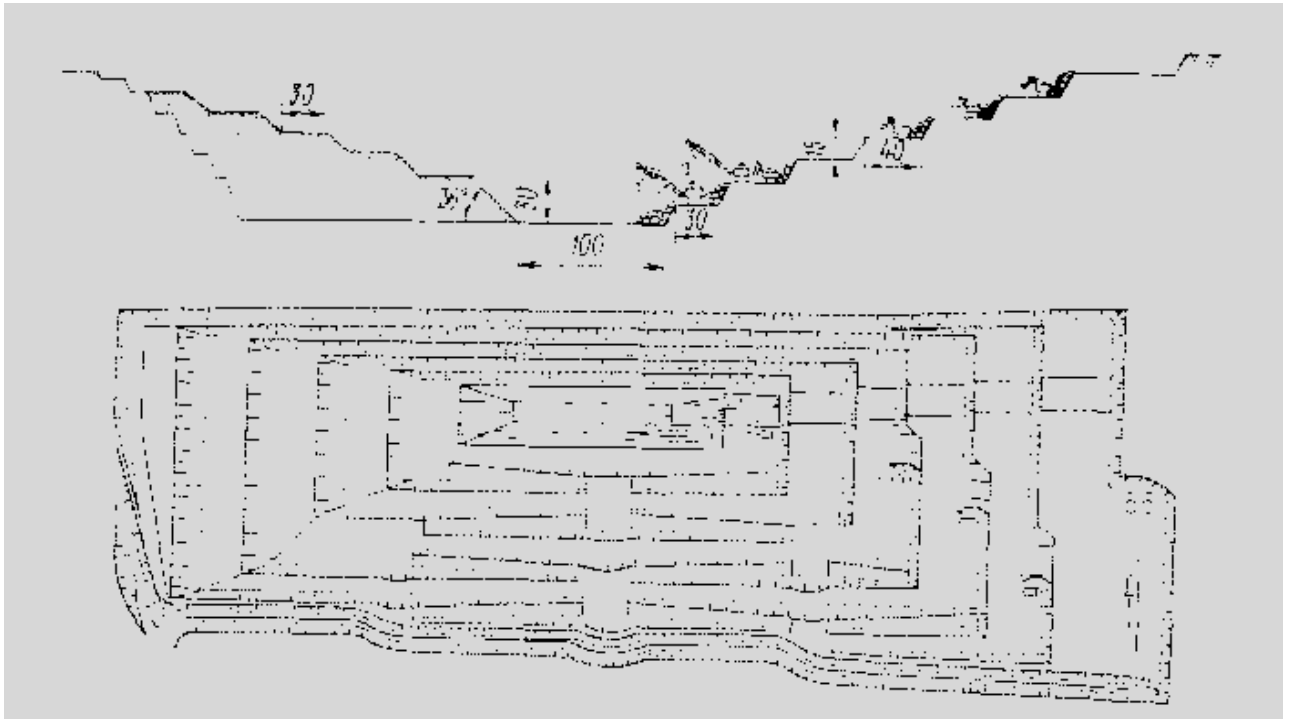


Рис. 18.4. Схема разработки крутых залежей с внутренним отвалообразованием.

При подвигах фронта работ по простиранию залежи добыча полезного ископаемого и вскрышные работы на уступах попеременно чередуются и производятся одними и теми же экскаваторами. Вскрытые запасы полезного ископаемого обеспечиваются равномерным опережением вскрышными работами добычных на всех горизонтах. Требуемое опережение (м) по вскрыше на каждом уступе

$$B = Q_n / [(H_k - H_n) m \gamma_n \eta_n],$$

где Q_n — нормативные запасы, т; H_k — глубина карьера, м; H_n — мощность наносов, м; m — горизонтальная мощность вскрываемого пласта, м; γ_n — плотность полезного ископаемого, т/м³; η_n — коэффициент извлечения полезного ископаемого.

Необходимый объем готовых к выемке запасов на каждом уступе создается при опережении вскрышными работами добычных на одну-две заходки шириной 15—30 м. При одновременном ведении работ на всех горизонтах месторождения разрабатывают с более равномерным распределением во времени объемов вскрышных работ.

Полное размещение породы во внутренних отвалах возможно при условии

$$K_{cp} = 1 / [(K_{p.o} - 1) \gamma_p],$$

где K_{cp} — средний коэффициент вскрыши, м³/т; $K_{p.o}$ — остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале (для полускальных пород при высоких отвалах $K_{p.o} = 1,08 \div 1,15$); γ_p — плотность породы, т/м³.

Для предотвращения оползней внутренних отвалов наносы, представленные увлажненными глинами, необходимо транспортировать на внешние отвалы или складировать на верхнем ярусе внутренних отвалов. Общий угол откоса внутренних отвалов (при высоте отвального яруса 15 м) обычно не превышает 17—18°.

Применение данного технологического комплекса целесообразно при разработке наклонных и крутых залежей на полную глубину (синклинальные складки и мульдообразные залежи с относительно небольшой глубиной залегания замковых частей, отдельные участки пластов, срезанные по глубине дизъюнктивными нарушениями), а также при отработке верхних горизонтов месторождений, разрабатываемых подземным способом, и на карьерах, подлежащих реконструкции, где использование внешних отвалов по тем или иным причинам неэкономично или невозможно.

Опорные слова: песчано-гравийные и карбонатные месторождения, горизонтальная, пологая, поперечная, продольная, радиальная, поочередная разработка, схема вскрытия, ширина заходок и рабочих площадок, технологический комплекс, вышележащий горизонт, формирование, размещение породы во внутренних отвалах.

Контрольные вопросы:

1. При разработке каких пород применяются технологические комплексы с перемещением горной массы автотранспортом?
2. При разработке каких залежей применяется технологический комплекс послойной отработки?
3. Как определяется минимальная ширина вскрышной панели на нижнем вскрышном горизонте?
4. Какой технологический комплекс применяется при поперечной односторонней системе разработки вытянутых крутых залежей?
5. Как определяется требуемое опережение по вскрыше на каждом уступе?

Литература:

1. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1982.
2. Открытые горные работы. Справочник. Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Виницкий К.Е. и др./М., Горное бюро, 1994, 590 с.
3. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., «Недра», 1980, 631 с.
4. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация. М., «НЕДРА», 1985.
5. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Изд. 2. М., «НЕДРА», 1975.
6. Симкин Б.А. Технология и процессы открытых горных работ. М., Недра, 1970.
7. Теория и практика открытых разработок. Изд. 2. Под общей ред. Н.В. Мельникова. М., Недра, 1979.

Курс:

«ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел шестой.

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ПРИ УГЛУБОЧНЫХ СИСТЕМАХ
РАЗРАБОТКИ.

Лекция 19

УГЛУБОЧНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ. УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ УГЛУБОЧНЫХ
СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ.

Технология обучения

Время - 2 час	Количества студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	1. Форма и строение залежей. 2. Преобладающие типы и мощность пород. 3. Обводненность и температурный режим. 4. Рельеф поверхности. 5. Форма и размеры карьеров. 6. Условия производства и объемы горных работ
<i>Цель учебного занятия:</i> ознакомление с формами и строением залежей, мощностью и обводненностью пород, формой и размерами карьеров, условиями производства и объемами горных работ при углубочных системах разработки	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">• ознакомить формами и строением залежей, мощностью и обводненностью пород;• ознакомить формой и размерами карьеров, условиями производства и объемами горных работ при углубочных системах разработки	<i>Результаты учебной деятельности:</i> <p>Студент должен узнать:</p> Форма и строение залежей. Преобладающие типы и мощность пород. Обводненность и температурный режим. Рельеф поверхности. Форма и размеры карьеров. Условия производства и объемы горных работ
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах.
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Для каких месторождений характерны пласты и пластообразные залежи? 2. Какие породы являются вскрышными на всех наклонных и крутых месторождениях? 3. Что влияет на выбор технологических решений? 4. Чем определяются конечные форма и размеры в плане карьера глубинного вида? 5. Условия производства горных работ при углубочных системах разработки <p>2.2. Акцентирует внимание на ключевых моментах темы, предлагает их записать</p>	<p>2.1. Слушают. По очереди отвечают на вопросы. Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы. Записывают главное.</p>
3- этап. Заключительная (10 мин.)	<p>3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.</p> <p>3.2 Составить кластер на слово «автомобильный транспорт». Ставить оценки.</p>	<p>3.1. Отвечают на вопрос.</p> <p>3.2. Слушают, записывают.</p>

Форма и строение залежей

Форма и строение залежей. Пласты, пластообразные залежи и свиты пластов характерны для угольных, железорудных, апатитовых и фосфоритовых, меднорудных и других месторождений.

Изометрические залежи, в основном массивного и штокверкового типов, характерны для многих месторождений руд цветных металлов, железистых кварцитов, хризотил-асбеста и др. Трубообразные залежи характерны для алмазных месторождений. Разрабатываются также залежи переходных форм.

Большинство пластообразных залежей имеют четкие контакты, но неравномерное качество как по отдельным залежам, так и в пределах одной залежи по глубине и в плане. Многие месторождения, в первую очередь штокверкового типа (руды цветных металлов, хризотил-асбест, ряд руд химического сырья и т.д.), являются сложноструктурными, характеризуются отсутствием четких контактов залежей, многочисленными включениями пустых пород, наличием нескольких (до десятка и более) рудных тел сложной формы, неравномерным качеством руды на участках, расстояние между которыми измеряется несколькими метрами, и т. д. В целом для наклонных и крутых месторождений характерны многочисленные геологические нарушения, обуславливающие изменение пространственного положения, формы и размеров залежей, а также качества полезных ископаемых.

Преобладающие типы и мощность пород. На всех наклонных и крутых месторождениях вскрышные породы — это в первую очередь покрывающие залежи наносы, вмещающие породы, прослой и включения. На угольных месторождениях вмещающие породы обычно полускальные и скальные (первого и второго классов по трудности разработки), а сам уголь является плотной или полускальной породой. Для многих рудных месторождений характерны метаморфизованные, осадочные и изверженные скальные вмещающие породы и полезные ископаемые с широким диапазоном изменения показателя трудности разработки пород ($P_{тр}$ изменяется от 4—5 до 20 и более). Промерзшие полускальные и скальные (многолетнемерзлые) вмещающие породы и полезные ископаемые типичны для месторождений северных и северо-восточных районов.

Обычная мощность угольных пластов изменяется от нескольких до десятков метров; такой диапазон мощности характерен и для пластообразных залежей руд цветных металлов, минерального химического сырья, хризотил-асбеста и др. Мощность железорудных залежей изменяется от десятков до сотен метров.

Характерным является:

одновременная разработка пород с различными показателями $P_{тр}$, отличающимися на 3—5 категорий и более;

повышение трудности разработки пород с углублением карьера вследствие увеличения прочности и уменьшения трещинности пород даже одного минералогического состава.

Мощность покрывающих пород (в основном четвертичных отложений) обычно невелика (от нескольких метров до 30—40 м). В то же время во все большем масштабе в разработку открытым способом вовлекаются месторождения с мощностью покрывающих пород до 100 и даже 150 м. Покрывающие породы на таких месторождениях мягкие, плотные, разнородные и полускальные.

Обводненность и температурный режим. Месторождения глубинного и высотно-глубинного типов, как правило, обводнены (от одного до шести водоносных горизонтов). Отрицательный температурный режим многолетнемерзлых мягких, плотных и полускальных пород с глинистым скелетом неблагоприятно сказывается на выполнении технологических процессов и обеспечении устойчивости откосов отдельных уступов в летний период.

Рельеф поверхности. На выбор технологических решений (в основном по вскрытию, компоновке генплана) существенно влияет холмистый рельеф и особенно — сложный рельеф поверхности высокогорных месторождений. При этом он влияет на селе- и лавиноопасность и устойчивость отвалов, от него зависит местоположение обогатительных фабрик и отвалов, а следовательно, и расстояние транспортирования полезного ископаемого и вскрышных пород, а также является исходным фактором при выборе порядка разработки нагорных месторождений, комплексов вскрышного и добычного оборудования, расположения приемных пунктов горной массы.

По мере развития горных работ на нагорных карьерах изменяется и рельеф поверхности, что определяет целесообразность в ряде случаев изменения вскрышного и добычного технологического комплексов.

Форма и размеры карьеров. Конечные форма и размеры в плане карьера глубинного вида определяются его глубиной H_k , углами заложения нерабочих бортов γ_n и размерами залежи на уровне дна. Размеры карьерного поля могут ограничиваться: наличием участков, где мощность залежи меньше допустимой, либо участков с непромышленным содержанием полезных компонентов; наличием природных или искусственных преград; большим расстоянием между отдельными залежами месторождения.

Форма поверхностного контура глубоких карьеров обычно округлая, независимо от формы залежи в плане. В то же время форма и размеры контура каждого горизонта и карьера в целом в начальный период отработки месторождения определяются формой и размерами залежи и применяемой системой разработки (рис. 19.1) и в меньшей степени — размерами и формой конечных контуров отдельных горизонтов и карьерного поля в целом.

Условия производства и объемы горных работ. Для систематического углубления горных работ с определенной скоростью требуется продвижение фронта работ на всех вскрытых уступах с соответствующей скоростью. При любой системе разработки в карьере глубинного вида длина фронта работ каждого вышележащего уступа больше, чем нижележащего, так же как и конечные размеры уступов. Поэтому на верхних горизонтах должны выполняться большие объемы вскрышных работ и срок их отработки продолжительнее, чем нижележащих горизонтов. Одновременно нарезаются

новые уступы, общее число рабочих уступов возрастает в течение длительного времени. В связи с этим увеличиваются и объемы вскрышных работ.

С углублением карьера возрастает трудность разработки пород, увеличивается высота подъема горной массы и расстояние перевозок вскрышных пород. Уменьшение размеров нижних горизонтов обуславливает стесненные условия работы комплексов оборудования, в первую очередь транспорта. Усложняется также управление качеством добытого полезного ископаемого, возрастает водоприток. Условия производства горных работ особенно усложняются при достижении карьером глубины 150—200 м и более.

Обеспечение плановых объемов добычи полезного ископаемого достигается:

выбором добычных и вскрышных технологических комплексов, в наибольшей мере соответствующих природным и организационным условиям каждого этапа разработки и обеспечивающих преемственную связь между комплексами на смежных этапах и в период реконструкции карьера;

изменением схем вскрывающих трасс и способа вскрытия как с каждым новым этапом разработки (обычно при реконструкции карьера), так и в пределах одного этапа, соблюдая в целом принятую систему вскрывающих трасс;

регулированием параметров системы разработки с целью управления текущими объемами вскрышных работ как по этапам, так и в пределах этапов разработки.

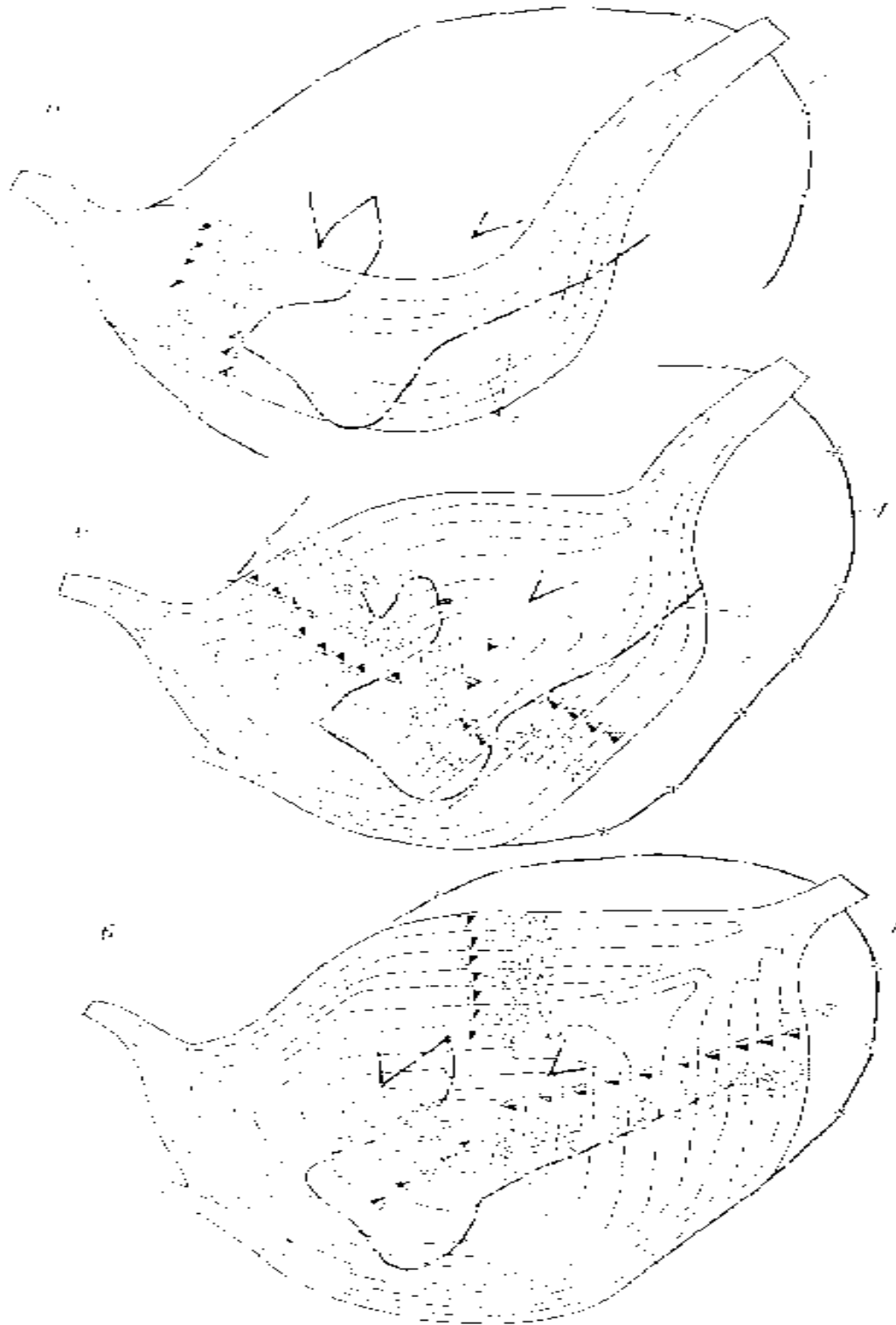


Рис. 19.1. Схемы изменения формы и размеров карьера и горизонтов по мере углубления горных работ:

а, б и в — этапы развития горных работ; 1 — конечный контур карьера; 2 — контур рудной залежи; 3 — контуры горизонтов.

Опорные слова: пластообразные, свиты пластов, изометрические, трубообразные, скальные полускальные, глубинный, высотно-глубинный, холмистый, трудность разработки, регулирование параметров системы разработки.

Контрольные вопросы:

5. Для каких месторождений характерны пласты и пластообразные залежи?
6. Какие породы являются вскрышными на всех наклонных и крутых месторождениях?
7. Что влияет на выбор технологических решений?
8. Чем определяются конечные форма и размеры в плане карьера глубинного вида?
9. Условия производства горных работ при углубочных системах разработки.

Литература:

1. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1982.
2. Открытые горные работы. Справочник. Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Веницкий К.Е. и др./М., Горное бюро, 1994, 590 с.
3. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., «Недра», 1980, 631 с.
4. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация. М., «НЕДРА», 1985.
5. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Изд. 2. М., «НЕДРА», 1975.
6. Симкин Б.А. Технология и процессы открытых горных работ. М., Недра, 1970.
7. Теория и практика открытых разработок. Изд. 2. Под общей ред. Н.В. Мельникова. М., Недра, 1979.

Курс:

«ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Раздел шестой.

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ПРИ УГЛУБОЧНЫХ СИСТЕМАХ
РАЗРАБОТКИ.

Лекция 20

ПРОСТЫЕ, ТУПИКОВЫЕ И ПЕТЛЕВЫЕ ТРАССЫ

Технология обучения

Время - 2 час	Количества студентов: 40-50 чел
Форма учебного занятия	Введение, визуальная лекция
План учебного занятия	<ol style="list-style-type: none">1. Простая трасса.2. Тупиковые трассы.3. Петлевые трассы
<i>Цель учебного занятия:</i> ознакомление с разнообразными видами внутренних съездов	
<i>Задачи преподавателя:</i> <ul style="list-style-type: none">•ознакомить с разнообразными видами внутренних съездов;•	<i>Результаты учебной деятельности:</i> Студент должен узнать: Разнообразные виды внутренних съездов. Схему съездов. Схемы тупиковых трасс. Простая трасса. Петлевые трассы
Средства обучения	Лазерный проектор, визуальные материалы, информационное обеспечение.
Формы обучения	Коллективная, фронтальная работа, работа в парах.
Условия обучения	Аудитория, приспособленная для работы с ТСО.

Технологическая карта

Этапы, время	Деятельность	
	преподавателя	студентов
1 этап. Введение (10 мин.)	1.1. Сообщает тему, цель, планируемые результаты учебного занятия и план его проведения.	1.1. Слушают, записывают.
2 этап. Основной (60 мин.)	<p>2.1. С целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Чем характеризуется простая трасса? 2. Как образуются участки стационарной трассы? 3. Какими могут быть тупиковые трассы? 4. Что позволяет увеличить пропускную способность тупиковой трассы? 5. Чем характеризуются петлевые трассы? <p>2.2. Акцентирует внимание на ключевых моментах темы, предлагает их записать</p>	<p>2.1. Слушают. По очереди отвечают на вопросы.</p> <p>Слушают правильный ответ.</p> <p>2.2. Обсуждают содержание схем и таблиц, визуальные материалы, уточняют, задают вопросы.</p> <p>Записывают главное.</p>
3- этап. Заключительная (10 мин.)	<p>3.1. Проводит блиц-опрос. Делает итоговое заключение. Дает задание для самостоятельной работы.</p> <p>3.2 Составить кластер на слово «автомобильный транспорт». Ставить оценки.</p>	<p>3.1. Отвечают на вопрос.</p> <p>3.2. Слушают, записывают.</p>

Простая трасса.

Наибольшее распространение для вскрытия глубоких горизонтов получили разнообразные виды внутренних полутраншей (съездов). Они чаще всего являются продолжением траншей внешнего заложения.

Угол в плане φ между осью съезда и откосом уступа может находиться в пределах $\arcsin \operatorname{ctg} \alpha \leq \varphi \leq \pi/2$ (рис. 20.1). При минимальном угле $\varphi = \arcsin i \operatorname{ctg} \alpha$ (см. рис. 20.1, а) уменьшается дополнительный разнос нерабочего борта. Этот угол увеличивают при применении автотранспорта для сокращения длины трассы, расстояния перевозок на горизонтах. Съезды при этом имеют верхнюю траншейную и нижнюю полутраншейную части (см. рис. 20.1, б) или верхнюю траншейную часть, а нижнюю часть в виде насыпи (см. рис. 20.1, в). Часто съездами называют и наклонные внутренние траншеи.

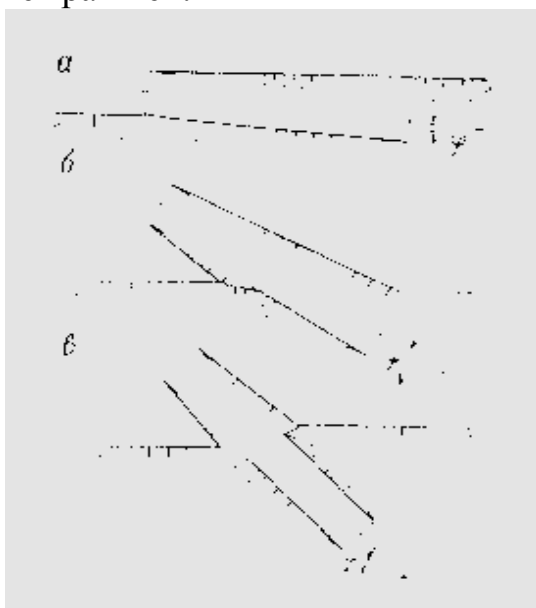


Рис. 20.1. Схемы съездов.

Простая трасса размещается на одном или двух смежных бортах карьера. Трасса может быть стационарной, полустационарной, скользящей или иметь стационарную и скользящую части. Простая трасса характеризуется неизменным направлением движения транспортных средств в ее пределах и наименее сложной конструкцией пунктов примыкания к горизонтам. Следствием этого являются максимальные для внутренних трасс скорость движения транспорта и пропускная способность трассы, минимальный разнос борта карьера.

Участки стационарной трассы образуются сразу же по мере вскрытия рабочих горизонтов или при выходе участков скользящей трассы на нерабочий борт карьера, причем горизонт с новым участком стационарной трассы является рабочим или уже нерабочим. При формировании стационарной простой трассы в зоне отработанных верхних горизонтов целесообразно примыкание съездов к ним устраивать на руководящем подъеме. При этом увеличивается число горизонтов, вскрываемых прямым отрезком трассы, а также уменьшается разнос

бортов. При автотранспорте по требованиям безопасности движения на затяжном подъеме необходимо устройство пологих вставок.

Примыкание стационарных съездов к рабочим горизонтам осуществляется обычно на промежуточных площадках.

При железнодорожном транспорте длина площадок $L_{\text{п}}$ составляет 150—400 м; при автотранспорте—15—30 м и в основном зависит от требуемой ширины транспортных берм.

Внутренние трассы или траншеи смешанного заложения с простыми трассами при железнодорожном транспорте возможны обычно в карьерах глубиной до 60—100 м. При автотранспорте такие стационарные трассы широко применяются в карьерах вытянутой формы для вскрытия как всех, так и групп верхних горизонтов.

При полускальных породах угол откоса борта, обеспечивающий размещение транспортных коммуникаций, составляет 26—38°. Если он меньше угла, определяемого по условиям устойчивости откоса, то необходим дополнительный разнос борта для размещения стационарных съездов. В общем случае объем дополнительного разноса борта (м^3) может быть приблизительно определен для всех форм трассы как объем полупризмы (рис. 38.2):

$$V_p = \frac{K_y b H_k^2}{2i_p},$$

где H_k — конечная глубина заложения внутренней трассы, м; K_y — коэффициент удлинения трассы; b — ширина дна траншеи.

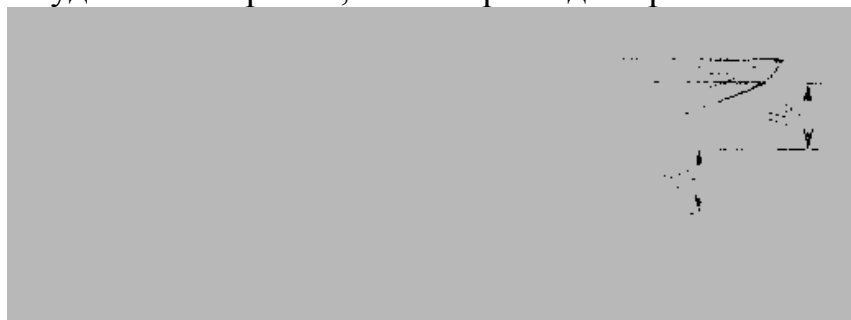


Рис. 20.2. Схема к расчету дополнительного разноса борта для размещения внутренней трассы

Тупиковые трассы могут быть стационарными, полустационарными и скользящими. Длина тупиковых площадок примыкания $L_{\text{п}}$ определяется из условия размещения на них поезда и возможности торможения его перед остановкой; при этом учитывают условия обмена поездов, т. е. схему путевого развития тупиковых разъездов и постов примыкания. Величина $L_{\text{п}}$ изменяется от 250 до 600 м. Ширину тупиковой площадки определяют числом укладываемых путей, габаритами подвижного состава и устойчивостью откосов уступов, обычно она равна 8—20 м.

Типичным при тупиковой трассе является вскрытие рабочих горизонтов одинарными внутренними траншеями (рис. 20.3, а и б). Возможно применение парных траншей с тупиковой трассой (рис. 20.3, в).

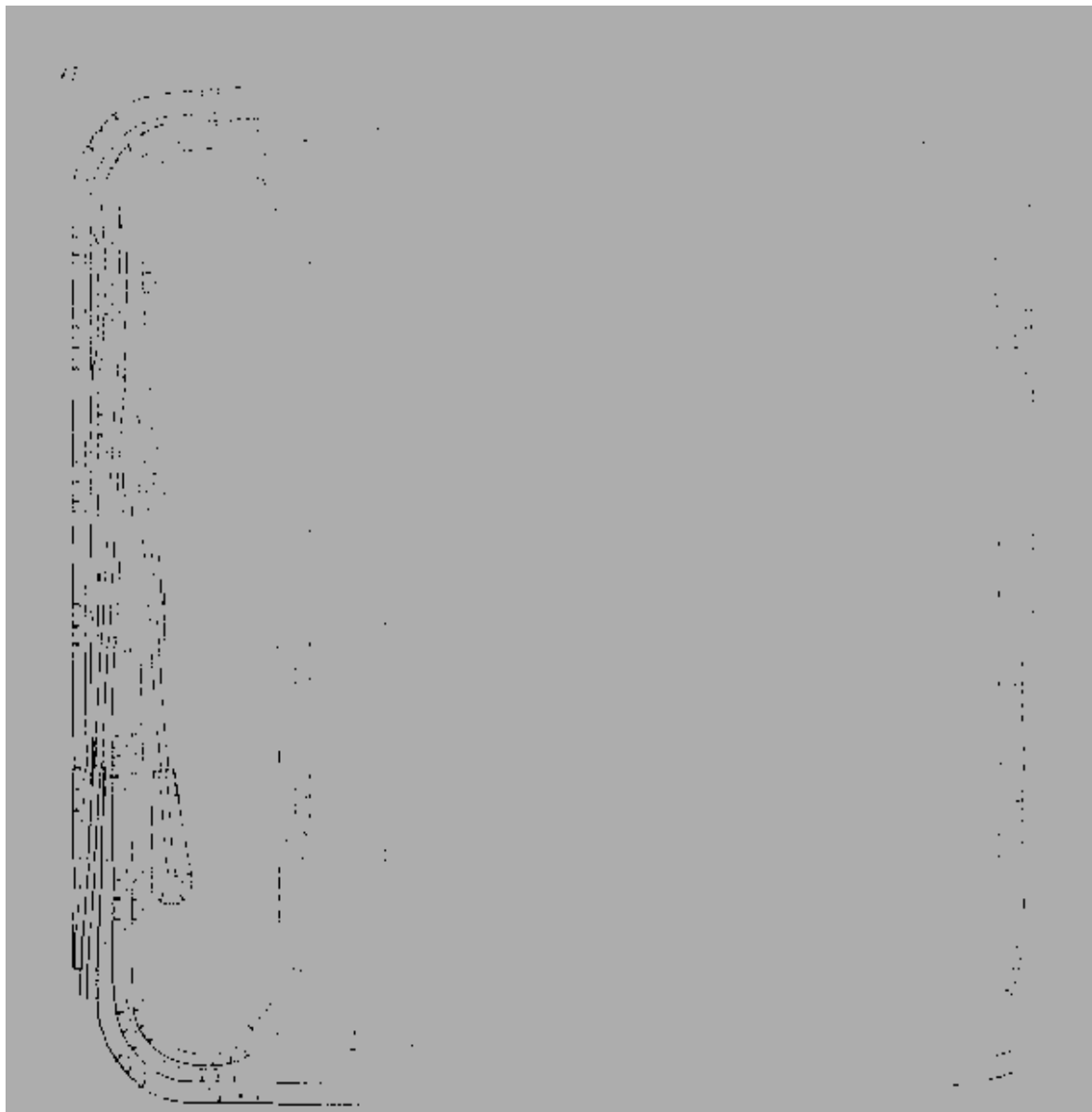


Рис. 20.3. Схемы тупиковых трасс:

а и б — двухпутные соответственно при одно- и двустороннем примыкании;
 в — однопутная (парные траншеи).

Тупиковые трассы разделяются на одноступенчатые и многоступенчатые (поступательно-тупиковые) соответственно, при вскрытии прямым отрезком трассы одного и нескольких горизонтов, а по числу путей — на однопутные и двухпутные.

В глубоких карьерах ($H_k=170\div 200$ м и более) с большими их размерами в плане часто на верхних и средних горизонтах трасса трех- и двухступенчатая, а на нижних — одноступенчатая. При небольшой протяженности борта L_k максимально возможная высота (м) вскрываемых уступов завиет от уклона траншеи i и длины тупиковых площадок примыкания $L_{\text{п}}$:

$$H_{\text{v max}}=(L_k-2L_{\text{п}})i.$$

Путевое развитие тупиковых пунктов примыкания в основном определяется числом путей на съездах, числом сторон примыкания путей

рабочего горизонта к тупику (одно- и двустороннее), наличием или отсутствием «враждебности» маршрутов груженых и порожних поездов.

Путевое развитие съездов, промежуточных и тупиковых пунктов примыкания устанавливается в соответствии с грузооборотом рабочих горизонтов, обслуживаемых отдельными участками трассы.

Увеличить пропускную способность тупиковой трассы позволяет поточное движение поездов. Для этого требуется устройство телескопических тупиков с двусторонним примыканием или двух трасс соответственно при вскрытии одинарными и парными траншеями (рис. 20.4).

При схемах поточного движения поездов необходима большая протяженность карьерного поля. Так, даже при одноступенчатой телескопической трассе длина одного ее участка равна 1300—1500 м. Значительно больше должна быть длина борта для размещения многоступенчатой телескопической трассы. Обычно при этом прямым отрезком трассы вскрывают не более двух верхних уступов. При схемах с двумя трассами ускоряется подготовка горизонтов за счет одновременного проведения траншей в двух направлениях.

Двухпутная тупиковая трасса даже при телескопических тупиках имеет меньшую пропускную способность, чем простая. Устройство третьего и четвертого путей не приводит к увеличению пропускной способности трассы из-за пересечений путей на горизонтах, поэтому многопутные трассы не применяются

При поточных схемах движения и автоблокировке пропускная способность двухпутных тупиковых трасс может составлять 200—280 пар поездов в сутки, а годовая производственная мощность карьера по горной массе может достигать при однопутных двух трассах 16—30 млн. т и при двухпутных телескопических трассах 25—40 млн. т. Схемы путевого развития простых и тупиковых трасс, при которых обеспечивается поточное движение поездов, возможны практически только при продольной однобортовой системе разработки.

Петлевые трассы характеризуются высокой пропускной способностью. При устройстве трасс на косогоре или борту карьера размещение поворотной площадки возможно в выемке, на насыпи или одновременно в полувыемке и на полунасыпи (рис. 38.5, *a* и *б*). Объемы горных работ (m^3) по сооружению выемки или насыпи приближенно рассчитываются по формулам, предложенным Е. И. Васильевым:

для полувыемки

$$V = \frac{2}{3} K_{\psi} \psi R^3 \lambda;$$

для полунасыпи

$$V = \frac{2}{3} K_n \psi_1 R^3 \lambda.$$

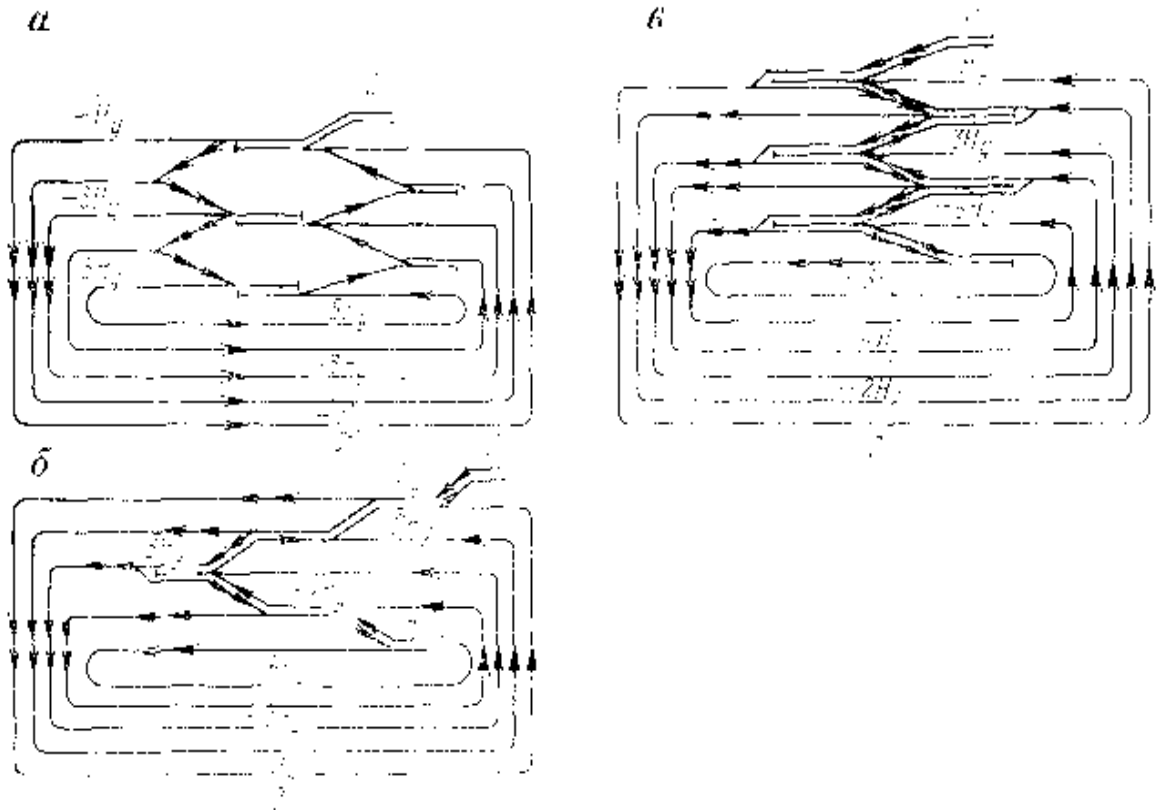


Рис. 20.4. Схемы путевого развития тупиковых трасс при поточном движении поездов:
 а — с двумя одноступенчатыми тупиковыми трассами (грузовой и порожняковый); б и в — соответственно с многоступенчатой и одноступенчатой при телескопических тупиках.

Величины ψ и ψ_1 определяются из выражений.

$$\psi = \frac{\sin \alpha \cdot \sin \gamma}{\sin(\alpha - \gamma)}; \quad \psi_1 = \frac{\sin \omega \cdot \sin \gamma}{\sin(\omega - \gamma)},$$

где α — угол откоса борта выемки, градус; γ — угол наклона борта карьера или косогора, градус; ω — угол откоса насыпи, градус.

Коэффициент λ учитывает торцовые участки полувыемки или полунасыпи. Его значения при определении объема полувыемки принимаются следующими:

угол откоса выемки или насыпи, градус.....	90—75	75—60	60—45	45—30	<30
коэффициент λ	1,02	1,08	1,13	1,18	1,22

Коэффициенты K_B и K_H учитывают центральный угол, охватываемый полунасыпью.

Центральный угол, охватывающий полувыемку, градус.....	180	170	160	150	140	130	120	100	90	60
Коэффициент K_B	0,67	0,53	0,43	0,33	0,25	0,18	0,13	0,07	0,04	0,02

Объем горных работ по сооружению площадки для петли пропорционален третьей степени ее радиуса и может достигать нескольких миллионов кубических метров. Поэтому при железнодорожном транспорте целесообразность сооружения петлевой трассы проверяется

сопоставлением затрат на дополнительные объемы горных работ и возможной экономии по транспортированию. Петлевое соединение при железнодорожном транспорте применяют, если на флангах карьерного поля имеются выположенные участки бортов; такие соединения при этом могут рассчитываться на расположение спаренных независимых трасс.

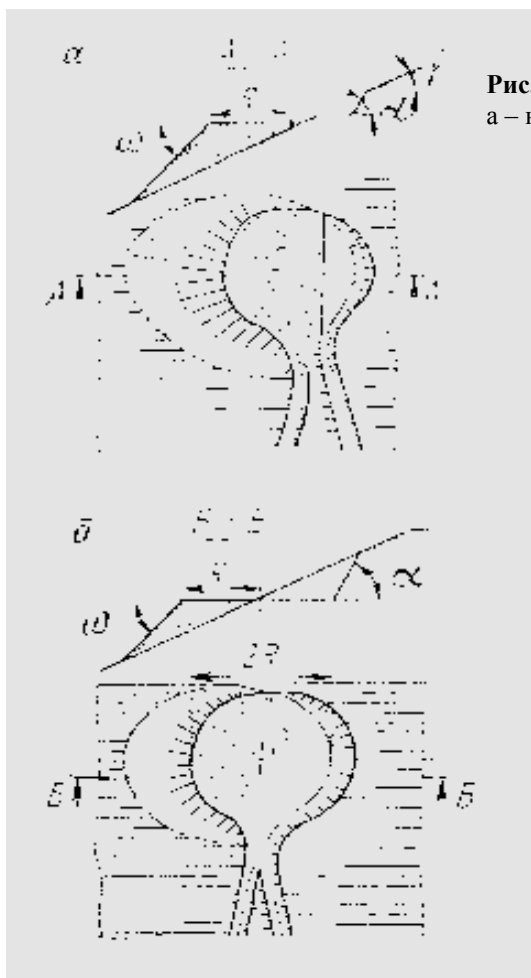


Рис. 20.5. Схемы петлевых площадок:
а – на насыпи; б – в полувыемке и на полунасыпи равной ширины.

При автотранспорте петлевые трассы общеприняты, так как дополнительные объемы горных работ в этом случае намного меньше. Для обеспечения возможности движения автомашин по трассе со скоростью 20 км/ч необходимо, чтобы радиус поворота петлевого соединения составлял не менее 25—30 м. Для этого разнос бортов карьера или косогора на участках расположения поворотных площадок увеличивается. Только в стесненных условиях (крутые косогоры, нижние горизонты глубоких карьеров) допускается уменьшение радиуса петли до 15—20 м.

Опорные слова: вскрытие, горизонт, внутренняя полутраншея, угол в плане, смежный борт карьера, участки стационарной трассы, примыкание стационарных съездов, угол откоса борта, стационарный, полустационарный, скользящий, путевое развитие, формулы Е.И.Васильева, насыпь.

Контрольные вопросы:

1. Чем характеризуется простая трасса?

2. Как образуются участки стационарной трассы?
3. Какими могут быть тупиковые трассы?
4. Что позволяет увеличить пропускную способность тупиковой трассы?
5. Чем характеризуются петлевые трассы?

Литература:

1. Открытые горные работы. Справочник. Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Виницкий К.Е. и др./М., Горное бюро, 1994, 590 с.
2. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., «Недра», 1980, 631 с.
3. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация. М., «НЕДРА», 1985.
4. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Изд. 2. М., «НЕДРА», 1975.
5. Симкин Б.А. Технология и процессы открытых горных работ. М., Недра, 1970.
6. Теория и практика открытых разработок. Изд. 2. Под общей ред. Н.В. Мельникова. М., Недра, 1979.

ПРАКТИЧЕСКИЕ ЗАНЯТИЕ
ПО ПРЕДМЕТУ
**«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»**

СОДЕРЖАНИЕ

Практическое занятие №1	
Определение главных параметров карьера	238
Практическое занятие №2	
Расчет параметров основных производственных процессов и технологии открытой разработки месторождения камня	242
Практическое занятие №3	
Подготовка пород взрывным способом	246
Практическое занятие №4	
Расчет режимов и производительности станков шарошечного бурения.	249
Практическое занятие №5	
Расчеты параметров работ выемочно-погрузочных машин	253
Практическое занятие №6	
Расчеты параметров работ выемочно-транспортных машин.....	259
Практическое занятие №7	
Расчет автомобильного транспорта	265
Практическое занятие №8	
Расчет технологической величины руководящего подъема железнодорожного транспорта	271
Практическое занятие №9	
Расчет отвальных работ	278
Практическое занятие №10	
Определение угла откоса бортов карьера.....	286
Практическое занятие №11	
Определение параметров бестранспортной системы разработки ...	288
Практическое занятие №12	
Определение параметров транспортной системы разработки	292
Практическое занятие №13	
Определение параметров комбинированной системы разработки ...	297
Практическое занятие №14	
Расчет потерь и разубоживания	299

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №1
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛАВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРА

Цель работы: определение главных параметров карьера.

Главными параметрами карьера являются объем горной массы, конечная глубина, размеры по подошве, углы откосов бортов, запасы полезного ископаемого, объем вскрыши и размеры на уровне дневной поверхности.

Объем горной массы (м) в контурах карьера, характеризующий масштаб горных работ, определяется по формуле акад. В.В. Ржевского

$$V_{г.м} = SH_{к} + \frac{1}{2} \sum_1^n L_n H_{к}^2 \operatorname{ctg} \beta_n + \frac{1}{3} \pi H_{к}^3 \operatorname{ctg}^2 \beta_{ср}, \text{ м}^3$$

где S – площадь подошвы ABCDE карьера (рис. 1.1), м^2 ;

$H_{к}$ – глубина карьера, м; β_n – угол откоса борта карьера, градусы;

l_n – длина n-го участка борта, м; $\beta_{ср}$ – средний угол откоса борта, градусы;

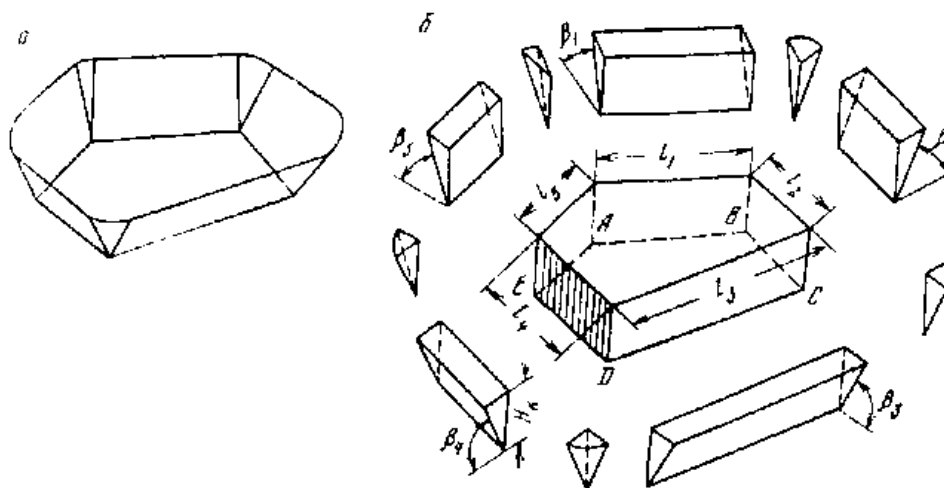


Рис. 1.1. Схема к определению объема горной массы $V_{г.м}$ в контурах карьера: а – общий вид; б – геометрические тела, из которых состоит объем карьера

Если углы откосов всех бортов карьера равны или различаются между собой незначительно, то формула акад. В.В. Ржевского примет вид

$$V_{г.м} = S * H_{к} + \frac{1}{2} P * H_{к}^2 \operatorname{ctg} \beta_{ср} + \frac{1}{3} \pi H_{к}^3 \operatorname{ctg}^2 \beta_{ср}, \text{ м}^3$$

где P – периметр подошвы карьера, м.

$$P = 2(P_0 + B_0), \text{ м}$$

$$S = L_0 * B_0, \text{ м.}$$

При разработке пологих и горизонтальных месторождений конечная глубина карьера определяется отметкой почвы пласта полезного ископаемого или суммой мощностей вскрыши $h_в$ и полезного ископаемого $h_{и}$, т.е.

$$H_{к.к} = h_в + h_{и}, \text{ м}$$

Увеличение глубины карьера, разрабатывающего крутую залежь, вызывает постоянное возрастание текущего коэффициента вскрыши. При достижении некоторой промежуточной глубины карьера $H_{к.к.}$ (рис. 1.2)

значение текущего коэффициента вскрыши станет равным граничному, т.е. $k_T = k_{гр}$.

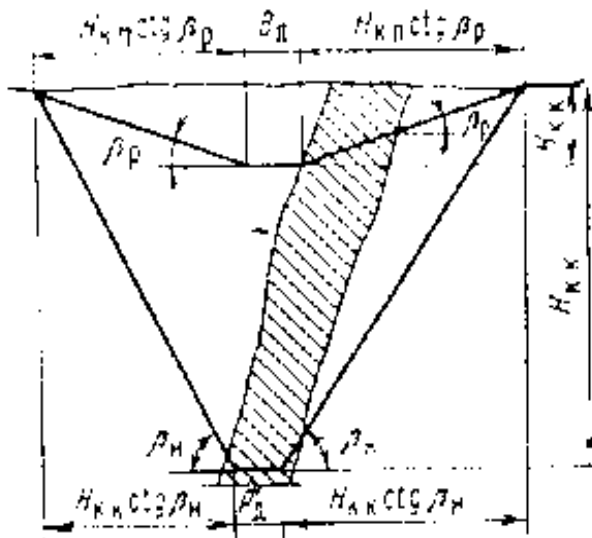


Рис. 1.2. Схема к определению конечной глубины карьера.

Аналитический метод расчета конечной глубины карьеров является приближенным, так как он не учитывает всех горно-геологических, топографических и других особенностей месторождения. Для более точного решения этого вопроса применяют методы графической, графоаналитической и метод вариантов.

Конечную глубину карьера определяется по формуле:

$$H_{к.к.} = \frac{-P + \sqrt{P^2 - 4\pi[S - m_2 L_0 (1 + k_{сп})]}}{2\pi \operatorname{tg} \beta_n}.$$

где m_2 – горизонтальную мощность залежи.

$$m_2 = \frac{m}{\sin \beta_3}, \text{ м.}$$

Размеры дна карьера в конечных границах при разработке горизонтальных месторождений определяются контурами залежи в плане на отметке подошвы. При разработке наклонных и крутых месторождений минимальная ширина дна карьера определяется условием безопасного ведения горных работ и составляет 30÷40 м. Длина дна карьера принимается равной протяженности залежи по простиранию (при незначительной ее длине). В случае большой протяженности залежи длина дна карьера по техническим соображениям принимается 3÷4 км. Минимальная длина дна карьера должна находиться в пределах 70÷100 м.

$$x = \frac{(m_2 - B_0) \cdot (\operatorname{tg} \beta_3 - \operatorname{tg} \beta_n)}{2 \operatorname{tg} \beta_3}.$$

Объем запасов полезного ископаемого определяется по формуле:

$$V_u = m_2 * L_0 (H_n - h_n) - (S_1 + S_2) * L_0, \text{ м}^3$$

где S_1, S_2 – соответственно площадь составляемого со стороны висячего и лежачего бока полезного ископаемого при расположении дна карьера внутри залежи (рис.1.3.)

$$S_1 = \frac{(m_2 - x - B_0)^2 \operatorname{tg} \beta_3 \operatorname{tg} \beta_n}{2(\operatorname{tg} \beta_3 + \operatorname{tg} \beta_n)}$$

$$S_2 = \frac{x^2 \operatorname{tg} \beta_3 \operatorname{tg} \beta_n}{2(\operatorname{tg} \beta_3 - \operatorname{tg} \beta_n)}$$

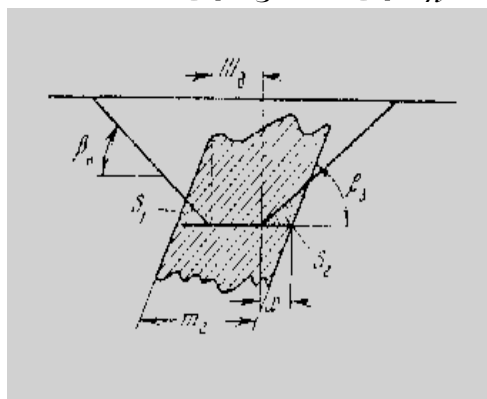


Рис.1.3. схема к выбору положения дна карьера.

Промышленные запасы полезного ископаемого (эксплуатационные потери принимаем равными 4%) определяются по формуле:

$$Z_n = 0,96 * Z_0, \text{ т.}$$

где Z_0 – балансовые запасы полезного ископаемого, которые принимаем равным геологическим запасам:

$$Z_0 = Z_2 = V_u * \rho_u, \text{ т.}$$

Объем горной массы в контурах карьерах (принимаем $\beta_{cp} = \beta_n$) определяется по формуле:

$$V_{z.m} = S * H_k + \frac{1}{2} P * H_k^2 \operatorname{ctg} \beta_{cp} + \frac{1}{3} \pi H_k^3 \operatorname{ctg}^2 \beta_{cp} \cdot \text{м}^3.$$

Объем вскрыши в конечных контурах карьера определяются по формуле:

$$V_v = V_{z.m} - V_u, \text{ м}^3.$$

Средний промышленный коэффициент вскрыши определяются по формуле:

$$k_{cp} = \frac{V_v}{Z_n}, \text{ м}^3/\text{т.}$$

Пример. Определить конечную глубину карьера, балансовые и промышленные запасы полезного ископаемого, объем вскрыши и средний промышленный коэффициент вскрыши при разработке пластообразной залежи.

Дано:

мощность залежи $m=56$ м;
 угол наклона залежи – $\beta_3=70^\circ$;
 ширина дна карьера $B_d=40$ м;
 длина дна карьера $L_d=2000$ м;

граничный коэффициент вскрыши $k_{гр}=9,2 \text{ м}^3/\text{м}^3$;
 угол наклона нерабочего борта карьера $\beta_n=39^\circ$;
 плотность полезного ископаемого $\rho_n=2,8 \text{ т}/\text{м}^3$;
 высота нерабочего уступа $h_n=8 \text{ м}$.

Решение:

1. Горизонтальную мощность залежи определяются по формуле:

$$m_z = \frac{m}{\sin \beta_3} = \frac{56}{\sin 70^\circ} = 60 \text{ м.}$$

2. Периметр дна карьера определяются по формуле:

$$P = 2(P_0 + B_0) = 2(2000 + 40) = 4080 \text{ м.}$$

3. Площадь дна карьера определяются по формуле:

$$S = L_0 * B_0 = 2000 * 40 = 80000 \text{ м}^2.$$

4. Конечную глубину карьера определяются по формуле:

$$H_{к.к.} = \frac{-P + \sqrt{P^2 - 4\pi[S - m_z L_0(1 + k_{зп})]}}{2\pi \text{tg} \beta_n}.$$

$$H_{к.к.} = \frac{-4080 + \sqrt{4080^2 - 4 \cdot 3,14[80000 - 60 \cdot 2000(1 + 9,2)]}}{2 \cdot 3,14 \cdot \text{ctg} 39^\circ} = 203 \text{ м.}$$

5. Расстояние от дна карьера до лежачего бока залежи определяются по формуле:

$$x = \frac{(m_z - B_0) \cdot (\text{tg} \beta_3 - \text{tg} \beta_n)}{2 \text{tg} \beta_3}.$$

$$x = \frac{(60 - 40) \cdot (2,7 - 0,8)}{2 \cdot 2,7} = 7 \text{ м.}$$

6. Объем запасов полезного ископаемого определяются по формуле:

$$V_u = m_z * L_0 (H_n - h_n) - (S_1 + S_2) * L_0$$

$$S_1 = \frac{(m_z - x - B_0)^2 \text{tg} \beta_3 \text{tg} \beta_n}{2(\text{tg} \beta_3 + \text{tg} \beta_n)}.$$

$$S_1 = \frac{(60 - 7 - 40)^2 \cdot 2,7 \cdot 0,8}{2(2,7 + 0,8)} = 52,7 \text{ м}^2.$$

$$S_2 = \frac{x^2 \text{tg} \beta_3 \text{tg} \beta_n}{2(\text{tg} \beta_3 - \text{tg} \beta_n)}.$$

$$S_2 = \frac{7^2 \cdot 2,7 \cdot 0,8}{2(2,7 - 0,8)} = 28,1 \text{ м}^2.$$

$$V_u = 60 * 2000(203 - 18) - (52,7 + 28,1) * 2000 = 22038000 \text{ м}^3.$$

7. Балансовые запасы полезного ископаемого, которые принимаем равным геологическим запасам, определяются по формуле:

$$Z_0 = Z_z = V_u * \rho_u = 22038000 * 2,8 = 61708000 \text{ т.}$$

8. Промышленные запасы полезного ископаемого (эксплуатационные потери принимаем равным 4%) определяются по формуле:

$$Z_n = 0,96 * Z_0 = 61708000 * 0,96 = 59239000 \text{ т.}$$

9. Объем горной массы в контурах карьерах (принимая $\beta_{cp}=\beta_n$) определяются по формуле:

$$V_{z.m} = S * H_{\kappa} + \frac{1}{2} P * H_{\kappa}^2 \operatorname{ctg} \beta_{cp} + \frac{1}{3} \pi H_{\kappa}^3 \operatorname{ctg}^2 \beta_{cp}.$$

$$V_{z.m} = 80000 * 203 + \frac{1}{2} 4080 * 203^2 * 1,24 + \frac{1}{3} 3,14 * 203^3 * 1,24^2 = 129728000 \text{ м}^3.$$

10. Объем вскрыши в конечных контурах карьера определяются по формуле:

$$V_e = V_{z.m} - V_u = 129728000 - 22038000 = 107690000 \text{ м}^3.$$

11. Средний промышленный коэффициент вскрыши определяются по формуле:

$$k_{cp} = \frac{V_e}{Z_n} = \frac{107690000}{59239000} = 1,82 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Исходные данные для решения задачи:

№ вар.	m, м	β_3 , град	B _д , м	L _д , м	k _{гр} , м ³ /м ³	β_n , град	ρ_n , т/м ³	h _н , м
1.	50	65	50	250	8,9	41	2,4	20
2.	40	69	52	1500	8,1	39	2,7	18
3.	60	65	50	250	8,1	39	2,7	20
4.	45	70	40	2000	9,2	41	2,8	17
5.	68	69	45	1800	11,2	38	2,1	15
6.	65	45	50	1250	8,8	42	3,1	10
7.	60	49	52	1000	8,2	39	2,8	18
8.	62	52	50	250	8,1	39	2,7	20
9.	45	62	40	2000	9,2	41	2,8	17
10.	68	59	45	1600	6,2	39	2,3	15
11.	60	60	51	1250	8,9	41	2,4	20
12.	50	65	50	1200	7,1	37	2,7	20
13.	45	70	45	1200	9,1	40	2,8	17
14.	62	69	44	1100	11,2	38	2,1	15
15.	65	45	50	1350	8,1	42	2,1	10
16.	55	48	52	900	8,2	39	2,8	15
17.	42	50	45	750	8,1	39	2,7	20
18.	45	62	40	880	9,2	31	2,8	10
19.	58	49	44	1600	6,3	39	2,8	15
20.	61	68	44	900	9,2	31	2,1	15

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №2
РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ОСНОВНЫХ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ
ПРОЦЕССОВ И ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАМНЯ

Цель работы: изучить расчет основных производственных процессов и технологии карьера

Дано: средняя мощность полезного ископаемого – 30 м; размеры залежи в плане - 300x500 м; дальность транспортирования п.и. -150 м; дальность транспортирования вскрышных пород - 200 м; $\sigma_{сж} = 20,0$ МПа/м³; $Q_{год.блоков} = 10000$ м³/год; плотность пол. иск. $\gamma = 2$ т/м³; вскрышные породы - сильнотрещиноватые скальные породы; $K_{разр.вск} = 1,4$ - коэффициент разрыхления вскрышной породы в ковше.

Решение.

2.1. РАСЧЕТ ГЛАВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРА

Годовой объем добычных работ:

$$Q_{год.доб} = \frac{Q_{год.блок}}{K_{вых}}, \text{ м}^3/\text{ГОД}$$

где $Q_{год.блок}$ - годовой объем блоков, м³/год; $K_{вых}$ — коэффициент выхода блоков из горной массы;

$$Q_{год.доб} = \frac{10000}{0,4} = 25000, \text{ м}^3/\text{ГОД}$$

Скорость подвигания фронта работ:

$$V_{\phi} = \frac{Q_{год.доб}}{S_u}, \text{ м}/\text{ГОД},$$

где S_u — площадь добычного фронта, м²;

$$V_{\phi} = \frac{25000}{300} = 3 \text{ м}/\text{ГОД}$$

Годовой объем вскрышных работ:

$$Q_{год.вск} = L_{\phi} V_{\phi} H_{вск},$$

где L_{ϕ} — длина фронта горных работ на вскрыше, м; $H_{вск}$ - мощность вскрышного уступа, м;

$$Q_{год.вск} = 300 * 3 * 12 = 10800 \text{ м}^3/\text{ГОД}$$

Годовой объем горной массы:

$$Q_{год} = Q_{год.доб} + Q_{год.вск}, \text{ м}^3/\text{ГОД}.$$
$$Q_{год} = 25000 + 10800 = 35800 \text{ м}^3/\text{ГОД}.$$

Конечная глубина карьера

$$H_k = H_{доб} + H_{вск}$$
$$H_k = 12 + 30 = 42 \text{ м}.$$

Ввиду небольшой крепости полезного ископаемого на добычных работах принимается камнерезная машина СМ-177А.

Высота добычного уступа и ширина заходки определяются конструктивными параметрами машины и равны 1,0 м (рис. 2.1).

Количество добычных уступов:

$$n_{y.o} = \frac{H_k}{h_{уст}}$$

$$H_k = 12 + 30 = 42$$

Длина фронта горных работ при конечной глубине карьера:

$$L_{ф.к} = L_{ф} - 2a * n_{y.o} - 2H_{вск} * tg \alpha_0, \text{ м}$$

где $L_{ф}$ – длина фронта горных работ по верху, м; a – ширина бермы безопасности, м; α_0 – угол погашения вскрышного уступа, град;

$$L_{ф.к} = 300 - 2 * 1,0 * 30 - 2 * 12 * 1 = 208 \text{ м}$$

Ширина рабочей площадки на добыче:

$$B = a_{к.м} + b_{min}, \text{ м;}$$

где $a_{к.м} = 2,2$ м – ширина камнерезной машины; $b_{min} = 1,0$ м – минимальное расстояние между машинами;

$$B = 2,2 + 1,0 = 3,2 \text{ м}$$

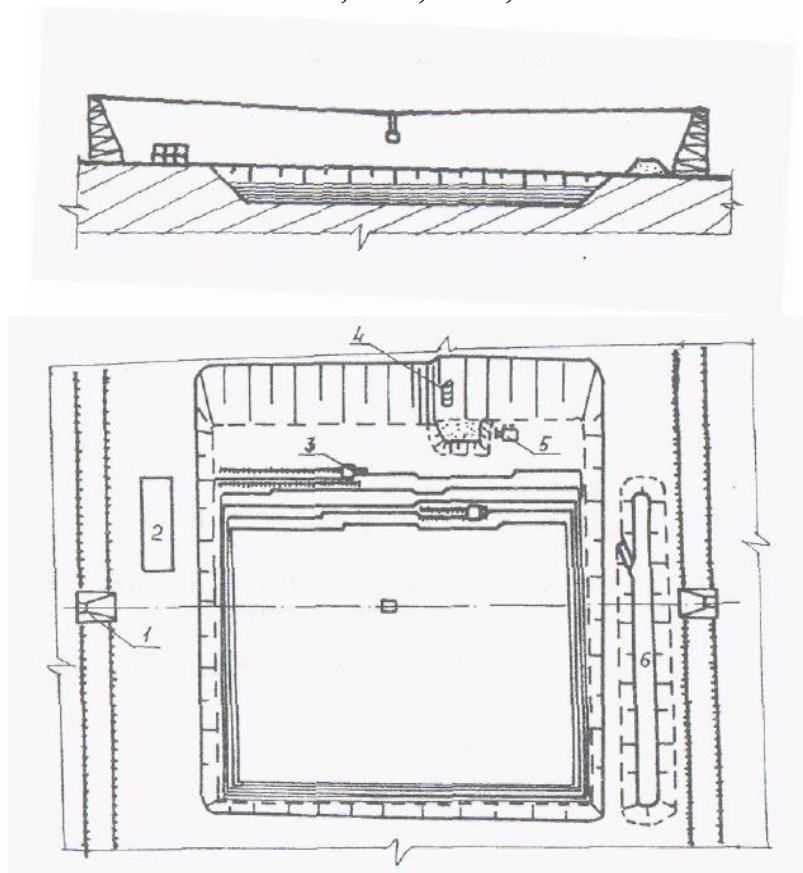


Рис. 2.1. Схема отработки месторождения камня:

1 - кабель-кран; 2 - склад готовой продукции; 3 - камнерезочная машина; 4 - бульдозер-рыхлитель; 5 – погрузчик; 6 – отвал.

Угол откоса нерабочего борта карьера:

$$\alpha = \arctg \frac{\sum h_{доб} + h_{вск}}{\sum a_{доб} + H_{вск} * tg \alpha_0};$$

$$\alpha = \arctg \frac{30 + 12}{30 + 12} = \arg tg 1;$$

$$\alpha = 45^{\circ}$$

Ширина рабочей площадки на вскрыше:

$$Ш_{п.в} = A + O + E + b, \text{ м}$$

где A – ширина заходки, м; O – ширина штабеля, м; T – ширина транспортной полосы, м; b – величина опережения вскрышных работ, м;

$$Ш_{п.в} = 1 + 6 + 3 + 3 = 13 \text{ м.}$$

Угол откоса рабочего борта:

$$\alpha = \arctg \frac{\sum h_y + h_{вск}}{\sum B + Ш_{п.в.} + H_{вск} \operatorname{tg} \alpha};$$
$$\alpha = \arctg \frac{30 + 12}{96 + 13 + 12} = \operatorname{arg} \operatorname{tg} 0,35; \alpha = 18^{\circ}$$

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №4
РАСЧЕТ РЕЖИМОВ И ПРИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ
СТАНКОВ ШАРОШЕЧНОГО БУРЕНИЯ.

Цель работы - освоить методику расчета режимов шарошечного бурения.

Наибольшее распространение на открытых горных работах получил шарошечный способ бурения. Таким способом выполняется до 82,5 % всех объемов бурения, шнековым - около 15,7% и ударным - до 1%. Остальные 0,8% приходятся на термический и ударно-канатный.

Общие технические требования к станкам для бурения взрывных скважин в горнодобывающей промышленности определяются ГОСТ 26698-85.

Стандарт устанавливает три подгруппы станков для открытых горных работ:

1. СБШ – станки вращательного бурения шарошечными долотами с очисткой скважины воздухом (шарошечного бурения) - пяти типоразмеров с условными диаметрами буримой скважины от 160 до 400 мм при крепости пород $f=6\div 18$;
2. СБУ – станки ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками с очисткой скважины воздухом (пневмоударного бурения) – трех типоразмеров с условными диаметрами скважины - 100, 125, 160 мм при $f=10\div 20$;
3. СБР – станки вращательного бурения резцовыми коронками с очисткой скважины шнеком (шнекового бурения) – двух типоразмеров с условными диаметрами буримой скважины 160 и 200 мм при $f=1\div 6$.

В условное обозначение станка входят тип станка и условный диаметр пробуриваемой скважины в миллиметрах, например СБШ-320-36, диаметр скважины – 320 мм, глубина скважины – 36 м.

На открытых горных работах для бурения по углю и в породах с $f=1\div 6$ применяют станки вращательного бурения резцовыми коронками, в средней и повышенной крепости породах с $f=6\div 18$ - шарошечные станки, в трудно взрываемых породах с $f=10\div 20$ крупноблочного строения – станки ударно-вращательного бурения.

Станки типа СБШ предназначены для бурения взрывных скважин на открытых горных разработках в сухих и обводненных, монолитных и трещиноватых породах и состоят из следующих основных узлов: гусеничного хода с индивидуальным приводом на каждую гусеницу; машинного отделения с малостанцией, компрессорной установкой и

электрооборудованием; мачты; рабочего органа; механизма вращения и подачи бурового става; механизма свинчивания-развинчивания штанг; сепаратора; пылеулавливающей установки или емкости для воды; кабины машиниста; гидро- и пневмосистем. Подъем и опускание мачты осуществляются с помощью двух гидроцилиндров, горизонтирование станка – с помощью трех или четырех гидродомкратов.

Станок 5СБШ-200-36 является модернизированным вариантом станка 2СБШ-200Н и состоит из ходовой части типа УГ-60. Кассетирующее устройство крепится впереди мачты.

Станок 3СБШ-200-60 также создан на базе 2СБШ-200Н. На станке предусмотрены система автоматизированного управления режимами бурения и кабельные барабаны.

Станок СБШ-250МН-32 предназначен для бурения скважин диаметром 250 мм с осевым усилием 300 кН глубиной до 32 м в породах с $f=8\div 14$. На базе СБШ-250МН-32 созданы буровые станки: СБШ-250-МНА-32, СБШ-250-55 и СБШ-250 МНР.

Станок СБШ-250-МНА-32 отличается наличием системы автоматического регулирования подачи компрессора и механизма свинчивания-развинчивания буровых штанг, позволяющего наращивать буровой став из кабины машиниста без применения ручного труда.

Станок СБШ-250-55 характеризуется следующими особенностями: наличием мачты с двумя сепараторами, что позволяет бурить скважины глубиной до 55 м; применением штанг диаметром 219 мм, вместо, что увеличивает скорость потока воздуха в затрубном пространстве с 25 до 45 м/с и позволяет бурить скважины диаметром до 270 мм...

Станок СБШ-250 МНР предназначен для шарошечного бурения вертикальных взрывных скважин и последующего термического расширения их заряжаемой части в породах и рудах ($f>12$). Удлиненная мачта позволяет бурить скважины без наращивания штанг на уступах высотой до 17 м.

Станок СБШ-320-36 предназначен для бурения скважин диаметром 320 мм глубиной до 36 м в породах с $f>18$. Ходовое оборудование – двухгусеничное с индивидуальным приводом.

Изготовители станков: 3СБШ-200-60 – Бузулукский завод тяжелого машиностроения, 5СБШ-200-36 – Барвенковский машзавод (Украина), СБШ-250 и СБШ-320 – Воронежский завод Горно-обогачительного оборудования.

Порядок выполнения работы.

1. Ознакомиться с исходными данными к работе (приложение 4.1).

2. Определить прочностные характеристики пород обуриваемого массива: коэффициент крепости - f и предел прочности на сдвиг - $\sigma_{сд}$, МПа. По заданной значению пределов прочности на сжатие - $\sigma_{сж}$, МПа.

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{10}; \quad (1) \quad \sigma_{сд} = \frac{\sigma_{сж}}{6 \div 13}, \text{ МПа} \quad (2)$$

3. Рассчитать показатель буримости:

$$П_б = 0,07(\sigma_{сж} + \sigma_{сд}) \cdot 0,7 \cdot \gamma \quad (3)$$

где: γ - плотность породы, т/м³.

4. На основе исходных данных к работе выбрать модель бурового станка, долота и способ очистки скважины (приложения 4.2, 4.3, 4.4). Обосновать принятое решение. Дать характеристику долота.

1. Рассчитать величину осевого усилия:

а) рациональную

$$P_o = 10^{-2} \cdot K \cdot П_б \cdot d_d, \text{ кН.} \quad (4)$$

Где: d_d - диаметр долота в мм;

K - коэффициент, учитывающий диаметр долота. $K = 6 \div 8$, большему значению диаметра долота соответствует больше значение K .

б) максимально допустимую по прочности долота

$$P_{\max} = 10^{-4} \cdot 55 \cdot d_d^2, \text{ кН} \quad (5)$$

С учетом технической характеристики бурового станка и рекомендации в приложении 4.5 принят расчетное значение осевого усилия (P_p). При этом необходимо соблюдать условие:

$$P_p < P_{\max} \text{ и } P_p \leq P_{\text{ном}} \quad (6)$$

где: $P_{\text{ном}}$ - осевое усилие развиваемое станком согласно технической характеристики.

2. С учетом прочности пород и величины расчетного осевого усилия по приложениям 4.3 и 4.5 принять расчетную скорость вращения долота (n_p).

3. Рассчитать механическую скорость бурения.

$$V_p = 5 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{P_p \cdot n_p}{П_б \cdot d_d^2}, \text{ м/с,} \quad (.7)$$

или

$$V_{p,ч} = 1,8 \cdot 10^{-2} \cdot \frac{P_p \cdot n_p}{П_б \cdot d_d^2}, \text{ м/ч.}$$

Где: P_p - в кН; n_p - в с⁻¹; d_d - в м.

4. Определить расход воздуха для очистки скважины:

$$Q_B = v_B \cdot (D_c^2 - d_{тр}^2), \text{ м}^3/\text{с} \quad (8)$$

где: v_B - полная скорость восходящего потока в затрубном пространстве, м/с;

D_c и $d_{тр}$ - диаметр соответственно скважины и буровой трубы, м:

$$D_c = d_d \cdot K_{раз}, \quad (9)$$

где: $K_{раз}$ - коэффициент разбуривания (приложение 6).

Величину $d_{тр}$ принять из приложения 4.7.

$$v_B = 8 + v_{кр}, \text{ м/с} \quad (10)$$

где: $v_{кр}$ - критическая скорость восходящего потока, обеспечивающая невесомость расчетной частицы буровой мелочи, м/с:

$$v_{кр} = 3 \cdot \sqrt{d_r \cdot \frac{\gamma_r}{\gamma_B}}, \text{ м/с} \quad (11)$$

где: d_r - максимальный диаметр частиц бурового шлама, м (принять равным

0,005-0,01 м);

γ_r - плотность частиц породы, кг/м³ (равна плотности обуриваемой породы);

γ_B - плотность воздуха в нормальных условиях, кг/м³ ($\gamma_B = 1,3$ кг/м³).

Требуемый расход воздуха (требуемая производительность компрессора с учетом утечек по трещинам в обуриваемом массиве составит:

$$Q_{в.тр} = Q_B \cdot K_{п.в}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (12)$$

где: $K_{п.в}$ - коэффициент, учитывающий потери воздуха в обуриваемом массиве.

Категория пород по трещиноватости	I	II	III	IV	V
$K_{п.в}$	3,0	2,5	2,0	1,5	1,2

Полученное значение $Q_{в.тр}$ сравнить с производительностью штатных компрессоров 6ВКМ-25В ($Q=25\text{ м}^3/\text{мин}$) и 7ВВ32/7 ($Q=32\text{ м}^3/\text{мин}$), выбрать один из них и рассчитать обеспеченность станка воздухом для очистки скважины:

$$K_Q = \frac{Q_{в.тр}}{Q} \quad (13)$$

5. Определить расход воды, если предусмотрена воздушно-водяная очистка скважин:

$$Q_{\text{вод}} = 0,785 \cdot D_c^2 \cdot \gamma_r \cdot \frac{W_m - W_e}{100}, \text{ л/м} \quad (14)$$

где: D_c - диаметр скважины, м;

W_e - естественная влажность пород, % (0,1-2,4%);

W_m - необходимая влажность бурового шлама, % (45-60%);

γ_r - в кг/м³.

6. Рассчитать производительности бурового станка:

а) сменную:

$$A_{\text{см}} = \frac{3600 \cdot T_{\text{см}}}{\frac{1}{V_p} + t_{\text{вс}}} \cdot k_{\beta} \cdot k_T \cdot k_B \cdot k_H \cdot k_{\text{ис}}, \text{ м/смену} \quad (4.15)$$

где: $t_{\text{вс}}$ - продолжительность вспомогательных операций бурения в расчете

на 1 м скважины, с (при $f=8-16$ $t_{\text{вс}}=75-100$ с)

(при $f=17-20$ $t_{\text{вс}}=90-120$ с);

$T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, ч;

$k_{\text{ис}}$ - коэффициент использования времени смены (0,8-0,9);

k_B - коэффициент, учитывающий обеспеченность станка воздухом.

При

$K_Q \geq 1$ $k_B=1$, при $K_Q < 1$ $k_B=0,97$;

k_{β} - коэффициент, учитывающий угол наклона скважин к горизонту

(β_2) $k_{\beta}=0,95$, если $\beta_2 \neq 90^\circ$ и $k_{\beta}=1$, если $\beta_2=90^\circ$;

k_T - коэффициент, учитывающий трещиноватость пород; для пород I категории трещиноватости $k_T=0,90 \div 0,95$, в остальных случаях

$k_T=1$;

k_H - коэффициент, учитывающий глубину скважин:

$$l_c = h_y + l_{\text{пер}} \quad (16)$$

$l_{\text{пер}}$ - длина перебура скважины:

$$l_{\text{пер}} = K_{\text{пер}} \cdot D_c \quad (17)$$

$K_{\text{пер}}$ - коэффициент (приложение 8).

Он учитывает ухудшение условий очистки скважин, износ долота и повышение прочностных свойств пород и энергоемкости бурения. Его следует определять для конкретного карьера индивидуально с учетом конструкции станков и их технического состояния. Для учебных целей значение этого коэффициента можно принять следующим образом:

l_c , м	<5	5-10	11-15	16-20
k_H	1,0	0,85	0,80	0,75

б) суточную:

$$A_{\text{сут}} = A_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}}, \quad \text{м/сутки} \quad (18)$$

в) годовую:

$$A_{\text{год}} = A_{\text{см}} \cdot n_r \cdot k_t, \quad \text{м/год} \quad (19)$$

где: n_r - количество рабочих смен в году (приложение 9);

k_t - коэффициент, учитывающий срок службы станка (приложение 4.10); срок службы принять равным номеру варианта, деленному на три, но не более 5 лет.

7. Определить парк буровых станков.

а) списочный парк:

$$N_{\text{сп}} = \frac{V_{\text{год}}}{V_{\text{г.м}} \cdot A_{\text{год}}}, \quad \text{год} \quad (20)$$

где: $V_{\text{год}}$ - годовой объем обуриваемой (взрывааемой) горной массы, м^3 ;

$V_{\text{г.м}}$ - выход горной массы с 1 м скважины, $\text{м}^3/\text{м}$ (приложение 11).

б) рабочий парк:

$$N_{\text{раб}} = \frac{N_{\text{сп}}}{K_p}, \quad \text{шт} \quad (21)$$

где: K_p - коэффициент резерва буровых станков;

$$K_p = \frac{n_{\text{г.к}}}{n_r} \quad (22)$$

где: $n_{\text{г.к}}$ - календарное количество рабочих смен карьера,

$$n_{\text{г.к}} = (N_{\text{к.д}} - N_{\text{в.д}}) \cdot n_{\text{см}} \quad (23)$$

где: $N_{\text{к.д}}$ - календарное число дней в году;

$N_{\text{в.д}}$ - количество выходных и праздничных дней в году (рассчитать в соответствии с принятым режимом работы карьера).

12. Исследовать зависимость сменной производительности бурового станка от режимных параметров (R_p или n_p согласно заданию), используя формулы 4, 5, 6, 7 и 15 и построить график зависимости.

Исходные данные к работе
«Расчет режимов и производительности станков шарошечного бурения»

Вариант	Характеристика горных пород					Высота уступа (h_y), м	Суточный режим работы бурового станка	Годовой объем обуриваемой горной массы ($V_{год}$), млн. м ³	Исследуемая зависимость
	Предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа	Плотность (γ_p), т/м ³	Класс абразив- ности	Категория по трещинно- ватости	4				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	
1	80	2,5	II	III	12	2x8	4,0	$A_{сж} = f(\gamma_p)$	
2	160	2,7	III	III	15	3x8	10,0	$A_{сж} = f(\gamma_p)$	
3	100	2,7	III	II	10	1x8	2,5	$A_{сж} = f(\gamma_p)$	
4	150	2,8	III	II	20	3x8	50,0	$A_{сж} = f(\gamma_p)$	
5	120	2,6	III	II	10	2x8	6,0	$A_{сж} = f(P_p)$	
6	180	3,0	IV	IV	15	2x12	20,0	$A_{сж} = f(P_p)$	
7	200	3,2	VII	V	15	2x12	25,0	$A_{сж} = f(P_p)$	
8	130	2,4	II	IV	15	3x8	30,0	$A_{сж} = f(P_p)$	
9	90	2,4	II	III	12	2x8	15,0	$A_{сж} = f(\gamma_p)$	
10	110	2,5	II	II	12	3x8	25,0	$A_{сж} = f(P_p)$	
11	140	2,5	III	III	20	2x12	35,0	$A_{сж} = f(\gamma_p)$	
12	100	2,5	II	III	10	1x8	3,0	$A_{сж} = f(\gamma_p)$	
13	80	2,4	II	II	20	3x8	40,0	$A_{сж} = f(\gamma_p)$	
14	80	2,3	III	III	10	1x8	7,0	$A_{сж} = f(P_p)$	
15	130	2,6	II	III	12	2x8	15,0	$A_{сж} = f(P_p)$	
16	90	2,4	II	II	15	2x12	25,0	$A_{сж} = f(P_p)$	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	
17	150	2,7	IV	IV	12	2x8	25,0	$A_{сж} = f(P_p)$	
18	170	2,7	IV	IV	12	2x8	30,0	$A_{сж} = f(P_p)$	
19	140	2,6	IV	IV	10	1x8	8,0	$A_{сж} = f(\gamma_p)$	
20	160	2,9	V	V	10	2x8	15,0	$A_{сж} = f(P_p)$	

Технические характеристики станков шарошечного бурения

Показатель	4СБШ -200-40	5СБШ -200-36	3СБШ -200-60	СБШ -250МНА-32	РД-7	РД-10	СБШ -220ИЗ
Диаметр долота, мм	215,9 244,5	215,9	215,9 244,5	244,5 269,9	244,5 269,9	244,5 269,9	244,5 269,9
Глубина скважины, м, не более	40	36	60	32	40	60	32
Направление бурения к вертикали, град	0,15;30	0,15;30	0,15;30	0,15;30	0,15;30	0,15;30	0,15;30
Длина штанг/ход непрерывной подачи, м	8/1	9,6/1	12/1	8/8	8,10/8,10	8,12;17,5/ 8,12;17,5	11/11
Осевое усилие, кН, не более	300	300	300	300	300	350	450
Скорость подачи/подъема бурового снаряда, м/с	0,025/0,51	0,025/0,516	0,033/0,5	0,017/0,12			6/12
Частота вращения долота, с ⁻¹	0,2-2,5	0,25-2,5	0,2-2,16	0,2-2,5	0,2-2,5	0,2-2,0	0-1,68
Крутящийся момент на вращателе, кНм	6,65-2,12	3,2-5,2	6,0	4,2			
Способ очистки скважин	Воздушный			Воздушный, воздушно-водяной		Воздушный	
Подача компрессора, м ³ /с	0,417	0,417	0,417-0,53	0,417-0,53	0,53-0,67	0,53-0,67	0,67
Мощность электродвигателей, кВт							
• установленная	380	410	400	400			650
• вращателя	52	52	68	68			95
• компрессора	200	200	200	200			400
• хода	44	44	44	44			65
Ходовое оборудование	УГ-60М	УГ-60	Э1602	УГ-60М			----
Скорость передвижения, км/ч	0,737	0,77	1,0	0,737			1,6
Давление на грунт, МПа	0,1	0,1	0,1	0,12			0,15
Габариты, мм	9180х4600х 13840	10200х5000х 14300	10100х5300х 18400	9200х5450х 15350			19035х6490х 19330
Масса станка	55	66	65	71,5	75	90	136

Примечание: Станки СБШ-200 предпочтительно применять в породах с коэффициентом крепости f=6-12 и при мощности по горной массе меньше трех – пяти млн м³ в год. При мощности карьера более пяти млн м³ в год станки СБШ-250 и РД-7, если f=10-14 и РД-10 и СБШ-220ИЗ, если f=12-16.

Типы и условия применения шарошечных долот

Типы долот третьего поколения и область их применения

Тип	Породы	Вооружение долота
М	Мягкие	Фрезерованные зубья
МЗ	Мягкие абразивные	Вставные зубья
С	Средней твердости	Фрезерованные зубья
Т	Твердые	Фрезерованные зубья
ТЗ	Твердые абразивные	Вставные зубья
ТК	Твердые с пропластками крепких	Комбинация фрезерованных и вставных зубьев
К	Крепкие	Вставные зубья

Рациональные области применения долот второго поколения (по данным ВНИИСТ)

Долота	Горные породы	Коэффициент крепости пород f	Диаметр долот, мм
С и СД	Неабразивные породы ниже средней и средней твердости: плотные глины, гипс, алевролиты, соли, мергели, углистые и глинистые сланцы, рыхлые известняки и т.п.	6	190, 214
Т	Неабразивные и малоабразивные горные породы: амфиболовые сланцы, аргиллиты, песчанистые сланцы, твердые известняки, слабые доломиты, фосфатные руды, опоки и т.п.	6-8	145, 190, 214, 243
ТК	Малоабразивные твердые породы с пропластками крепких пород и руд: известняки с пропластками угля, малокристаллические известняки с пропластками доломитов и т.п.	8-10	190, 214, 243
ТЗ	Вязкие абразивные твердые горные породы: апатитонефелиновые руды, доломитизированные известняки и плотные доломиты, разрушенные граниты, габбро и диориты, магнезиты.	8-14	190, 214, 243
ТКЗ	Переменяющиеся абразивные твердые вязкие и крепкие хрупкие горные породы и руды: окварцованные доломитизированные известняки с прослойками рыхлого кварцита, кварцевые сланцы и т.п.	1-14	190, 214
ОК	Абразивные хрупкие крепкие и очень крепкие горные породы: гранит, скарны, кварциты, диориты, джеспилиты, крепкие песчанки и т.п.	12	76, 97, 112, 145, 190, 214, 269, 320

Примечание: Предпочтительно выбирать долота третьего поколения; стандартное значение их диаметра в приложениях 14.2.

Номенклатура выпускаемых шарошечных долот для горнорудной промышленности СНГ

Марка долота	Схема опор	Изготовитель	Масса долота
II76T III760K	C-III-C C-III-C	Уралбурмаш	2
III98.40K III112KЦВ	III-III-III III-III-C	Уралбурмаш, Востокмашзавод	4
III146ТПВ III146КПВ III146ОКПВ	P-III-III P-III-III P-III-III	Уралбурмаш, Востокмашзавод	12
III161ТПВ III161КПВ	P-III-III P-III-III	Уралбурмаш, Востокмашзавод	15,5
III215.9ТПВ2 III215.9ТЗППВ III215.9ТКЗПВ III214.9КПВ1 III215.9ОКПВ	P-III-P P-III-P P-III-P P-III-P P-III-P	Куйбышевбурмаш	32
III244.5ТПВ2 III244.5КПВ III244.5ОКПВ1 III244.5ОКПВ2 III244.5ОКПВ3	P-III-P P-III-P P-III-P P-III-P P-III-P	Уралбурмаш, Дрогобычский долотный завод, Поваровский опытный завод	45
III269.9ТПГВ III269.9ТЗПГВ III269.9ОКПВ	P-III-УПС-P P-III-УПС-P P-III-P	Дрогобычский долотный завод	60
III320ТПГВ1 III320ТЗПГВ1 III320ОКПВ1	P-III-P-УПС P-III-P-УПС P-III-P-УПС	Дрогобычский долотный завод, Востокмашзавод, Уралбурмаш	90

Примечание: С - подшипник скольжения; Ш – подшипник шариковый; Р – подшипник роликовый; УПС – упорная пятя скольжения. Цифра (римская) III – число шарошек. Арабские цифры – диаметр долота, мм. Первая буква (буквы) – тип вооружения долота. П – с центральной продувкой с помощью продувочных каналов в лапах и их цапфах, предназначенных для охлаждения подшипников опор шарошек и предотвращения их зашламовывания. ПГ – периферийная схема очистки забоя. В – опоры шарошек на подшипниках качения.

ПРИЛОЖЕНИЕ 3.5

Рекомендуемые параметры режима бурения шарошечными долотами третьего поколения.

Диаметр долота, мм	Наружный диаметр буровых труб, мм	Осевое усилие на долота, кН		Частота вращения, с ⁻¹		Расход продувочного агента*	
		М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	сжатого воздуха, м ³ /с	технической воды, дм ³ /с
1	2	3	4	5	6	7	8
Долота на подшипниках							
146	89-114	60-80	80-100	2,5-2,0	2-1	0,16-0,2	-
161	127	100-130	130-150	2,5-2,0	2-1	0,25	-
215,9	180	140-180	160-200	2,5-1,3	2-0,83	0,42	<0,02
244,5	203	180-220	180-250	2,5-1,3	2-0,83	0,42-0,53	<0,03
269,9	219	200-270	250-300	2,5-1,3	2-0,83	0,6-0,7	<0,05
320	273	<350	<500	2,5-1,3	2-0,83	0,83-1,0	<0,06
Долота на подшипниках скольжения							
1	2	3	4	5	6	7	8
76	63,5	<30	<40	<2,5	<2	0,15	<0,01
98,4	73	<40	<60	<2,5	<2	0,15	<0,02
112	89	<50	<80	2,5-1,7	2,5-1,0	0,15	<0,02
146	89-114	<80	<120	2,5-1,0	2,5-1,0	0,15	<0,03
161	127	120-140	130-150	2-1,0	1,7-1,0	0,25	<0,03
215,2	180	160-200	180-220	2-1,0	1,7-0,83	0,42	<0,05
244,5	203	200-250	220-270	2-1,0	1,7-0,83	0,42-0,53	<0,05
269,9	219	220-270	250-320	2-1,0	1,7-0,83	0,6-0,7	<0,06
320	<273	<400	500	2-1,0	1,7-0,83	0,8-1,0	<0,07

*Расход технической воды имеет место при воздушно-водяной очистке скважин.

Примечание: **1.** Верхние пределы осевых усилий на долота соответствуют нижним пределам частот вращения долот. **2.** С увеличением абразивности и трещиноватости пород частоту вращения рекомендуется уменьшать. В высшей степени крепких абразивных (VIII класс абразивности) или сильнотрещиноватых породах частоту вращения рекомендуется уменьшать до 1 с^{-1} . **3.** По мере изнашивания вооружения шарошек долот М, С, Т, ТК необходимо постепенно увеличивать осевое усилие на долоту до верхнего предела.

ПРИЛОЖЕНИЕ 3. 6

Коэффициенты разбуривания скважин ($K_{\text{раз}}$).

f	4	6	8-10	12-14	>
$K_{\text{раз}}$	1,05	1,04	1,037- 1,031	1,03-1,24	1,02

ПРИЛОЖЕНИЕ 3.7

Размеры наружного диаметра буровых штанг ($d_{\text{тр}}$) для шарошечного бурения.

$d_{\text{тр}}$, мм	161	190	214 (215,9)	243 (244,5)	269 (269,9)	320 (320)
$D_{\text{тр}}$, мм	130	152	180	203	219	275

ПРИЛОЖЕНИЕ 3. 8

Значение коэффициента перебура

Категория трещиноватости пород	I	II	III	IV	V
Коэффициент перебура	6÷8	8÷10	10÷12	12÷14	14÷16

Нормативные годовое количество рабочих смен станков

Диаметр бурения, мм	Непрерывная рабочая неделя при работе (смен)		Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе (смен)		Прерывная рабочая неделя с двумя выходными днями при работе (смен)	
	2	3	2	3	2	3
Шнековое бурение						
1	2	3	4	5	6	7
125	555	815	470	700	390	575
160	690	770	455	655	370	545
Шарошечное бурение						
1	2	3	4	5	6	7
160, 200	505	705	430	600	350	495
250	500	695	435	595	350	490
320, 400	495	680	420	580	-	-
Ударно-вращательное бурение						
1	2	3	4	5	6	7
100, 125	545	795	465	680	385	560
160	540	790	465	675	-	555
200	500	700	425	600	-	495

ПРИЛОЖЕНИЕ 3.10

Коэффициент снижения производительности буровых станков в зависимости от срока службы.

Срок службы, лет	0-3	4	5 и >
Коэффициент снижения производительности k_t	1,0	0,95	0,85

ПРИЛОЖЕНИЕ 4.11

Выход горной массы с 1 м скважины (ориентировочные показатели)

Диаметр скважины (D_c), мм	110	160	200	250	320
Выход горной массы с 1 м скважины ($V_{гм}$), м ³ /м	12-35	18-35	25-40	35-50	50-70

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №4

ПОДГОТОВКА ПОРОД ВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ

Цель работы – изучить параметры и освоить принципы расчета взрывных работ.

Существенной проблемой технологии взрывных работ является управление взрывным воздействием на горный массив, что связано с необходимостью обеспечения высокой производительности погрузочно-доставочного оборудования и полнотой извлечения полезного ископаемого из недр при допустимом сейсмическом воздействии на инженерные сооружения. Всё это определяет особые требования к дробящему и сейсмическому действию промышленных взрывов при открытой разработке МПИ. Взрывные работы производятся в тех случаях, когда непосредственная выемка пород невозможна или затруднена без предварительного их отделения от массива и рыхления. От качества дробления пород в значительной степени зависят производительность погрузочного и транспортного оборудования и затраты на разработку.

При производстве взрывных работ в широких масштабах последние должны обеспечить важную степень дробления горных пород, требуемое качество и сортность полезного ископаемого, кучность, размеры и форму рабочих площадок и уступов, допустимое сейсмическое воздействие на здания, сооружения и породный массив, бесперебойную высокопроизводительную работу выемочно-погрузочного оборудования, а также экономичность и безопасность горных работ. Исходя из производительности процессов экскаваций, транспортирования и последующего механического дробления кусковатость должна быть минимальной. (Что вы понимаете под кусковатостью взорванных пород?. Вместе с тем переизмельчение пород резко повышает затраты на буровые и взрывные работы и увеличивает себестоимость продукции; возможно при этом ухудшение качества полезного ископаемого. Область оптимальной кусковатости взорванных пород и результаты взрыва оцениваются размерами максимально допустимого (кондиционного) d_k и среднего d_{cp} кусков взорванной породы, при которых сумма приведенных затрат по законченному циклу производственных процессов будет минимальной.

ПРИМЕР 3.1. Определить допустимый максимальный размер d_{max} кусков горной массы в следующих условиях.

1. Руду грузят экскаватором ЭКГ-8И с ковшом вместимостью $E=8 \text{ м}^3$ в автосамосвалы БелАЗ-548 с кузовом вместимостью $V_T = 21,7 \text{ м}^3$ и доставляют к дробилке ШДП-15х21 (ширина приемного отверстия $B_d = 1,5 \text{ м}$)

2. Породу экскаватором ЭКГ-4,6 с ковшом вместимостью $E = 4,6 \text{ м}^3$ грузят на ленточный конвейер с шириной ленты $B_d = 1200 \text{ мм}$.

Решение. Допустимый размер куска, исходя из вместимости ковша экскаватора, рассчитываем по формуле $d \leq 0,75\sqrt[3]{E}$. В первом случае $d_1 \leq 0,75\sqrt[3]{8}$; $d_1 \leq 1,5 \text{ м}$. Во втором случае $d_2 \leq 0,75\sqrt[3]{4,6}$; $d_2 \leq 1,4 \text{ м}$.

Допустимый размер куска, исходя из емкости транспортного сосуда, определяем по формуле $d \leq 0,5\sqrt[3]{V_T}$. В первом случае $d_1 \leq 0,5\sqrt[3]{21,7}$; $d_1 = 1,4 \text{ м}$.

Допустимый размер куска, исходя из размеров приемных отверстий бункеров, дробилок, грохотов и т.п., определяем по формуле $d \leq (0,75 \div 0,85)B_d$; $d_1 \leq 0,75 \cdot 1,5$; $d_1 \leq 1,2 \text{ м}$.

Допустимый размер кусков при их погрузке на ленточный конвейер $d \leq 0,5B_d + 0,1$; $d_2 \leq 0,5 \cdot 1,2 + 0,1$; $d_2 \leq 0,7 \text{ м}$.

В первом случае допустимый максимальный кусков принимаем, исходя из размеров приемного отверстия дробилки $d_{1\max} = 1,2 \text{ м}$, во втором случае - исходя из ширины ленты конвейера $d_{2\max} = 0,7 \text{ м}$. Куски, имеющие размеры больше указанных (негабаритные), подлежат вторичному дроблению.

Таблица 4.1

Средства погрузки	Средства транспортирования	Приемные устройства
ЭВГ-35/65	Без транспорта	Отвал
ЭКГ-12,5	Думпкары ВС-180	Дробилка ККД-1500
ЭР-1250 $\frac{16}{1,5}$ Д	Конвейер (ширина ленты 1200 мм)	Думпкары ВС-165

Задача 4.1. Определить допустимый максимальный размер кусков горной массы в условиях, приведенных в табл. 4.1.

ПРИМЕР 4.2. Определить допустимые высоту h_p и ширину X развала взорванной породы в следующих условиях.

1. Погрузку взорванной массы производят экскаватором ЭКГ-8И в железнодорожные вагоны при отработке одной заходки (рис. 4.1.а).

2. Взорванную массу отгружают экскаватором ЭКГ-5 в железнодорожные вагоны при отработке двумя заходками с одной передвижной пути (рис. 3.1 б). Ширина взрывного блока $A=14$ м, скважины расположены в два ряда.

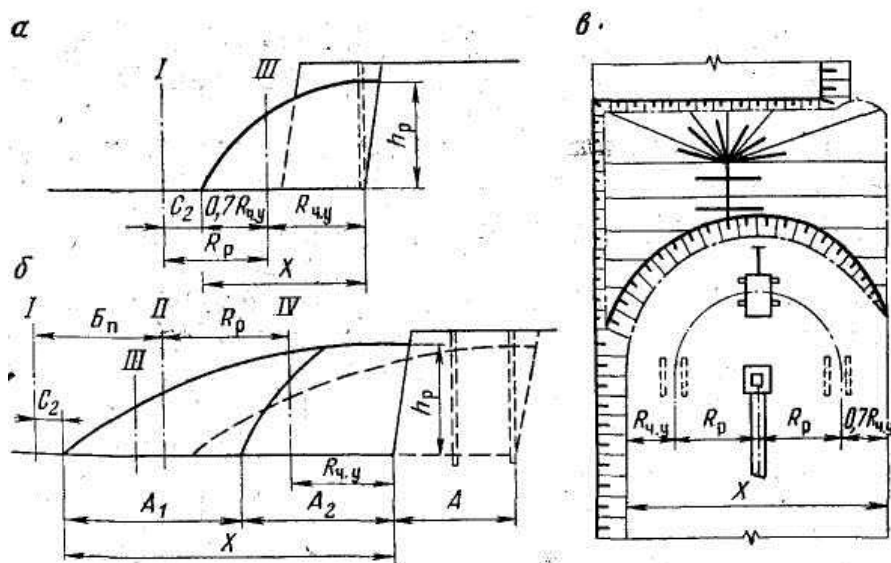


Рис. 3.1. Схемы к определению ширины развала:

I , II и III , V — оси соответственно железнодорожных путей и экскаваторов при отработке первой и второй заходок

3. Взорванную массу отгружают широкой заходкой в бункер - дозатор забойного конвейера экскаватором ЭКГ-3,2 (рис.4.1 в).

Решение 1. По правилам безопасности высота развала при одно- и двухрядном взрывании не должна превышать высоты черпания экскаватора: $h_p \leq H_{ч.макс}$. У экскаватора ЭКГ-8И $H_{ч.макс} = 12,5$ м. Отсюда $h_p \leq 12,5$ м. Ширина развала, убираемого за один проход экскаватора, не должна превышать ширины экскаваторной заходки, максимальная величина которой составляет $1,7 \cdot R_{ч.у}$, где $R_{ч.у}$ - максимальный радиус черпания экскаватора на горизонте установки. У экскаватор ЭКГ-8И $R_{ч.у} = 11,9$ м. $X \leq 1,7 \cdot 11,9$; $X \leq 20,2$ м.

Если породу из внешней части развала подгрести бульдозером или пятой ковшом экскаватора, максимальную ширину развала можно определить по формуле $X \leq R_{ч.у} + R_p - C_2$, где R_p - радиус разгрузки экскаватора, принимаемый равным $0,8-0,9$ максимального радиуса разгрузки $R_{p.макс}$ (у экскаватора ЭКХ-8И $R_{p.макс} = 16,3$ м); C_2 - расстояние от оси пути до нижней бровки развала, принимаемое не менее $2,5 - 3$ м.

$$X \leq 11,9 + 0,9 \cdot 16,3 - 3; \quad X \leq 23,5 \text{ м.}$$

2. Во втором случае высота развала также не должна превышать высоты черпания экскаватора (у ЭКГ-5 $H_{ч.макс} = 11$ м), т. е. $X \leq 1,1$ м.

Ширина развала должна удовлетворять двум условиям:

$$X \leq A_1 + A_2 \text{ и } X \leq R_{ч.у} + R_p + B_{II} - C_2,$$

где A_1 и A_2 - ширина соответственно первой и второй заходок экскаватора при выемке развала, м (максимальная величина каждой заходки составляет $1,7R_{ч.у}$)

B_{II} - шаг передвижки путей.

Перенесенный в новое положение путь при условии $B_{II} \leq A$ не будет засыпан при взрыве следующей заходки; Таким образом, $X \leq 1,7 \cdot 11,2 + 1,7 \cdot 11,2$; $X \leq 38$ м и $X \leq 11,2 + 0,9 \cdot 13,6 + 14 - 3$; $X \leq 34,4$ м. Здесь 13,6 м - максимальный радиус разгрузки экскаватора ЭКГ-5.

3. В третьем случае высота развала при многорядном взрывании по правилам безопасности не должна превышать высоты черпания экскаватора более чем в полтора раза: $h_p \leq 1,5 \cdot H_{ч.макс}$. У экскаватора ЭКГ-3,2 $H_{ч.макс} = 9,8$ м. $h_p \leq 1,5 \cdot 9,8$; $h_p \leq 14,7$ м.

Ширину развала находим по чертежу: $X \leq 2R_p + 1,7R_{ч.у}$; $X \leq 2 \cdot 0,9 + 1,7 \cdot 8,8$; $X \leq 37$ м. Здесь 12 м - максимальный радиус разгрузки и 8,8 м - максимальный радиус черпания на горизонте установки экскаватора ЭКГ-3,2.

Задача 4.2. Определить допустимые по условиям погрузки и транспортирования высоту и ширину развала горной массы в условиях, приведенных ниже.

1. Верхняя погрузка экскаватором ЭВГ-4И в думпкары ВГ-105; высота уступа 12 м; угол его откоса 60° ; расстояние от оси пути до верхней бровки уступа 3,5 м.

2. Нижняя погрузка экскаватором ЭКГ-4,6 в средства железнодорожного транспорта при разносе борта разрезной траншеи шириной 17 м. Высота уступа 15 м, ширина взрывного блока 15 м.

Указания к решению задачи. Необходимо вычертить схемы погрузки в заданных условиях. Экскаваторы, железнодорожные пути и транспортные средства должны размещаться с соблюдением необходимых зазоров в соответствии с правилами безопасности. По чертежу определяют геометрические зависимости для нахождения допустимых высоты и ширины развала.

ПРИМЕР 4.3. Определить рациональные по условиям организации работ объем $V_{в.б}$ и длину $L_{в.б}$ взрываемого блока.

Погрузку горной массы осуществляют экскаватором ЭКГ-5 производительностью $Q_s = 1500 \text{ м}^3/\text{смену}$; ширина взрываемого блока $A = 13$

м; высота уступа $h=15$ м; оптимальное время выемки блока при трехсменной работе 14 сут или $n_o=42$ смены; число нерабочих (ремонтных и выходных) смен за время отработки блока $n_n=9$.

Решение. Объем блока $V_{г.б} = Q_s(n_o - n_n) = 1500(42 - 9) = 49500 \text{ м}^3$.

Длина блока $L_{г.б} = \frac{V_{г.б}}{A \cdot h} = \frac{49500}{13 \cdot 15} = 254 \text{ м}$.

ПРИМЕР 4.4. Определить максимально допустимую величину линии наименьшего сопротивления W_n для зарядов рыхления по условию разлета кусков породы.

Взрывные работы ведут на расстоянии 160 м от сооружаемой в карьере дробильной установки. Специальные меры по защите сооружений от падающих камней предусмотрены.

Решение. По табл. 3.2. находим максимально допустимую линию наименьшего сопротивления при зарядах нормального выброса ($n=1$), при которой радиус опасной зоны для механизмов и сооружений не превышает 160 м: $W'_n = 6$ м. Максимально допустимая линия наименьшего сопротивления для зарядов рыхления определяется по формуле

$$W_n = \frac{7}{5} \cdot W'_n = \frac{7}{5} \cdot 6 = 8,4 \text{ м}.$$

Таблица 4.2.

Радиусы опасных зон по разлету кусков взорванного грунта.

Линия наименьшего сопротивления W'_n , м.	Радиус опасной зоны, м, при показателе действия взрыва, n							
	для людей				для механизмов и сооружений			
	1	1,5	2	2,5-3	1	1,5	2	2,5-3
1,5	200	300	350	400	100	150	250	300
2	200	400	500	600	100	200	350	400
4	300	500	700	800	150	250	500	550
6	300	600	800	1000	150	300	550	650
8	400	600	800	1000	200	300	600	700
10	500	700	900	1000	250	400	600	700
12	500	700	900	1200	250	400	700	800
15	600	800	1000	1200	300	400	700	800
20	700	800	1200	1500	350	400	800	1000
25	800	1000	1500	1800	400	500	1000	1000
30	800	1000	1700	2000	400	500	1000	1200

ПРИМЕР 4.4. Используя условия предыдущей задачи, определить максимальную величину заряда по требованиям сейсмобезопасности.

Породы в зоне работ относятся к IV категории трещиноватости. Взрывные работы ведут систематически.

Решение. Для сложных инженерных сооружений безопасную величину заряда по сейсмическим условиям рассчитаем по формуле

$$Q_{c.б} = r^3 \left(\frac{g_d \cdot \varepsilon}{K_{r,y}} \right)^\nu.$$

где g_d - допустимая критическая скорость колебаний (для сложных объектов при многократном воздействии принимается равной 3÷5 см/с, при однократном - 10 см/с); ε - коэффициент, зависящий от условий взрывания и положения охраняемого объекта (принимается из табл. П.4.3 равным 1); ν - коэффициент, зависящий от расстояния r до объекта (при $r < 100d_3$, где d_3 - диаметр заряда, $\nu = 1 \div 1,5$, при больших расстояниях $\nu = 1,5 \div 2$); $K_{r,y}$ - коэффициент геологических условий (для пород I, II, III, IV, V категорий трещиноватости принимается соответственно равным 500, 300, 200, 100, 50).

$$Q_{c.б} = 160^3 \left(\frac{3 \cdot 1}{100} \right)^2 = 3686 \text{ кг.}$$

Таблица 3.3.

Значения коэффициента ε

Условия взрывания при положении охраняемого объекта на поверхности	ε
Рыхление в карьерных условиях	1
Взрыв в подземных условиях	1,5-3
Взрыв на выброс	1,5-2
Взрыв на рыхление при одной обнаженной поверхности	0,7-0,8

Примечание: для точек, находящихся внутри, а не на поверхности массива, значение ε удваивается; при оконтуривании объекта щелью предварительного откола значение ε утраивается.

Задача 3.3. Определить максимально допустимые линию наименьшего сопротивления и массу одновременно взрываемого заряда ВВ по условиям разлета кусков и сейсмобезопасности, исходя из следующих данных.

Расстояние от места взрыва до охраняемого объекта, м	100	150	480
--	-----	-----	-----

Категория трещиноватости пород в районе взрывных работ	III	IV	V
Условия работы	Взрыв на рыхление в траншее	Взрыв на рыхление на уступе	Взрыв на выброс, показатель действия взрыва $n = 1,5$

ПРИМЕР 3.5. Определить, расчетный удельный расход ВВ q_v . Взрываема порода – известняк, коэффициент крепости $f = 5$, категория трещиноватости III (среднее расстояние между трещинами $l_T = 0,7$ м), пределы прочности: при сжатии $\delta_{сж} = 121$ МПа, при сдвиге $\delta_{сд} = 20,5$ МПа, при растяжении $\delta_p = 10,2$ МПа, плотность $\gamma = 2600$ кг/м³; применяемое ВВ - игданит; предельный размер кондиционного куска 1,2 м; средний размер куска взорванной породы $d_{cp} = 0,3$ м; диаметр взрывных скважин $d_s = 200$ мм; высота уступа $h = 17$ м.

Решение. По методике Гипроруды расчетный удельный расход ВВ определяют по формуле $q_p = q \cdot k_p \cdot k_{ДС} \cdot k_{ВВ}$, где q - удельный расход эталонного ВВ (граммонит 79/21, аммонит № 6ЖВ), кг/м³, при размере кондиционного куска 1000 мм и диаметре заряда 243 мм, принимаемый по табл. П.5; k_p - поправочный коэффициент на размер кондиционного куска, принимаемый равным 1,73; 1,33; 1,13; 1; 0,87 при размерах кондиционного куска соответственно 0,25; 0,5; 0,75; 1; 1,5 м; $k_{ДС}$ - поправочный коэффициент на диаметр скважин (табл. П.6); $k_{ВВ}$ - переводный коэффициент от эталонного ВВ к применяемому, принимается по табл.3.4.

$$q_p = 0,45 \cdot 0,87 \cdot 1,13 \cdot 1,13 = 0,5 \text{ кг/м}^3.$$

По методике акад. В.В. Ржевского расчетный удельный расход ВВ (г/м³) определяют по формуле

$$q_p = q_s \cdot k_{ВВ} \cdot k_D \cdot k_T \cdot k_{с.з} \cdot k_v \cdot k_{С.П}$$

где $q_s = 0,2(\delta_{сж} + \delta_{сд} + \delta_p) + 0,002 \cdot \gamma = 0,2(121 + 20,5 + 10,2) + 0,002 \cdot 2600 = 35,54$ г/м³

- эталонный удельный расход ВВ; $k_D = \frac{0,5}{d_{cp}} = \frac{0,5}{0,3} = 1,6$ - коэффициент, учи-

тывающий требуемую степень дробления; $k_T = 1,2 \cdot l_T + 0,2 = 1,2 \cdot 0,7 + 0,2 = 1,04$

- коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости массива; $k_{с.з}$ -

коэффициент, учитывающий степень сосредоточения зарядов ВВ (для скважин диаметром $d_3 = 200$ мм $k_{c.3} = 1$, (для $d_3 = 100$ мм при легко-, средне- и труднодробимых породах соответственно $k_{c.3} = 0,95 \div 1$; $0,85 \div 0,9$; $0,67 \div 0,8$; для $d_3 = 300$ мм $k_{c.3} = 1,05 \div 1,1$; $1,2 \div 1,25$; $1,35 \div 1,4$; при рассредоточении заряда величина $k_{c.3}$ умножается на коэффициент 0,95); k_v - коэффициент влияния объема (при высоте уступа до 15—18 м $k_v = \sqrt[3]{\frac{15}{h}}$; при высоте уступа более 15 - 8 м $k_v = \sqrt[3]{\frac{h}{15}}$); $k_{СП}$ - коэффициент, учитывающий число свободных поверхностей при взрыве (при одной свободной поверхности $k_{СП} = 10$, при двух $k_{СП} = 8$, при трех $k_{СП} = 6$, при четырех $k_{СП} = 4$, при пяти $k_{СП} = 2$, при шести $k_{СП} = 1$). $q_p = 35,54 \cdot 1,13 \cdot 1,6 \cdot 1,04 \cdot 1 \cdot 1,05 \cdot 8 = 560$ Г/м³.

Расчетный удельный расход ВВ упрочняется по результатам опытных и промышленных взрывов.

Таблица 4.4

Показатели	Вариант		
	I	II	III
Разрабатываемые породы	Песчаник	Гранит	Диабаз
Коэффициент крепости f	6	10	12
Категория трещиноватости пород	II	III	IV
$\delta_{сж} + \delta_{сдв} + \delta_p$, Мпа	110	250	300
Плотность пород, кг/м ³	2200	2800	3000
Тип ВВ	Гранулит М	Алюмотол	Акватол
Максимальный размер кондиционного куска, м	0,8	1	1,2
Средний размер куска d_{cp} , м	0,2	0,25	0,4

Задача 4.4. Найти расчетный удельный расход ВВ при взрывании скважинных зарядов диаметром 300 и 270 мм на уступах высотой 10 и 20 м при условиях, приведенных в табл. 4.4.

ПРАКТИЧЕСКИЕ ЗАНЯТИЕ №5
МЕТОДЫ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ПАСПОРТА БВР

Цель работы – ознакомиться с методикой расчета параметров паспорта БВР.

Требования к БВР на карьере:

- безопасность, экономичность;
- достаточное дробление для высокопроизводительной работы выемочно-погрузочного оборудования;
- необходимый развал взорванных пород;
- бесперебойная работа выемочно-погрузочного оборудования...

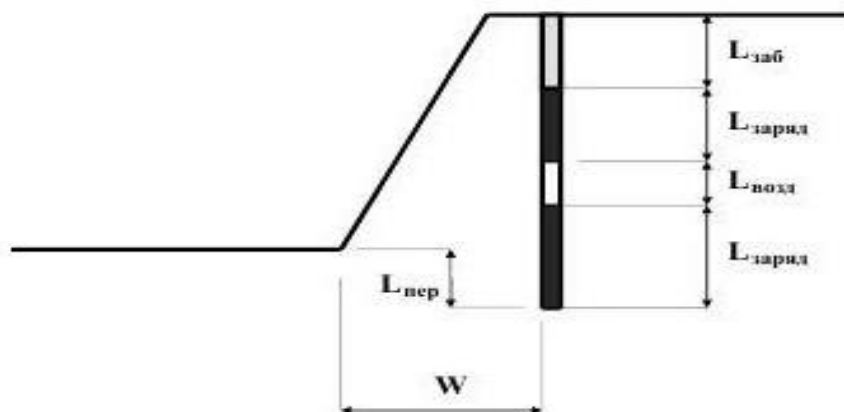
Показатели экономичности БВР:

- выход взорванной горной массы с 1 пм пробуренной скважины, $\text{м}^3/\text{м}$;
- удельный расход ВВ на 1 м^3 горного массива, $\text{кг}/\text{м}^3$;
- качество рыхления горной породы (коэффициент разрыхления и размер кондиционного куска);
- производительность труда и себестоимость подготовки 1 м^3 горного массива к экскавации...

Методы ведения взрывных работ:

- скважинными зарядами;
- котловыми зарядами для специальных взрывов;
- камерными зарядами, расположенными в отдельных камерах, для проведения специальных взрывов.

Котловые и камерные заряды разрушают массив крайне неравномерно, поэтому они не используются в технологии добычи руды.



I. По "Союзвзрывпрому"

Вертикальные скважины:

- диаметр

$$d = 28 * h * \sqrt{\frac{q}{\Delta}} \quad , \quad \text{мм}$$

- линия наименьшего сопротивления по подошве уступа

$$W = \begin{cases} 0.9 * \sqrt{\frac{c}{q}} \\ 24 * d * \sqrt{\frac{\Delta}{q}} \end{cases} \quad , \quad \text{м}$$

$$W_{\text{min}} = h * \text{ctg}\alpha + c \quad , \quad \text{м}$$

$$W_{\text{max}} = 0.8 * h \quad , \quad \text{м}$$

- глубина перебура

$$L_{\text{пер}} = 0.5 * q * W \quad , \quad \text{м}$$

- длина забойки

$$L_{\text{заб}} = \begin{cases} (0.6 + 0.8) * W \\ L_{\text{пер}} / 3 \end{cases} \quad , \quad \text{м}$$

- длина сплошного заряда (если длина сплошного заряда $L_{\text{зар}} > 1.2 * W$, то применяют рассредоточенные заряды)

$$L_{\text{зар}} = (L - L_{\text{заб}}) < 1.2 * W \quad , \quad \text{м}$$

- длина основного (нижнего) заряда при его рассредоточении

$$L_{\text{осн.зар.}} = 1.2 * W \quad , \quad \text{м}$$

- суммарная длина воздушных промежутков (меньшее значение относится к крепким породам)

$$\Sigma L_{\text{воз.}} = (0.17 + 0.35) * L \quad , \quad \text{м}$$

- масса заряда

$$P = \begin{cases} e * L_{\text{зар}} \\ q * W * a * h \end{cases} \quad , \quad \text{кг}$$

- вместимость скважины

$$e = \frac{\pi * d^2}{4} * \Delta * K_{\text{зам}} \quad , \quad \text{кг/м}$$

- расстояние между скважинами в ряду

$$a = m * W \quad , \quad \text{м}$$

- расстояние между рядами скважин

- б) при короткозамедленном взрывании

$$b = (0.9 + 1) * W, \text{ м}$$

где c - безопасное расстояние оси бурового станка от верхней бровки уступа, м; q - удельный расход ВВ, обычно 0.5-0.8 кг/м³; Δ - плотность заряжения ВВ в скважине, кг/м³; $K_{\text{зап}}$ - коэффициент заполнения скважины ВВ; m - коэффициент сближения скважин, 0.8-1.4.

Наклонные скважины:

- линия наименьшего сопротивления по подошве уступа

$$W = \frac{1}{\sin \alpha} * \sqrt{\frac{c}{q}}, \text{ м}$$

- длина скважины

$$L = \frac{h}{\sin \alpha} + L_{\text{иср}}, \text{ м}$$

где α - угол наклона скважин к горизонту, град.

Остальные параметры БВР рассчитываются как и для вертикальных скважин.

Камерные заряды:

- линия наименьшего сопротивления

$$W = (0.75-0.95) * h, \text{ м}$$

где h - высота отбиваемого уступа, м.

- величина (вес) заряда в отдельной камере

$$Q = q * W^3, \text{ кг}$$

где q - расчетный удельный расход ВВ, принимается обычно по таблицам в зависимости от типа пород и взрывчатки.

- расстояние между зарядами

$$a = m * W, \text{ м}$$

где $m = 1-1.4$ - относительное расстояние между зарядами в ряду (нижний предел - для I категории пород по взрываемости).

- объем зарядной камеры

$$V_k = K_v * Q / \Delta, \text{ м}^3$$

где $K_v = 1.1-1.8$ - коэффициент, зависящий от способа крепления камеры, $K_v = 1.1$ - без крепи, $K_v = 1.8$ - сплошное крепление; Δ - плотность заряжения, определяется типом зарядной машины, кг/м³.

Котловые заряды:

- линия наименьшего сопротивления

$$W = (0.6-0.9) * h, \text{ м}$$

- величина (вес) заряда в отдельном котле

$$Q = q * W^3, \text{ кг}$$

- расстояние между центрами зарядов в ряду

$$a = (1-1.5) * W \text{ , м}$$

- расстояние между рядами

$$b = (0.85-1) * W \text{ , м}$$

Шнуровые заряды:

- диаметр шнура

$$d = 28 * h * \sqrt{\frac{q}{\Delta}} \text{ , мм}$$

- линия наименьшего сопротивления

$$W = 0.9 * \sqrt{\frac{e}{q}} \text{ , м}$$

если $W < 0.8 * h$, то следует принимать $W = (0.6-0.8) * h$.

- величина перебура $L_{\text{перебур}} = 0.5 * q * W \text{ , м}$
- длина шнура $L = h + L_{\text{перебур}} \text{ , м}$
- длина забойки $L_{\text{забойка}} = L / 3 \text{ , м}$
- расстояние между шпурами $a = (0.8-1.5) * W \text{ , м}$
- расстояние между рядами $b = (0.85-1) * W \text{ , м}$
- величина (вес) заряда $Q = q * W * a * h \text{ , кг}$.

II. По энергетической теории проф. Анистратова Ю.И.

Таблица 1

Исходные данные для расчета	Условные обозначения, размерность
1. Свойства массива	
Наименование горной породы	
Плотность	γ , кг/м ³
Предел прочности на одноосное сжатие	$\sigma_{\text{сж}}$, Па
Модуль упругости	E , Па
Блочность массива	$d_{\text{бл}}$, м
Коэффициент динамичности	K_d
2. Оборудование	
Экскаватор	
Вместимость ковша	V , м ³
Ширина ковша мехлопаты	B , м
Радиус черпания на уровне стоянки	$R_{\text{черп}}$, м
Высота черпания	$H_{\text{черп}}$, м
Производительность экскаватора	$Q_{\text{сут}}$, м ³ /сутки

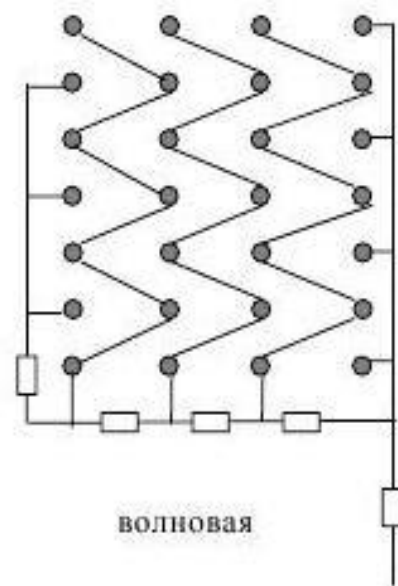
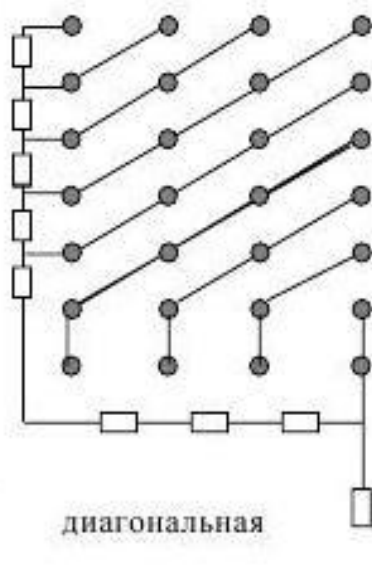
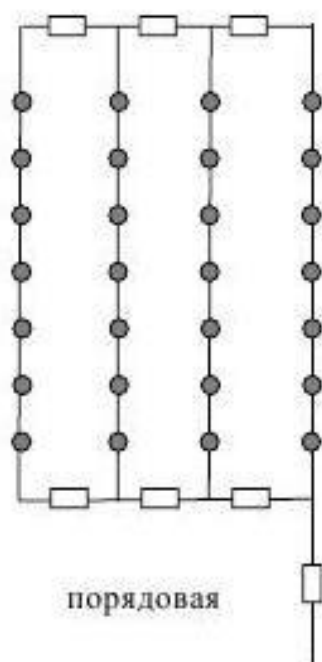
Буровой станок	
Диаметр скважины	$d_{скв}$, м
Производительность станка	$\Pi_{сут}$, м/сутки
3. Взрывчатое вещество	
Тип ВВ	
Полная идеальная работа взрыва	$F_{ин}$, Дж/кг
Плотность заряжания	Δ , кг/м ³
Начальная скорость движения горной массы при взрыве	v_0 , м/с
4. Технологические параметры	
Высота уступа	h , м
Угол откоса уступа	α , град.
Безопасное расстояние от верхней бровки	c , м
Коэффициент разрыхления горной массы в развале	K_p
Взрывание (многорядное, короткозамедленное)	
Порядок взрывания	
Расстояние от места проведения массового взрыва до охраняемого объекта	$L_{охр}$, м

Алгоритм расчета параметров БВР представлен в таблице 2.

Таблица 2

Параметр	Формула
1. Средний размер кусков для экскаватора	$d_{cp} = B/6.5$, м
2. Необходимая степень дробления массива	$n = d_{63} / d_{cp}$, м
3. Удельная энергия дробления	$F_{др} = \frac{0.12 * \sigma_{сж}^2 * K_1^2}{2 * E} * Lg n$, Дж/м ³
4. Удельная энергия формирования развала	$F_p = \left(\frac{v_0^2 \gamma}{2} \right) \left[Lg K_p + \frac{(c + h \operatorname{ctg} \alpha)(K_p h - h_p)}{2 * h_p} \right]$, Дж/м ³
5. Удельный расход ВВ	$q = \frac{F_{др} + F_p}{F_{ин} * \eta}$, кг/м ³
6. Л.н.с. по подошве	$W = c + h * \operatorname{ctg} \alpha$, м

7. Расстояние между скважинами	$a = W$, м
8. Расстояние между рядами при короткозамедленном взрывании	$b = W$, м
9. Длина перебура	$L_{пер} = 0.5 * q * W$, м
10. Длина скважины	$L_{скв} = h + L_{пер}$, м
11. Минимальная длина забойки	$L_{заб} = L_{пер}$, м
12. Масса заряда в скважине	$Q = a * W * h * q$, кг
13. Необходимый диаметр сплошного заряда	$d_{зар} = 2 \sqrt{\frac{Q}{\pi * L_{зар} * \Delta}}$, м
14. Длина всего заряда	$L_{зар} = Q / e$, м
15. Длина нижнего заряда	$L_{осн} = 1.2 * W$, м
16. Длина воздушного промежутка	$L_{воз} = L_{зар} - \frac{4 * Q}{\pi * d^2 * \Delta}$, м
17. Объём взрываемого блока	$V_{бл} = 15 * Q_{сyt}$, м ³
18. Величина развала	$R = \frac{2 * [c + b * (N - 1) + h * ctg \alpha] * (h * K_p - h_p)}{h_p}$, м
19. Ширина взрываемого блока	$A = W + b * (n - 1)$, м
20. Длина взрываемого блока	$L_{бл} = V_{бл} / h * A$, м
21. Максимальное число рядов скважин	$n = \frac{0.5 * H_{серн} * b}{h * (K_p - 1)} - \frac{b^2}{b + W} - 2$
22. Количество скважин в блоке	$n_{скв} = \frac{A * L_{бл}}{a * b}$
23. Общая длина буровых скважин в блоке	$\Sigma L_{скв} = L_{скв} * n_{скв}$, м
24. Время бурения	$t_{бур} = L_{скв} / П_{сyt}$, сут.
25. Количество ВВ на взрываемый блок	$Q_{вв} = q * V_{бл}$, кг
26. Максимальное число серий в массовом взрыве	$N = \frac{24.4 * 10^3 * Q_{вв}}{L_{охр}^3}$



ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №6
РАСЧЕТЫ ПАРАМЕТРОВ РАБОТ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ МАШИН.

Цель работы – овладение навыками расчета выемочно-погрузочных работ.

Выемочно-погрузочные работы заключаются в выемке горной массы из забоя и погрузки ее в средства транспорта или перемещения его в отвал. В качестве выемочно-погрузочного оборудования на карьерах используются экскавационные машины циклического и непрерывного действия. Для выемочно-погрузочных работ на карьерах наибольшее применение получили экскаваторы. Черпание горной массы, ее перемещение к месту разгрузки, разгрузка и поворот к месту очередного черпания осуществляется одноковшовым экскаватором последовательно. В совокупности эти операции составляют рабочий цикл экскаватора.

Механические лопаты, благодаря жесткой связи стрелы с ковшом, развивают большие усилия черпания (до 3500 Н/см) и характеризуются большой прочностью рабочего оборудования. Они выпускаются различных типоразмеров с ковшом вместимостью 0,25-35 м³ (и более) и применяются при разработке мягких и разрыхленных полускальных и скальных пород. По объемам выполняемых работ на карьерах прямые мехлопаты занимают доминирующее положение. Применяются они как при погрузке пород в транспортные средства, так и при перевалке пород в выработанное пространство. Основным недостатком мехлопат - прерывность (циклическость) рабочего процесса. На экскавацию затрачивается только 20-30 % времени цикла.

Основными технологическими параметрами мехлопат являются рабочие параметры, вместимость ковша, габариты, масса, преодолеваемый уклон, давление на основание. (Назовите основные технологические параметры мехлопат).

Рабочими параметрами мехлопат являются радиус и высота черпания и разгрузки, зависящие от длины рукояти и стрелы, угла наклона стрелы и размеров экскаватора.

Радиус черпания – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша при черпании.

Высота черпания – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша при черпании.

Радиус разгрузки – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до центра ковша при выгрузке из него горной массы.

Высота разгрузки – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки днища открытого ковша при разгрузке.

ПРИМЕР 6.1. На каком расстоянии от забоя надо расположить экскаватор ЭКГ-8И, чтобы усилие резания было достаточным для преодоления сопротивления породы копанию?

Решение 1. Определим максимальный радиус черпания по табл. 5.3 (рис. 5.1). Для экскаватора ЭКГ-8И $R_{ч.макс} = 17,5$ м.

2. Определяем необходимое расстояние по формуле

$$l = (0,7 \div 0,8) \cdot R_{ч.макс}$$

$$l = 0,8 \cdot 17,5 = 14 \text{ м.}$$

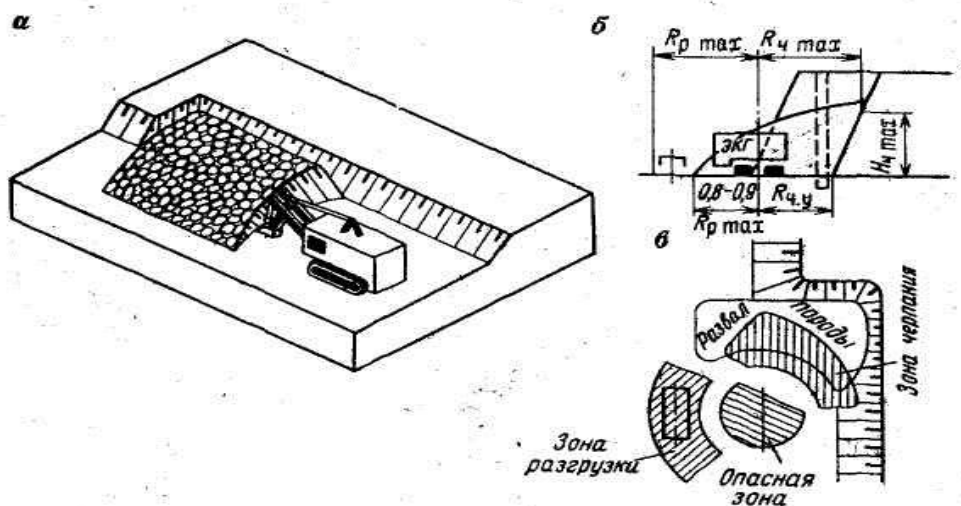


Рис. 6.1. Схемы забоя канатной мехлопаты в скальных породах; а - общий вид; б - поперечное учение; в - план

ПРИМЕР 6.2. Определить максимальную высоту забоя по условиям обеспечения безопасности работы для экскаватора ЭКГ-4,6 при выемке:

- связных пород;
- крепких пород после одно- и двухрядного взрывания;
- после многорядного взрывания: сыпучих мелкозорванных пород, когда отсутствует возможность их внезапного обрушения; связно-сыпучих мелкозорванных и сыпучих пород средней кусковатости; связных и крупнокусковатых пород.

Решение 1. Определяем максимальную высоту черпания экскаватора по табл. 6.1. $h_{ч.макс} = 10,2$ м.

2. Определяем максимальную высоту забоя для заданных условий выемки пород.

При условии безопасного ведения работ в связных породах высота забоя $h_{з.макс}$ не должна превышать максимальную высоту черпания $h_{з.макс} < h_{ч.макс}$. Поэтому максимальную высоту забоя принимаем $h_{з.макс} = 9$ м.

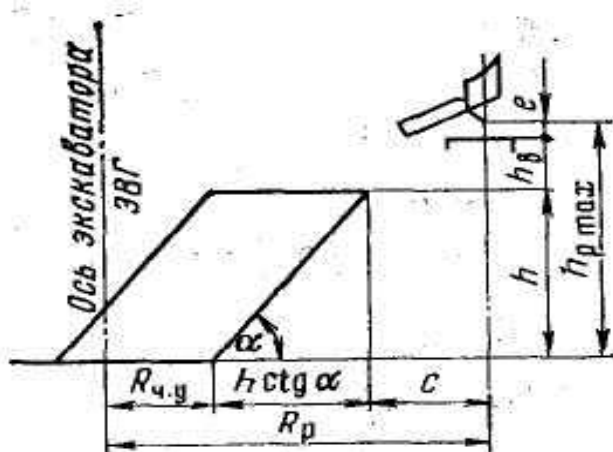
При условии безопасного ведения работ после одно- и двухрядного взрывания уступа в крепких породах максимальная высота забоя не должна превышать более чем в 1,5 раза максимальную высоту черпания, т. е. $h_{з.макс} \leq 1,5h_{ч.макс}$. Принимаем $h_{з.макс} = 15$ м.

При условии безопасного ведения работ после многорядного взрывания:

в сыпучих мелкозорванных породах, когда отсутствует возможность их внезапного обрушения $h_{з.макс} = (2,5 \div 2,7)h_{ч.макс}$, принимаем $h_{з.макс} = 25$ м;

в связно-сыпучих мелкозорванных и сыпучих породах средней кусковатости $h_{з.макс} = (1,05 \div 1,15)h_{ч.макс}$, принимаем $h_{з.макс} = 11$ м;

в связных и крупнокусковых породах $h_{з.макс} \leq h_{ч.макс}$ принимаем $h_{з.макс} = 10$ м.



ПРИМЕР 6.3.

Определить высоту забоя для экскаватора ЭКГ-4,6 при верхней погрузке горной массы в железнодорожный транспорт, тип вагонов - думпкары ВС-125 (рис. 6.2).

Рис. 6.2. Параметры забоя вскрышного экскаватора с верхней погрузкой

Решение 1. Определяем высоту забоя h экскаватора с верхней погрузкой по формуле

$$h = h_{р.макс} - (h_B + e),$$

где $h_{р.макс}$ - максимальная высота разгрузки экскаватора, м (определяется по табл. 5.3); h_B - высота транспортного сосуда (вагона) или

кузова автосамосвала, м (определяется по табл. 5.1 и 5.2); e - безопасный зазор между верхней частью транспортного сосуда и ковшем при разгрузке $e = (0,5 \div 1)$ м.

$h = 6,3 - (3,3 + 0,5) = 2,5$ м. Параметры забоя вскрышного экскаватора с верхней погрузкой

Таблица 6.1

Техническая характеристика автосамосвалов.

Показатели	5BC-60	BC-180	2BC-105	BC-125	2BC-180
Грузоподъемность, т	60	85	105	146	1890
Вместимость кузова, м ³	26,2	38	48,5	72	59,2
Тара	28	35	48	64,5	68
Высота	2680	3235	3240	3650	3660
Длина по осям автосцепок, мм	11720	12170	15020	17580	17580
Внутренняя длина кузова, мм	10000	10580	13400	16040	16216

Таблица 6.2

Техническая характеристика автосамосвалов.

Показатели	КрАЗ-256	БелАЗ-540	БелАЗ-548	БелАЗ-549	БелАЗ-7521
Грузоподъемность, т	12	27	40	75	180
Масса, т	11,4	21	28	55	120
Вместимость кузова, м ³	6	15	21	41	90
Габариты, мм:					
Длина	8100	7250	8120	9700	13200
Ширина	2700	3480	3780	4900	7400
Высота	2800	3580	3700	4400	5750
Минимальный радиус поворота, м	11	8,5	10	9	15
Максимальная	68	55	55	50	-

скорость движения, км/ч					
----------------------------	--	--	--	--	--

ПРИМЕР 6.4. Определить ширину торцевого забоя A экскаватора – механической лопаты ЭКГ-4,6 при разгрузке породы в железнодорожный и автомобильный транспорт.

Решение. Определяем ширину торцевого забоя для экскаватора ЭКГ-4,6 при разгрузке породы (рис. 5.3):

в железнодорожный транспорт по формуле

$$A = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{ч.у}$$

где $R_{ч.у}$ - радиус черпания на горизонте установки экскаватора, м (находим по табл. 5.3)

$$A = 1,5 \cdot 8,7 = 13 \text{ м};$$

в автомобильный транспорт по формуле

$$A = (0,5 \div 1) \cdot R_{ч.у}$$

$$A = 1 \cdot 8,7 = 8,7 \text{ м}.$$

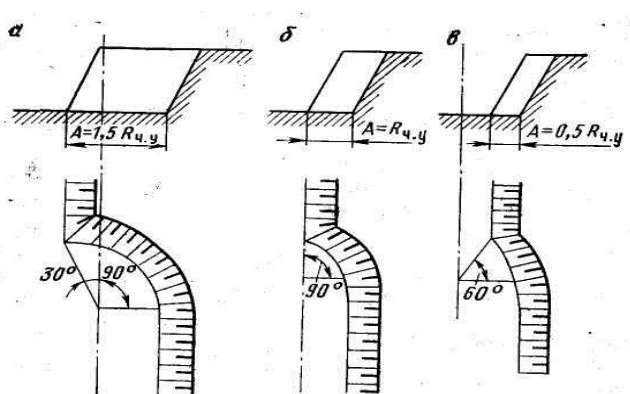


Рис. 6.3. Схемы к определению ширины забоя A механической лопаты. *а* – при железнодорожном транспорте; *б* и *в* – при автомобильном.

Таблица 6.3.

Техническая характеристика механических лопат

Показатели	Карьерные экскаваторы				Вскрышные экскаваторы			
	ЭКГ-4,6	ЭКГ-5	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5	ЭВГ-4	ЭВГ-6	ЭВГ-15	ЭВГ-35/65
Вместимость ковша $E, \text{ м}^3$	4,5-5	5-6	6-8	12,5-16	4-5	6-8	15	35
Радиус черпания на горизонте установки $R_{ч.у}, \text{ м}$	8,7	9,3	11,7	15,1	13,6	21,5	20,5	37
Максимальный радиус черпания	14	14,3	17,5	22,5	22,7	35	40	65

$R_{ч.мах}, М$								
Максимальная высота черпания $h_{ч.мах}, М$	10,2	11,2	12,6	16,9	20,4	26,8	30	50
Максимальный радиус разгрузки $R_{р.мах}, М$	13,65	12,5	15,5	-	20,9	32,9	37,8	62
Максимальная высота разгрузки $h_{р.мах}, М$	6,3	6,9	8,4	11,7	16	22,2	26	45
Теоретическая производительность $Q_{ч}, М^3/ч$	-	741	900	-	-	600	130 0	2300

ПРИМЕР 6.5. Определить максимальную ширину забоя экскаватора ЭКГ-4,6 в скальных взорванных породах.

Решение. Находим максимальную ширину забоя по формуле $A = 2R_{ч.у}$.

$$A = 2R_{ч.у} = 2 \cdot 8,7 = 17,4$$

Задача 6.1. Определить, на каком расстоянии от забоя надо расположить экскаваторы ЭКГ-4,6, ЭКГ-5, ЭКГ-12,5, чтобы усилие резания было достаточным для преодоления сопротивления породы копанию.

Задача 6.2. Определить максимальную высоту забоя! по условиям обеспечения безопасности работы для экскаватора ЭКГ-8И при выемке крепких пород после однородного взрывания и для экскаватора ЭКГ-12,5 при! выемке сыпучих мелкозорванных пород, сыпучих пород средней кусковатости и крупнокусковатых пород после многорядного взрывания.

Задача 6.3. Определить высоту забоя для экскаваторов ЭКГ-5 и ЭКГ-8И при верхней погрузке в железнодорожные вагоны-думпкары 5ВС-60 и для экскаваторов ЭВГ-4 и ЭВГ-6 при верхней погрузке в железнодорожные вагоны-думпкары 2ВС-105.

Задача 6.4. Определить ширину торцевого забоя для экскаваторов ЭКГ-5, ЭКГ-8И и ЭКГ-12,5 при погрузке породы в средства железнодорожного и автомобильного транспорта.

Задача 5.5. Определить максимальную ширину забоя в скальных взорванных породах для экскаваторов ЭКГ-5, ЭКГ-8И и ЭКГ-12,5.

ПРИМЕР 6.8. Определить годовую производительность экскаватора ЭКГ-4,6. Вместимость ковша $5м^3$. Разгрузка породы производится в

автомобильный транспорт, способ подачи транспортных средств - поточный.

Уровень организаций работ - средний. Продолжительность смены $T_{см} = 7$ ч. Число рабочих смен $n_{см} = 2$. Угол поворота экскаватора 90^0 , разрабатываемые породы - глинистые (средние), район ведения работ - северный.

Решение. 1. Определяем техническую производительность экскаватора по формуле

$$Q_{mex} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_H}{K_{раз} \cdot t_u},$$

где K_H - коэффициент наполнения ковша экскаватора (находим по табл. 6.4); $K_{раз}$ - коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора (находим по табл. 6.4); t_u - фактическая продолжительность рабочего цикла, с (находим по табл. 5.5.).

$$Q_{mex} = \frac{3600 \cdot 5 \cdot 1,1}{24 \cdot 1,3} = 635 \text{ м}^3/\text{ч}$$

2. Определяем эксплуатационную производительность экскаватора по формуле

$$Q_u = Q_{mex} \cdot K_{II}$$

где K_{II} - коэффициент использования экскаватора во времени (находим по табл. 6.6.).

$$Q_u = 635 \cdot 0,7 = 445 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

3. Определяем сменную производительность экскаватора формуле

$$Q_{см} = Q_u \cdot T_{см}$$

где $T_{см}$ - продолжительность рабочей смены, ч.

$$Q_{см} = 445 \cdot 7 = 3115 \text{ м}^3.$$

4. Определяем суточную производительность экскаватора по формуле ;

$$Q_{сут} = Q_{см} \cdot n_{см}$$

где $n_{см}$ - число рабочих смен в сутки.

$$Q_{сут} = 3115 \cdot 2 = 6230 \text{ м}^3$$

5. Определяем годовую производительность экскаватора по формуле

$$Q_{год} = Q_{сут} \cdot N$$

где N - число рабочих дней в году (находим по табл. 5.7. в зависимости от района работы).

$$Q_{год} = 6230 \cdot 253 \text{ м}^3.$$

Таблица 6.4.

Коэффициенты наполнения K_n ковша одноковшовых экскаваторов и разрыхления $K_{раз}$ горных пород (данных ориентировочные).

Породы	K_n	$K_{раз}$
Песок, гравий, щебень	0,9-1	1,05-1,2
Суглинок	1-1,1	1,15-1,3
Суглинок влажный	1,2-1,3	1,25-1,35
Глина средней влажности	1,3-1,5	1,3-1,4
Глина тяжелая	1-1,1	1,3-1,45
Взорванные скальные	0,9-1	1,45-1,6

Таблица 6.5.

Продолжительность рабочего цикла одноковшовых экскаваторов, с

Экскаватор	Породы							
	Песок, гравий, суглинок		Глина средней влажности		Глина тяжелая		Взорванные скальные	
	Угол поворота, градус							
	90	135	90	135	90	135	90	135
ЭКГ-4,5	20	22	24	26	28	30	29	25
ЭКГ-8И	23	26	26	30	30	33	26	29
ЭВГ-4	21	24	25	28	28	31	23	26
ЭВГ-6	32	36	35	40	38	43	34	38

Таблица 6.6.

Примерные значения коэффициента использования экскаватора во времени (по В.В.Ржевскому)

Вид транспорта	Способ подачи транспортных средств	Коэффициент использования экскаватора при организации работ	
		Средней	Хорошей
Конвейерный	Поточный	0,7	0,9
Автомобильный	»	0,7	0,8
Железнодорожный	Тупиковый	0,6	0,7
	Поточный	0,7	0,8

	Тупиковый	0,5	0,9
--	-----------	-----	-----

Таблица 6.7.

**Среднегодовое число рабочих дней экскаваторов
(по Н.В. Мельникову)**

Экскаваторы	Число рабочих дней в году по районам		
	северным	средним	южным
ЭКГ-4,6, ЭШ-5/45	253	256	263
ЭКГ-8И, ЭВГ-4	247	250	259
ЭКГ-12,5 ЭШ-10/70, ЭВГ-6	242	245	247
ЭВГ-15	292	295	297
ЭШ-14/75, ЭШ-15/90, ЭШ-20/65	288	291	293
ЭВГ-25/65, ЭШ-25/100	275	278	2890
ЭШ-80/100	269	272	274

Задача 6.7. Определить годовую производительность экскаваторов ЭКГ-8И, ЭКГ-12,5, ЭВГ-4 и ЭВГ-6 в условиях, приведенных в табл. 6.8

Таблица 6.8.

Район работы	Породы	Угол поворота экскаватора, градус	Организация производства				
			Вид транспорта	Способ подачи транспорта	Уровень организации работ	Продолжительность смены, ч	Число смен в сутки
Северный	Глина тяжелая	135	Железнодорожный	Тупиковый	Хороший	7	3
	Глина средняя, влажная	90	Автомобильный	Поточный	Хороший	8	3
Средняя полоса	Взрывные скальные	135	Железнодорожный	Тупиковый	Средний	7	3

Южный	Песок, гравий	90	Автомобильный	Поточный	Средний	7	3
-------	------------------	----	---------------	----------	---------	---	---

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №7

РАСЧЕТЫ ПАРАМЕТРОВ РАБОТ ВЫЕМОЧНО-ТРАНСПОРТНЫХ МАШИН

Цель работы – овладение навыками расчета производительности выемочно-транспортных машин.

Расчет производительности бульдозера.

Бульдозеры для разработки горных пород применяются на карьерах на основных работах по удалению покрывающих пород на отвалах, на рекультивационных и вспомогательных работах: зачистке пласта перед выемкой, планировке поверхности забоя и очистке дорог от просыпей и снега.

Для производства вскрышных и добычных работ бульдозеры применяются при разработке россыпей, на карьерах строительных материалов, т. е. в тех случаях, где объём вскрышных работ невелик, а длина транспортирования составляет 80-100 м.

Для производства вскрышных работ и для работ на отвале применяются мощные гусеничные бульдозеры с прямым отвалом.

Технология разработки горных пород бульдозерами заключается в последовательном снятии стружки толщиной 0,3-0,5 м на горизонтальной или наклонной поверхности. Средняя длина пути, на котором происходит заполнение пространства перед отвалом, составляет 8-16 м.

Работа бульдозеров на отвалах заключается в укладке доставленной автотранспортом породы в отвал.

Производительность бульдозера при разработке горных пород зависит от его мощности, размеров отвала, расстояния транспортирования и свойств разрабатываемых пород.

Операции рабочего цикла: снятие стружки и набор породы перед отвалом, перемещение с грузом и холостой ход.

ПРИМЕР 7.1. Определить параметры работ по организации бульдозерных отвалов при доставке породы на отвалы автомобильным транспортом. Объём вскрышных пород, размещаемых в отвалы за смену, $Q_{см} = 11850 \text{ м}^3$. Расстояние транспортирования 20 м.

Число автосамосвалов БелАЗ-540А $n_a = 15$, число бульдозеров Д-271, работающих на отвальном участке, $n_b = 10$. Продолжительность рейса автосамосвала $T_p = 20$ мин.

Решение 1. Определяем длину L'_o (м) отвального участка по условиям планировки:

$$L'_o = \frac{Q_o}{V_o},$$

где Q_o - производительность бульдозера, м³/смену (на отвальных работах определяется по табл. 7.1); V_o - удельная приемная способность отвального участка, м³/м.

$$V_o = \frac{V_a \cdot K_{kp}}{b_a}$$

где V_a - вместимость кузова автосамосвала, м³; K_{kp} - коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова (для БелАЗ-540 $K_{kp} = 1,5$ для КрАЗ-256 $K_{kp} = 2,5$); b_a - ширина кузова автосамосвала, м (находим по табл. 7.2).

$$V_o = \frac{15,3 \cdot 1,5}{3,5} = 6,6 \text{ м}^3/\text{м}.$$

Тогда

$$L'_o = \frac{395}{6,6} = 59,8 \text{ м}.$$

2. Определяем длину (м) отвального участка по условиям разгрузки автосамосвалов:

$$L''_o = \frac{n_a \cdot b_{п.а} \cdot t_p}{T_p}$$

где n_a - число работающих на отвальном участке автосамосвалов; $b_{п.а}$ - ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при разгрузке и маневрировании, м ($b_{п.а} = 20 \div 30$ м); t_p - продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала на отвале, мин ($t_p = 1 \div 2$ мин); T_p - продолжительность рейса автосамосвала, мин.

$$L''_o = \frac{15 \cdot 30 \cdot 2}{20} = 45 \text{ м}.$$

Из полученных значений L'_o и L''_o для дальнейшего расчета принимается большее, т. е. 59,8 м.

3. Определяем длину, отвального участка:

$$L_{уч} = L_o \cdot n_o$$

$$L_{уч} = 59,8 \cdot 10 = 598 \text{ м}.$$

4. Определяем число отвальных участков:

$$N_o = \frac{Q_{см}}{Q_o \cdot n_o}$$

$$N_o = \frac{11850}{395 \cdot 10} = 3$$

5. Определяем общую длину фронта отвальных работ:

$$L_{общ} = L_{уч} \cdot N_o \cdot K_o$$

где K_o - коэффициент, учитывающий резервные участки при попеременной отсыпке и планировке ($K_o = 1 \div 1,4$).

$$L_{общ} = 598 \cdot 3 \cdot 1 = 1794 \text{ м.}$$

Таблица 7.1

Производительность бульдозеров, м³/смену, на отвальных работах в зависимости от расстояния транспортирования породы (по П.Э.Зуркову).

Расстояние транспортирования породы, м	Д-271	Д-275	Д-385
10	700	1070	2100
15	565	880	1730
20	395	590	1180
25	270	400	810
30	190	290	570

Таблица 7.2

Техническая характеристика автосамосвалов.

Показатели	КрАЗ-256	БелАЗ-540	БелАЗ-548	БелАЗ-549	БелАЗ-7521
Грузоподъемность, т	12	27	40	75	180
Масса, т	11,4	21	28	55	120
Вместимость кузова, м ³	6	15	21	41	90
Габариты, мм:					
Длина	8100	7250	8120	9700	13200
Ширина	2700	3480	3780	4900	7400
Высота	2800	3580	3700	4400	5750
Минимальный радиус поворота, м	11	8,5	10	9	15
Максимальная скорость движения,	68	55	55	50	-

км/ч					
------	--	--	--	--	--

ПРИМЕР 7.2 Определить параметры работ по организации трапецевидных скреперных отвалов.

Условия работы следующие: мощность пустых пород $m_{II} = 4$ м; подъем выезда $i_{II.B} = 0,12$; подъем поверхности в направлении проведения выезда $i_{II.II} = 0,04$.

Решение. 1. Определяем длину выезда l_B . При подъеме поверхности по формуле

$$l_B = \frac{4}{0,12 - 0,04} = 50 \text{ м.}$$

2. Определяем объем работ по проходке выезда:

$$W = 0,5 \cdot b_T \cdot l_B \cdot m_{II} + 0,3 \cdot K_{з.б} \cdot l_B \cdot m_{II}^2$$

где $b_T = 4$ м - ширина основания траншеи, м; $K_{з.б} = 1,1 \div 1,3$ - коэффициент заложения борта траншеи; принимаем $K_{з.б} = 1,2$.

$$W = 0,5 \cdot 4 \cdot 50 \cdot 4 + 0,3 \cdot 1,2 \cdot 50 \cdot 4^2 = 688 \text{ м}^3.$$

ПРИМЕР 7.3. Определить фронт работ погрузчика Д-538 (ТО-4). Сменная производительность его по целику $Q_{cv} = 210 \text{ м}^3$. Высота уступа $h_y = 10$ м. Число дней отработки взорванного блока $n_{дн} = 15$. Число смен работы погрузчика в сутки $n_{см} = 3$.

Решение. Определяем фронт работ погрузчика по формуле

$$L_\phi = \frac{n_{см} \cdot Q_{cv} \cdot n_{дн}}{h_y \cdot A}$$

где $A = 4,5 \div 5$ м - ширина заходки.

$$L_\phi = \frac{3 \cdot 210 \cdot 15}{10 \cdot 5} = 189 \text{ м.}$$

Задача 7.1. Определить параметры работ по организации бульдозерных отвалов при доставке породы на отвалы автомобильным транспортом для различных вариантов работ (табл. 6.3).

Таблица 7.3

Условия работы и применение оборудования	Вариант работы		
	А	Б	В
Объем вскрыши за смену, м ³	10000	14000	18000
Автосамосвалы	КрАЗ-256Б	БелАЗ-540	БелАЗ-548А
Число автосамосвалов	10	15	20
Продолжительность рейса	15	20	25

автосамосвала, мин			
Бульдозеры	Д-271	Д-275	Д-385
Число бульдозеров	12	15	20
Расстояние транспортирования пород бульдозером, м	10	25	30

Задача 7.2 Определить параметры работ по организации трапециевидных скреперных отвалов для вариантов работ, приведенных в табл. 6.4

Таблица 7.4

Условия работы	Вариант работы		
	А	Б	В
Мощность пустых пород, м	5	6	7
Подъем выезда	0,12	0,1	0,15
Подъем поверхности в направлении проведения выезда	0,04	0,05	0,06

Задача 7.3 Определить фронт работ погрузчика Д-584 (ТО-8). Сменная производительность $Q_{см} = 1000 \text{ м}^3$. Высота уступа $h_y = 15 \text{ м}$. Число дней отработки взорванного блока $n_{дн} = 12$. Число смен работы погрузчика $n_{см} = 3$.

Задача 7.4. Определить фронт работ погрузчика Д-54 (ТО-5). Сменная производительность $Q_{см} = 900 \text{ м}^3$. Высота уступа $h_y = 12 \text{ м}$. Число дней отработки взорванного блока $n_{дн} = 14$. Число смен работы погрузчика $n_{см} = 2$

ПРИМЕР 7.4. Определить суточную производительность бульдозера Д-532 при выемке пустых пород сплошными заездами (рис. 7.1). Категория пород по крепости I и II, мощность - 3,5 м. Число рабочих смен в сутки $n_{см} = 3$, продолжительность смены $T_{см} = 8$. Общее расстояние перемещения бульдозера по горизонтали $l_{зр}$ и $l_{сл}$ в заезде и коэффициент наполнения отвала бульдозера K_n при перемещении по борозде: при сбрасывании с гребня $l_{зр} = 58,8 \text{ м}$, $K_n = 0,76$; I при слоевой укладке $l_{сл} = 60,3 \text{ м}$, $K_n = 0,84$

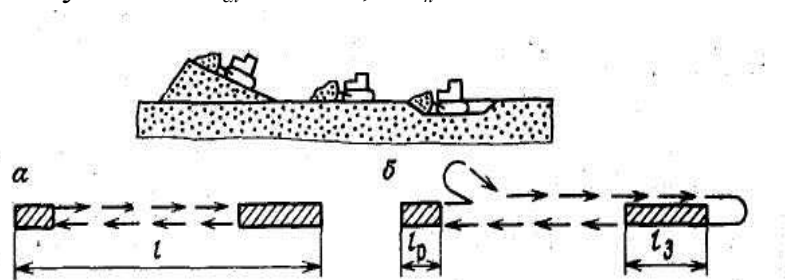


Рис. 7.1. Схема работы бульдозера при челноковом движении (**а**) и, при движении с разворотом (**б**):

l - длина пути движения бульдозера; l_p - длина пути разгрузки бульдозера; l_3 - длина пути наполнения отвала бульдозера

Решение. 1. Определяем продолжительность заезда (мин) по формуле :

$$T_3 = \frac{l_2}{g_2} + \frac{l_{II}}{g_{II}} + t_1 + t_2$$

где l_2 и l_{II} - длина соответственно грузового и порожнего пути, м; g_2 и g_{II} - скорости движения соответственно грузовой и порожней машины, м/мин ($g_2 = 35$ м/мин, $g_{II} = 90$ м/мин); t_1 - время заполнения отвала бульдозера породой, мин ($t_1 = 2$ мин); t_2 - время остановок бульдозера для переключения на порожний ход, мин ($t_2 = 0,15$ мин).

При сбрасывании с гребня $T_3 = \frac{58,8}{35} + \frac{58,8}{90} + 2 + 0,15 = 4,48$ мин.

При слоевой укладке $T_3 = \frac{60,3}{35} + \frac{60,3}{90} + 2 + 0,15 = 4,54$ мин.

2. Определяем число заездов бульдозера в смену по формуле

$$N_3 = \frac{60 \cdot T_{см} \cdot K_u}{T_B}$$

где $K_u = 0,67 \div 0,85$ - коэффициент использования рабочего времени, изменяется в зависимости от технологии работ, организации обслуживания и ремонта машин. Принимаем $K_u = 0,7$.

При сбрасывании с гребня $N_3 = \frac{60 \cdot 8 \cdot 0,7}{4,48} = 75$ заездов.

При слоевой укладке $N_3 = \frac{60 \cdot 8 \cdot 0,7}{4,54} = 74$ заезда.

3. Определяем объем породы, доставляемый бульдозером к месту разгрузки, по формуле

$$q = \frac{E_6 \cdot K_n}{K_{раз}}$$

где E_6 - объем вала породы впереди отвала бульдозера, м³ (определяется по табл. 6.5); K_n - коэффициент наполнения отвала бульдозера у места доставки (при сбрасывании с гребня $K_n = 0,76$; при слоевой укладке $K_n = 0,84$); $K_{раз}$ - коэффициент разрыхления пород (определяется по табл. 6.6).

При сбрасывании с гребня $q = \frac{2,3 \cdot 0,76}{1,2} = 1,5$ м³.

При слоевой укладке $q = \frac{2,3 \cdot 0,84}{1,2} = 1,6 \text{ м}^3$.

4. Определяем суточную производительность бульдозера по формуле

$$Q_{сут} = q \cdot N_z \cdot n_{см}$$

где $n_{см}$ - продолжительность смены, ч.

При сбрасывании с гребня $Q_{сут} = 1,5 \cdot 75 \cdot 3 = 338 \text{ м}^3$

При слоевой укладке $Q_{сут} = 1,6 \cdot 74 \cdot 3 = 355 \text{ м}^3$.

Таблица 7.5

Объем вала породы м^3 , перемещаемой бульдозером

Категория пород по крепости	Объем вала породы м^3 , для бульдозера					
	Д-494	Д-532	Д-275А	Д-575	Д-572	Д-9Ж
I и II	1,5 – 2	1,7- 2,3	1,7- 2,5	2,8- 3,8	3,9- 5,4	5-8
III	0,6– 1,7	0,7-2	1-2	1,6- 3,3	2,2- 4,6	2,7- 7
IV - V	0,6- 1,4	0,6- 1,8	0,7-2	1,2-3	1,5-4	2- 6,5
VI-VIII (разрыхленные)	1,3-	1,5	1,9	2,5	3	4-5

Таблица 7.6

Выдержки из единой классификации горных пород.

Категория пород по крепости	Породы	Коэффициент разрыхления
I	Глина сухая рыхлая. Супесь рыхлая. Растительный слой.	1,1-1,2
II	Гравий. Суглинок.	1,2-1,3
III	Галька диаметром 10-40 м	1,25-1,35
IV	Песчано-глинистые породы	1,25-1,4
	Галька диаметром 41-100 мм.	
V	Песчано-глинистые породы с включением щебня и валунов.	1,25-1,45
	Конгломераты осадочных пород.	
VI	Мерзлые породы I-II категорий	1,3-1,45
	Мерзлые породы III категорий	

Расчет производительности скрепера

Колесные скреперы в процессы работы совершают выемку горной массы, ее перемещение и разгрузку на отвале или в транспортные сосуды; в последнем случае необходимы специальные бункера.

Колесные скреперы классифицируют:

- по способу соединения скреперного оборудования с тягачом – на прицепные, полуприцепные и самоходные. Прицепные скреперы имеют двухосную ходовую часть, полуприцепные – одноосную, но тягач имеет две оси;
- по вместимости ковша – малой вместимости (до 5 м³), средней (5-15 м³) и большой (более 15 м³). Стандартные вместимости ковшей прицепных скреперов: 3; 4,5; 8(7); 10; 15 и 25 м³; самоходных скреперов: 8; 10; 15; 25 и 40 м³;
- по способу загрузки и разгрузки ковша – со свободной и принудительной загрузкой или разгрузкой;
- по способу управления рабочими органами – с механическим (канатно-блочным), гидравлическим и электрогидравлическим управлением.

Колесные скреперы экономичны при выемке мягких и механически разрыхленных плотных и полускальных пород при дальности транспортирования до 1-1,5 км. В настоящее время они применяются при разработке строительных горных пород и россыпей, а также на вспомогательных работах. Большегрузные скреперы могут успешно применяться на вскрышных работах и в мощных карьерах, особенно в период строительства.

ПРИМЕР 7.5. Определить суточную производительность скрепера Д=498 при выемке пустых пород III категории по крепости отдельными заездами (**рис. 7.2**). Мощность пустых пород $m = 4$ м. Средняя протяженность пути перемещения скрепера в пределах разреза по простиранию россыпи $l_{c.с} = 107$ м; средняя протяженность вкрест простирания россыпи $l_{c.п} = 74$ м. Среднее расстояние перемещения скрепера поперек отвала $l_{c.o} = 41$ м.

Решение. 1. Определяем расстояние между основаниями откоса борта разреза и отвала:

$$p = l_B + e_{II},$$

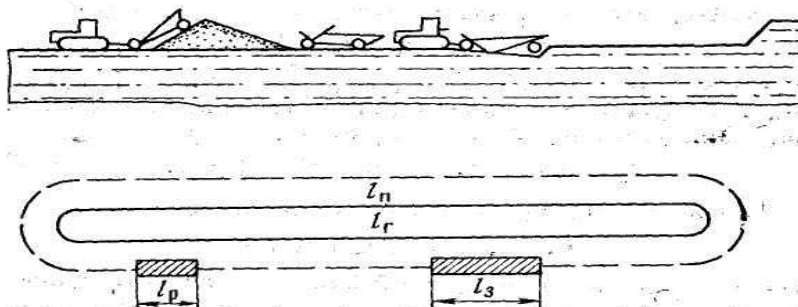


Рис. 7.2. Схема работы скрепера:

l_{II} - длина порожнего хода скрепера; $l_{г}$ - длина грузового хода скрепера; $l_{р}$ - длина пути разгрузки ковша скрепера; $l_{з}$ - длина пути заполнения ковша скрепера.

где l_B - длина выезда (горизонтальная проекция), зависящая от мощности пустых пород, м (при $m=4$ м $l_B=50$ м, при $m=5$ м, $l_B=60$ м, при $m=6$ м $l_B=75$ м); $e_{II}=0 \div 20$ м - ширина запасной площадки, в данном случае принимаем $e_{II}=3$ м.

$$p = 50 + 3 = 53 \text{ м.}$$

2. Определяем длину среднего одинарного кольцевого заезда:

$$L_c = 2(l_{СП} + l_{св} + K_{з.к} \cdot p + K_{з.к} \cdot l_{с.о})$$

где $K_{з.к}$ - коэффициент заезда; при одинарно-кольцевой системе $K_{з.к}=1$; при вдвоенно-кольцевой $K_{з.к}=2$

Для одинарного заезда принимаем $K_{з.к}=1$

$$L_c = 2(74 + 107 + 1 \cdot 53 + 1 \cdot 41) = 550 \text{ м.}$$

3. Определяем длину грузового хода скрепера:

$$l_G = K_{Г.Х} \cdot L_c - l_n$$

где $K_{Г.Х}=0,4 \div 0,5$ - коэффициент грузового хода; l_n - Длина пути наполнения ковша скрепера, которая для скреперов Д-498, Д-523, Д-213А, Д-357М равна 27 - 30 м, для скреперов Д-511, Д-188А, Д-189, Д-392 равна 34 - 40 м, для скрепера Д-666 равна 80 - 90 м.

Для скрепера Д-498 принимаем $l_n=30$ м, коэффициент грузового хода $K_{Г.Х}=0,5$, тогда

$$l_G = 0,5 \cdot 550 - 30 = 245 \text{ м.}$$

4. Определяем длину порожнего хода скрепера:

$$l_{II} = L_c - l_G - l_n - l_p$$

где $l_p=15$ м - длина пути разгрузки ковша, м; принимается равной половине длины пути наполнения ковша. Для рассматриваемого примера $l_p=15$ м.

$$l_{II} = 550 - 245 - 30 - 15 = 260$$

5. Определяем продолжительность заезда:

$$T_3 = \frac{l_G}{g_G} + \frac{l_{II}}{g_{II}} + t_1 + t_2,$$

где $g_G=48,7$ м/мин и $g_{II}=100$ м/мин - скорости движения соответственно грузовой и порожней машины (в условиях дорог средней проходимости); $t_1=1 \div 3$ мин - время заполнения ковша скрепера $t_2=0,3 \div 0,9$ мин - время разгрузки ковша скрепера (большие значения характеризуют работу мощных скреперов). Для наших условий принимаем $t_1=1$ мин, $t_2=0,3 \div 0,9$

$$T_3 = \frac{245}{48,7} + \frac{260}{100} + 1 + 0,3 = 9 \text{ мин.}$$

6. Определяем число заездов в смену:

$$N_3 = 60 \cdot T_{см} \cdot \frac{K_{II}}{T_3},$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, ч; $K_{II} = 0,7 \div 0,85$ - коэффициент использования рабочего времени; изменяется в зависимости от технологии работ, организации обслуживания и ремонта машин. Принимаем $K_{II} = 0,75$. Тогда

$$N_3 = 60 \cdot 8 \cdot \frac{0,75}{9} = 40 \text{ заездов.}$$

7. Определяем объем породы в целике, доставляемой ковшом скрепера к месту разгрузки:

$$q = E \cdot \frac{K_n}{K_{раз}},$$

где E - вместимость ковша скрепера, м^3 ($E = 7 \text{ м}^3$); K_n - коэффициент наполнения ковша скрепера у места доставки (зависит от категории пород по крепости: для III категории он составляет 0,76 - 0,96, для IV категории 0,87 - 1,09, для V категории 1 - 1,04, для VI - VIII категорий (предварительно разрыхленных пород) 0,63—0,71]; $K_{раз}$ - коэффициент разрыхления породы в ковше (находим по табл. 9.6).

$$q = 7 \cdot \frac{0,85}{1,25} = 4,7 \text{ м}^3.$$

8. Определяем суточную производительность скрепера:

$$Q_{сут} = q \cdot N_3 \cdot n_{см},$$

где $n_{см}$ - число смен; $n_{см} = 3$

$$Q_{сут} = 4,7 \cdot 40 \cdot 3 = 564 \text{ м}^3.$$

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 8
РАСЧЕТ АВТОМОБИЛЬНОГО ТРАНСПОРТА

Цель работы – ознакомиться с методикой или освоить принципы расчета производительности карьерных автосамосвалов.

Карьерный транспорт предназначен для перемещения горной массы от забоев до пунктов разгрузки. Он является связующим звеном в технологическом процессе. От чёткой работы карьерного транспорта зависит эффективность разработки месторождения. (Для чего предназначен карьерный транспорт?). Трудоёмкость процесса транспортирования весьма высока, а затраты на собственно транспорт и связанные с ним вспомогательные работы составляют 45-50%, а в отдельных случаях 65-70% общих затрат на добычу. Интенсивность работы карьерного транспорта характеризуется грузооборотом карьера, который определяется количеством груза в единицу времени. Масштаб горных работ на карьере определяется величиной грузооборота. В зависимости от принципа действия различают транспорт циклического и непрерывного действия. Продолжительность цикла оборота складывается из продолжительности погрузки, продолжительности движения с грузом к месту разгрузки, продолжительности движения к месту погрузки и продолжительности пауз между перечисленными операциями. При циклическом транспорте (железнодорожный, автомобильный) погрузка, движение с грузом, разгрузка и движение без груза осуществляются последовательно. При транспорте непрерывного действия (конвейерный, гидравлический) эти операции совмещаются.

В настоящее время наибольшее количество горной массы на карьерах перевозится автомобильным транспортом. Принцип его работы заключается в перемещении горной массы по автодороге из забоев к пунктам приёма и разгрузке её. Кузов у автосамосвалов – ковшового типа. Геометрическая вместимость его обеспечивает максимальное использование грузоподъемности при насыпной плотности разрушенных пород 1-1,2 т/м³ и 1,75-2 т/м³ (для большегрузных автомобилей). Коэффициент тары большегрузных автосамосвалов равен 0,6-0,8. Тяговые качества, оцениваемые способностью преодолевать сопротивление движению в различных дорожных условиях, определяются удельной мощностью автосамосвалов, достигающей 5,2-6 кВт.

Скорость движения определяется как конструктивными качествами машин, так и величиной продольных уклонов дорог, качеством их покрытий сложностью трассы, соотношением участков постоянных и временных дорог, интенсивностью движения.

ПРИМЕР 8.1. Определить ширину транспортной бермы для двухполосного движения автомобилей БелАЗ-549.

Наибольший проектируемый объем перевозок горной массы по берме $W=5$ млн. т/год; срок службы дороги более 10 лет; толщина дорожной одежды в рыхлых породах 0,8 м, в скальных породах — 0,25 м; грузоподъемность автомобиля БелАЗ-549 $\Phi = 75$ т, собственная масса $q_T=55$ т.

Решение. Определим грузонапряженность дороги (брутто) в грузовом направлении:

$$W_{op} = W + \frac{W \cdot q_T}{\Phi} = 5000000 + 5000000 \cdot \frac{55}{75} = 8670000 \text{ т/год.}$$

В соответствии с табл.10.1 дорога относится ко II категории. Ширину проезжей части дороги II категории принимаем равной 15 м в соответствии с табл. 7.2.

Таблица 8.1.

Категория автомобильных дорог карьеров (по данным Гипроруды)

Категория дороги	Грузонапряженность (брутто), или т/год в грузовом направлении
I	Более 15
II	5-15, более 15 при сроке службы менее 3 лет
III	Менее 5 (все временные дороги со сроком службы менее 1 года)

Таблица 8.2.

Параметры проезжей части технологических автодорог (по данным Гипроруды).

Грузоподъемность автосамосвалов, т	Ширина автосамосвала, м	Ширина проезжей части, м			
		При двухполосном движении и категории дороги			При однополосном движении
		I	II	III	
27-30	До 3,5	11	10,5	10	5,5
40-45	До 4	12,5	12	11,5	6
65-80	До 5	15,5	15	14,5	7

100-120	До 5,5	17	16,5	16	8
160-180	До 6,5	20	19,5	19	9

Ширину транспортной бермы в рыхлых B_p и скальных $B_{ск}$ породах определяем по формулам (рис. 7.1):

$$B_p = a + 2h_B + 2,5h_{II} + 3h_k + b_k + b_3 + b_{II} + 2;$$

$$B_{ск} = a + 2h_B + 6h_{II} + 5h_k + h_k \cdot n + b_{II} + 2$$

где h_B - высота ограждающего вала из скального грунта, принимается равной 0,7, 1 и 1,2 м при грузоподъемности машин соответственно до 20, 27—75 и 110—180 т; h_{II} — толщина слоя дорожной одежды; h_p - глубина кювета, принимается не менее 0,6 м в полускальных и рыхлых породах и не менее 0,3 м в скальных породах; b_k - ширина дна кювета, в рыхлых и полускальных породах принимается не менее 0,4 м; b_3 - ширина закуветной полки, принимается не менее 0,5 м; b_n - ширина призмы безопасности, принимается не менее 1 м; n - показатель крутизны откоса уступа, равный котангенсу угла откоса; 2 м — ширина обочины (1,5 м) плюс расстояние от проезжей части до ограждающего вала (0,5 м).

$$B_p = 15 + 2 \cdot 1 + 2,5 \cdot 0,8 + 3 \cdot 0,6 + 0,6 + 1 + 1 + 2 = 25,4 \text{ м,}$$

$$B_{ск} = 15 + 2 \cdot 1 + 6 \cdot 0,25 + 5 \cdot 0,3 + 0,3 \cdot 0,4 + 1 + 2 = 23,1 \text{ м.}$$

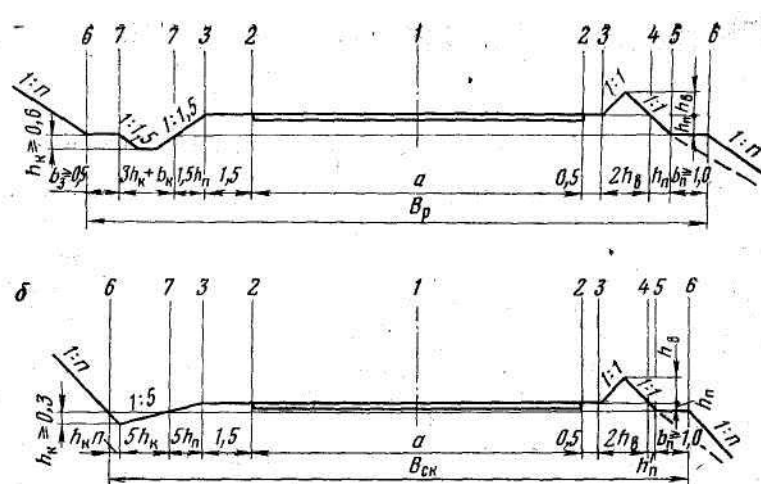


Рис. 8.2. Схема к определению ширины постоянных транспортных берм при автотранспорте.

a — в рыхлых породах; b — в скальных

ПРИМЕР 8.2. Определить производительность Q_a автосамосвала БелАЗ-549, необходимый парк машин $N_{и}$ и годовой пробег их $L_{год}$.

Годовой объем перевозок $W=18$ млн. т; режим работы карьера $n_{p,d}=357$ рабочих дней в году, $n_{см}=3$ смены в сутки, продолжительность смены $T_c = 8$ ч; производительность экскаватора на погрузке $Q_э = 1100$ т/ч; коэффициент использования грузоподъемности машин $K_{u,э}=0,98$; среднее

расстояние транспортирования $L=2,5$ км, в том числе по проездам в забоях и на отвалах $L_{ep}=0,6$ км, по асфальтобетонным дорогам $L_n=1,9$ км.

Решение. 1. Производительность автосамосвала

$$Q_a = 60 \cdot T_c \cdot K_{II} \cdot \frac{q_H}{T_p},$$

где $K_{II}=0,9$ - коэффициент использования смены; $q_H=\Phi \cdot K_{uz}=75 \cdot 0,98=73,5$ т - масса груза в автосамосвале (Φ - номинальная грузоподъемность машины); $T_p=t_{II}+t_p+t_3+t_x=4+1+3+12,1=20,1$ мин - продолжительность рейса автосамосвала: $t_{II}=60 \cdot q_H / Q_a = 60 \cdot 73,5 / 1100=4$ мин - время погрузки; t_p - время разгрузки, принимается равным 1 мин для автосамосвалов и 1,5 мин - для автопоездов; t_3 - время задержек в пути на рейс, принимается по табл. 10.3.; t_x - время движения, в приближенных расчетах определяют по среднерейсовым скоростям движения по временным и постоянным

дорогам (табл. 10.4.); $t_x = 60 \left(\frac{2L_{ep}}{v_{ep}} + \frac{2L_n}{v_n} \right) = 60 \cdot \left(\frac{2 \cdot 0,6}{16} + \frac{2 \cdot 1,9}{30} \right) = 12,1$ мин.

$$Q_a = 60 \cdot 8 \cdot 0,9 \cdot 73,5 / 20,1 = 1580 \text{ т/смену.}$$

2. Сменный пробег автосамосвала

$$L_{cm} = \frac{60 \cdot T_c \cdot 2L}{T_p} = \frac{60 \cdot 8 \cdot 2 \cdot 2,5}{20,1} = 119,4 \text{ км.}$$

3. Рабочий парк автосамосвалов

$$N_p = \frac{W \cdot f}{n_{p,d} \cdot n_c \cdot Q_a} = \frac{18000000 \cdot 1,1}{357 \cdot 3 \cdot 1580} = 11,7,$$

с округлением в большую сторону $N_p=12$ машин. Здесь f - коэффициент неравномерности перевозок, принимаемый равным 1,1-1,25.

Суточный рабочий парк при двухсменном режиме работы каждого автосамосвала:

$$N_{p,сут} = \frac{3N_p}{2} = \frac{3 \cdot 12}{2} = 18 \text{ машин.}$$

Инвентарный парк автосамосвалов

$$N_a = \frac{N_{p,сут}}{K_{m,z}} = \frac{18}{0,73} = 25 \text{ машин,}$$

где $K_{т.г}$ - коэффициент технической готовности, определяемый по планам ремонта. В укрупненных расчетах $K_{т.г}$ можно принимать по табл. 8.5.

4. Годовой пробег всех автосамосвалов парка

$$L_{год} = \frac{2L \cdot K_o \cdot W}{q_H} = \frac{2 \cdot 2,5 \cdot 1,05 \cdot 18000000}{73,5} = 1285714 \text{ км}$$

$K_o=1,05$ - коэффициент, учитывающий пробеги из гаража до места работы и обратно.

Таблица 8.3.

**Время задержек и маневров автомашин в рейсе, мин
(по данным Гипроруды)**

Операция	Самосвалы	Автопоезд а	Дизельтро л-лейвозы
Маневры и ожидания в пунктах погрузки и выгрузки			
при тупиковой схеме подъезда	2	3	3
при сквозной и петлевой схемах	1	2	2
Прочие задержки в пути при расстоянии транспортирования, км			
до 2	1	1	2
более 2	2	2	3

Таблица 8.4.

**Среднерейсовые скорости движения автосамосвалов и автопоездов,
км/ч (по данным Гипроруды)**

Тип дорог и покрытый	Автосамосвалы				
	а				
	дизельны Дизель- троллей- возы				
	Грузоподъемность, т				
	До 27	27-45	75- 120	45- 120	65
Усовершенствованные капитальные (бетонные, цементобетонные, асфальтобетонные)	30	28	30	22	32
Усовершенствованные облегченные (черный щебень на прочном основании)	28	25	28	20	30
Переходные (щебеночные, гравийные, грунтощебеночные, укатанные, с поверхностной обработкой)	25	22	25	16	16
Проезды в забоях и на отвалах	16	14	16	12	12

(грунтощебеночные, выравнивающим слоем)	грунтовые щебеночным					
---	----------------------	--	--	--	--	--

Таблица 8.5.

**Значения коэффициентов технической готовности автосамосвалов K_T ,
(по данным Гипроруды)**

Грузоподъемность автосамосвалов и автопоезда, т	Суточный пробег при двухсменном режиме работы каждой машины, км				
	50	100	150	200	150
До 12	0,95	0,9	0,87	0,83	0,8
18	0,95	0,9	0,87	0,83	0,8
27-45	0,94	0,88	0,84	0,8	0,76
65-75	0,93	0,86	0,81	0,76	0,72
110-180	0,92	0,86	0,81	0,76	0,72

Задача 8.5. Определить сменную производительность и пробег автосамосвала, инвентарный парк машин и годовой пробег всех автосамосвалов парка в следующих условиях.

Годовой объем перевозок, млн.т	5	15	20	25	40
Число рабочих дней в году	300	300	357	300	357
Число рабочих смен в сутки	2	3	3	3	3
Производительность экскаватора, т/ч	600	800	1000	1200	1500
Номинальная грузоподъемность машины, т	27	40	75	75	120
Коэффициент использования грузоподъемности	0,98	0,95	1	0,8	0,9
Среднее расстояние перевозок, км					
по временем дорогам	0,5	0,6	1	0,8	0,9
по постоянным дорогам	1	1,5	0,5	2	3

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №9
РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКУЮ ВЕЛИЧИНУ РУКОВОДЯЩЕГО
ПОДЪЕМА ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА

Цель работы: освоить методику расчета технологии руководящего подъема железнодорожного транспорта

При независимых грузопотоках величина руководящего подъема каждой независимой трассы может иметь свою, отличную от других трасс величину. При зависимых и жестко зависимых грузопотоках необходимость периодического или постоянного перераспределения технических транспортных средств по грузопотокам предопределяет целесообразность принятия одинакового руководящего подъема для всех действующих трасс.

Технологическое значение величины руководящего подъема капитальных траншей и теоретические основы его расчета применительно к железнодорожному транспорту были разработаны в трудах проф. Е. Ф. Шешко.

Как известно, через каждый перегон карьерных путей в единицу времени проходит различное число поездов. Наиболее загруженные перегоны траншейных и магистральных путей обычно являются ограничивающими перегонами.

На любом перегоне в любой момент времени может находиться только один локомотивосостав. При этом полезная масса одного поезда из n вагонов грузоподъемностью q , т каждый должна соответствовать грузообороту, отнесенному к одному пути данной трассы, за интервал времени t_u , ч между прохождением двух смежных груженых поездов:

$$\frac{1}{\rho} W_q * t_u = n * q, \quad (1)$$

где ρ – число путей на ограничивающем перегоне; W_q – грузооборот по данной трассе с учетом неравномерности работы транспорта, т/ч.

При известном руководящем подъеме рассматриваемая трасса должна иметь провозную способность M_q , соответствующую данному грузопотоку, отнесенному к одному пути:

$$M_q = \frac{1}{\rho} W_q, \text{ т/ч.} \quad (2)$$

Условие (2) с учетом (1) может быть выражено уравнением, связывающим величину руководящего подъема перегона i_p силой тяги локомотива F_k , Н, его массой P_p , т и массой прицепной части поезда $n * q * K_s$, т:

$$i_p + 0,1 * \omega_0 = K_\omega * i_p = \frac{0,1 * F_k}{P_p + n * q * K_s} = \frac{0,1 * F_k}{P_p + M_q * t_u * K_s}, \text{ Н/т.} \quad (3)$$

где ω_0 – основное сопротивление движению поезда, Н/т; K_ω – коэффициент, учитывающий основное сопротивление движению ($K_\omega = 1,1 \div 1,2$); K_g – коэффициент общей массы вагона, учитывающий массу тары ($K_g = 1 + D''_T$); K_T – коэффициент тары вагона.

Выражение (3) не является единственным критерием для определения величины руководящего подъема. Оно показывает зависимость между факторами, характеризующими технологический режим работы карьерного оборудования, и связывает основной параметр вскрывающих выработок i_p с мощностью и массой локомотива, массой поезда, параметрами вагонов и условиями обмена поездов. Для наилучшего использования оборудования сочетание этих факторов в каждый данный момент времени должно удовлетворять указанной взаимосвязи.

Рассмотрим значение каждого из факторов, входящих в выражение (3).

1. Техничко-экономический анализ, проведенный Е. Ф. Шешко, показывает, что экономические результаты применения уклонов i_p в диапазоне от 20 до 40‰ (при условии правильного подбора оборудования) приблизительно равнозначны. Поэтому главное внимание при технологической оценке транспортной схемы следует уделять не определению численной величины руководящего подъема (тем более, что на действующем карьере он уже задан), а выбору рациональных схем путевого развития в карьере и на отвале, а также установлению мощности, числа и взаимного расположения горного и транспортного оборудования, позволяющих получить наилучшие технико-экономические результаты на каждом этапе горных работ.

2. При известном календарном плане развития горных работ анализ технологического режима должен производиться для каждого грузопотока на всех этапах, характеризующихся определенным заданным грузооборотом W_q и провозной способностью транспортных коммуникаций M_q согласно зависимости (3).

3. Мощность и масса локомотивов при анализе технологии перевозок лимитируется рядом конкретных значений P_p и F_K , так как промышленность выпускает определенное число моделей электровозов, тепловозов и тяговых агрегатов.

4. Коэффициент действительной общей массы вагона K_g изменяется от 1,63 для взорванных скальных пород до 2,1 для разрыхленных мягких пород.

5. Расчетный часовой грузооборот каждого грузопотока W_q определяется по планам горных работ. Однако действительная провозная способность данной трассы M_q зависит также от числа путей p . При грузообороте до 2÷3 тыс. т в час обычно достаточны однопутные перегоны, при большем грузообороте необходимы двухпутные трассы. Возможность эффективного использования трех-четырёх путных трасс на карьерах практически исключается.

6. Разнообразие карьерных экскаваторов позволяет подобрать их модели, наилучшим образом соответствующие природным условиям и грузообороту карьера. Для одного и того же грузооборота (для определенной производственной мощности карьера) потребное число экскаваторов данной мощности может быть разным. Оно зависит главным образом от условий транспортного обслуживания забоев; показателем этого для каждой группы уступов, обслуживаемых отдельной трассой, служит величина коэффициента обеспечения забоев порожняком η_0 .
7. Увеличение η_0 до оптимальной величины является большим резервом повышения производительности оборудования и достигается за счет приближения обменных пунктов к забоям и разгрузочным участкам.
8. Важной характеристикой режима перевозок является возможный интервал времени t_u между проходом груженых поездов, отнесенный к одному пути капитальной траншеи. Этот интервал зависит от величины грузопотока по трассе и массы поезда.

На крупных карьерах расчетная пропускная способность трасс капитальных траншей используется почти полностью, в связи, с чем интервал между проходом поездов достигает минимально возможной по техническим условиям величины $t_{u.min}$. Этот интервал лимитирует число экскаваторов, обслуживаемых данным транспортным выходом из карьера:

$$N_{э.макс} \leq \frac{I}{t_{u.min}} \quad (4)$$

где I – интервал между выходом с уступа груженых поездов, ч. При работе одного экскаватора на уступе $I = t_n + t_o$ где t_n и t_o – соответственно время погрузки и обмена поезда, ч. При работе нескольких экскаваторов величина I определяется по графикам движения поездов.

На небольших карьерах (два-три уступа с одним экскаватором на каждом) пропускная способность траншейных трасс часто недоиспользуется. Фактический средний интервал движения в этом случае превышает минимально возможный и зависит от общего числа локомотивосоставов в работе $N_{л.с}$ и длительности рейса T_p , ч:

$$t_u = \frac{T_p}{N_{л.с}}, \text{ ч.} \quad (5)$$

С таким же интервалом на данную однопутную трассу поступают и порожние поезда. К каждому экскаватору при их числе $N_э$ поезда поступают через время t и $N_э$, ч. За этот период должны быть завершены погрузка и обмен поездов у экскаватора, т. е.

$$t_u N_э = t_n + t_o = \frac{n^* q}{Q_{э.м}} + t_o, \text{ ч} \quad (6)$$

или

$$\frac{T_p}{N_{л.с}} = \frac{n^* q}{Q_{э.т}} + t_o, \text{ ч} \quad (7)$$

где $Q_{э.т}$ – техническая производительность экскаватора, т/ч.

Соблюдение равенства (6) путем установления рациональных значений t_0 и правильного размещения обменных пунктов обеспечивает требуемую четкость технологического процесса. На основе выражения (7) необходимо увязывать (для наиболее полного использования горного и транспортного оборудования) работу наличного парка локомотивосоставов и экскаваторов с продолжительностью рейса поезда, его полезной массой и коэффициентом обеспечения забоев порожняком, что должно производиться периодически для каждого этапа горных работ, характеризуемого своим грузооборотом.

Увеличение грузооборота и глубины карьера по мере развития горных работ ведет к удлинению рейса в связи с увеличением расстояния транспортирования и усложнением формы трассы (табл. 8.1), что ухудшает показатели использования подвижного состава.

Т а б л и ц а 9.1

Коэффициент удлинения времени рейса локомотивосостава в зависимости от формы трассы (по П. И. Томакову)

Форма трассы	Коэффициент удлинения времени рейса при расстоянии транспортирования, км				
	4	6	8	10	12
Простая	1,0				
Тупиковая (один поворот)	1,08	1,07	1,06	1,05	1,04
Тупиковая (два поворота)	1,17	1,15	1,13	1,12	1,10
Тупиковая (три поворота)	-	1,21	1,18	1,16	1,13

Возрастающую с увеличением глубины и грузооборота карьера потребность в подвижном составе можно удовлетворить двумя путями:

увеличением числа рабочих локомотивосоставов без изменения полезной массы поезда и мощности локомотива; эта мера применима, если имеется резерв пропускной способности сети карьерных путей или техническая возможность ее увеличения;

повышением полезной массы поезда и использованием более мощных локомотивов без существенного увеличения числа локомотивосоставов; пропускная способность трасс не лимитирует это мероприятие, но при его осуществлении необходимо удлинение парков путей станций, постов и разъездов в связи с увеличением длины поездов.

Первый путь целесообразен при относительно небольших изменениях глубины и грузооборота (до 10÷15%), а второй эффективен при существенных изменениях этих показателей.

Дано: показатели трудности проведения процессов соответственно имеем $P_0=12$, $P_3''=8$, $P_m=6$; количество вагонов $n=10$; тип вагонов ВС-60; локомотив EL-1; экскаватор ЭКГ-5А; плотность породы $\gamma=28$ Н/дм³, длина соединительного пути $L_c=0,5$ км; грузооборот $W_q=3000$ т/час.

Решение.

1. Значение технологической величины руководящего подъема ж.д. транспорта (i_p) зависит, прежде всего от величины сцепного веса локомотива, полезной массы поезда

$$i_p = \frac{F_k}{K_\omega (P_p + nqK_g)}, \text{‰}$$

где i_p – руководящий уклон, ‰; F_k – сцепная сила тяги, тн; P_p – вес локомотива ($P_p=150$ тн., EL -1); n – количество вагонов в составе ($n=10$ ед); q – грузо-подъемность вагона (ВС-60, $q=60$ тн.); K_g – коэффициент общей массы вагона, для условий транспортирования взорванных скальных пород $K_g=1,7$; K_ω – коэффициент, учитывающий основное сопротивление движению ($K_\omega=1,2 \div 1,1$, принимаем $K_\omega=1,2$

Величина сцепной тяги находится из выражения

$$F_k \geq F_{cu} = 1000 * \psi * P_p, \text{ тн}$$

где ψ – коэффициент сцепления между бандажами ведущих колес локомотива и рельсами, при движении $\psi_{ог} = 0,18 - 0,26$, а при трогании с места $\psi_{мп} = 0,24 - 0,34$; принимаем $\psi_{ог} = 0,26$ по условию движения состава, тогда

$$F_k = 1000 * 0,26 * 150 = 39000 \text{ тн.}$$

Подставляя, все известные величины получим:

$$i_p = \frac{39000}{1,2(150 + 10 * 60 * 1,7)} = 27,8 \text{ ‰}$$

2. Производим расчет технологической величины руководящего подъема ж/д транспорта по фактору провозной способности перегона и величины грузооборота элементарного грузопотока на (перегоне) участке забой -горловина выездной траншеи.

Количество экскаваторов на уступе $N_3 = 2$ ед (ЭКГ-5), грузооборот $W_q = 3000$ т/час.

Принимаем однопутный перегон.

Провозная способность определяется по формуле

$$M_q = W_q \frac{1}{\rho}, \text{ т/час,}$$

где ρ – количество путей на ограничивающем перегоне. При $\rho=1$, $M_q=W_q$

Полезная масса поезда определяется из выражения

$$nq = \frac{1}{\rho} W_q t_u$$

где t_u – интервал времени между проходом двух смежных груженых поездов;

$$t_u = \frac{t_n + t_o}{N_s}, \text{ мин};$$

где t_n – время погрузки состава;

$$t_n = \frac{n * q}{Q_{э.м}}, \text{ мин};$$

$Q_{э.м}$ – техническая производительность экскаватора, т/ч;

$$\begin{aligned} Q_{э.м} &= \frac{3600E}{T_{ц.н}} K_n K_3 = \frac{3600EK_{мк}}{T_{ц.н} K_{пк}} * \frac{t_{ц.н} + t_{нр.н}}{t_{ц} + t_{нр.н}} * K_3 = \\ &= \frac{3600 * 5 * 0,93(8+16) * 0,8}{25 - 1,65 \left[\left(\frac{0,123 * 194}{4,6} + \frac{4,6}{0,11 * 4,6 + 0,6} \right) + 16 \right]} = \\ &= 263,73 \text{ м}^3 / \text{ч} = 738,4 \text{ т} / \text{ч} \approx 738 \text{ т} / \text{час} \end{aligned}$$

t_o – время обмена поезда;

$$t_o = 2 * \left(\frac{L_c}{V_c} + \frac{0,5L_o}{V_3} + \tau \right), \text{ мин};$$

L_c – длина соединительного пути ($L_c=0,5$ км); V_c – скорость движения по соединительному пути ($V_c=20$ км/час); L_o – длина экскаваторного блока, м; V_3 – скорость движения по забойному пути ($V_3=10$ км/час); τ – время на железнодорожную связь, мин ($\tau = 0$ при автоблокировке); K_n – коэффициент влияния породы; K_3 – коэффициент забоя.

$$t_o = 2 * \left(\frac{0,5}{20} + \frac{0,5 * 1,5}{10} \right) = 0,2 \text{ час} = 12 \text{ мин};$$

$$t_u = \frac{t_n + t_o}{N_s} = \frac{49 + 12}{2} = 30,5 \text{ мин} = 0,51 \text{ час};$$

$$n * q = \frac{1}{1} * 3000 * 0,51 = 1530 \text{ т.}$$

По фактору провозной способности перегона и величины грузооборота имеем

$$i_p' = \frac{39000}{1,2 * (150 + 1530 * 1,7)} = 11,8 \text{ ‰}$$

Так как (заданный) требуемый грузооборот обеспечивается при руководящем подъеме $i_p' = 11,8 \text{ ‰}$, а технические возможности локомотива позволяют достигнуть $i_p = 27,8 \text{ ‰}$, принимаем $i_p = 27 \text{ ‰}$.

Задача 1. показатели трудности проведения процессов соответственно имеем $P_o=12$, $P_s''=8$, $P_m=6$; количество вагонов $n=10$; тип вагонов ВС-60; локомотив ЕЛ-1; экскаватор ЭКГ-5А; плотность породы $\gamma = 28 \text{ Н/дм}^3$, длина соединительного пути $L_c = 0,5$ км; грузооборот $W_u = 3000 \text{ т/час}$.

Задача 2. показатели трудности проведения процессов соответственно имеем $P_o=13$, $P_s''=9$, $P_m=5$; количество вагонов $n=12$; тип вагонов ВС-80; локомотив ЕЛ-21; экскаватор ЭКГ-12,5; плотность породы $\gamma = 25 \text{ Н/дм}^3$, длина соединительного пути $L_c = 1,5$ км; грузооборот $W_u = 3500 \text{ т/час}$.

Задача 3. показатели трудности проведения процессов соответственно имеем $P_0=15$, $P_3''=9$, $P_m=7$; количество вагонов $n=10$; тип вагонов ВС-60; локомотив ТЭМ-1; экскаватор ЭКГ-15; плотность породы $\gamma = 26$ Н/дм³, длина соединительного пути $L_c=2,5$ км; грузооборот $W_q = 3800$ т/час.

Задача 4. показатели трудности проведения процессов соответственно имеем $P_0=13$, $P_3''=7$, $P_m=7$; количество вагонов $n=12$; тип вагонов ВС-80; локомотив ТЭМ-2; экскаватор ЭКГ-12,5; плотность породы $\gamma = 27$ Н/дм³, длина соединительного пути $L_c=1,5$ км; грузооборот $W_q = 3600$ т/час.

Задача 5. показатели трудности проведения процессов соответственно имеем $P_0=11$, $P_3'' = 9$, $P_m = 7$; количество вагонов $n= 10$; тип вагонов ВС-60; локомотив ТЭМ-3; экскаватор ЭКГ-5А; плотность породы $\gamma = 28$ Н/дм³, длина соединительного пути $L_c=2,5$ км; грузооборот $W_q = 3500$ т/час.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 10

РАСЧЕТ ОТВАЛЬНЫХ РАБОТ

Цель работы – ознакомиться с методикой расчета отвальных работ.

Отвалообразование в комплексе вскрышных работ является важным процессом потому, что, во-первых, объем отвальных пород очень значителен (в несколько раз больше объемов добываемого полезного ископаемого), во-вторых, от организации отвальных работ зависит успешность работы вскрышных экскаваторов и транспортов вскрыши.

В настоящее время расходы на отвалообразование составляют 12-15 % расходов на вскрышные работы.

Способы отвалообразования зависят прежде всего от вида применяемого транспорта и типа рабочего оборудования. При железнодорожном транспорте применяются экскаваторные (с механическими лопатами, драглайнами, абзетцерами), плужные и бульдозерные отвалы, при автомобильном транспорте – бульдозерные и экскаваторные, при конвейерном транспорте для укладки породы в отвал используются консольные отвалообразователи.

По размещению относительно контура карьера отвалы делятся на внешние и внутренние. А по стационарности – на постоянные и временные. Основными параметрами отвала являются: высота отвала H_o и отвального уступа (яруса) h , длина L_o и ширина отвала B_o , ширина отвальной заходки A_o , площадь земельного участка, занимаемого отвалом, S_o , площадь горизонтальных площадок и поверхности откосов отвала, угол откоса яруса γ , угол погашения борта отвала γ_o , угол рабочего борта отвала $\gamma_{p.o.}$.

ПРИМЕР 10.1. Определить площадь S_o требуемую для размещения отвала вскрышных пород.

Объем пород, подлежащих укладке в отвал, $V_{II} = 120$ млн. м³; коэффициент остаточного разрыхления пород в отвале $K_p = 1.2$; высота первого яруса отвала $H_1 = 15$ м, второго яруса $H_2 = 15$ м.

Решение.

$$S_o = \frac{V_{II} K_p}{\eta_1 \cdot H_1 + \eta_2 \cdot H_2} ,$$

где $\eta_1 = 0.9 \div 1$ и $\eta_2 = 0.4 \div 0.8$ - коэффициенты, учитывающие заполнение площади отвала соответственно при отсыпке первого и второго ярусов.

$$S_o = \frac{120000000 \cdot 1.2}{15 + 0.8 \cdot 15} = 5.33 \text{ млн } m^2, \text{ или } 533 \text{ га.}$$

ПРИМЕР 10.2. Определить превышение вновь отсыпаемой отвальной насыпи h_2 (рис. 9.1) над старой и максимальную высоту отвального забоя h_4 на экскаваторном отвале.

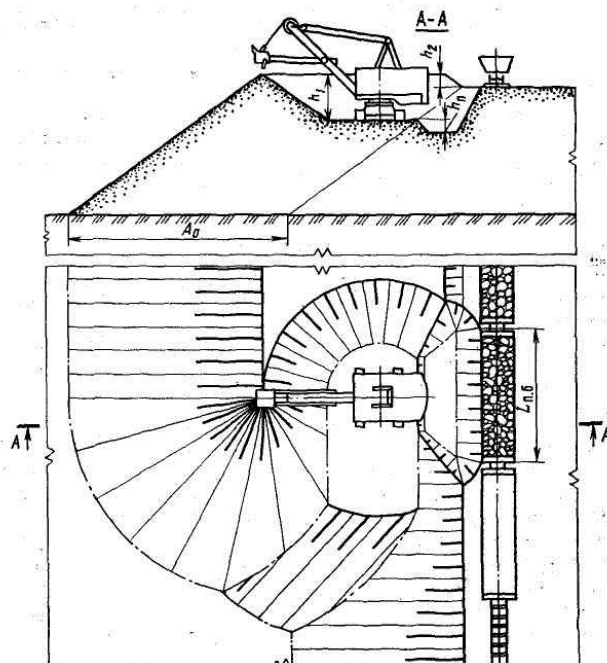


Рис. 10.1. Схема отвалообразования мехлопатов при железнодорожном транспорте

Высота отвала $H_o = 20$ м; коэффициент первоначального разрыхления породы в отвале $K'_p = 1.22$; коэффициент остаточного разрыхления $K_p = 1.15$. На отвале работает экскаватор ЭКГ-4,6.

Решение. Превышение отвальной насыпи

$$h_2 = (K'_p - K_p) \cdot H_o = (1.22 - 1.15) \cdot 20 = 1.4 \text{ м.}$$

Максимальная высота отвального забоя

$$h_4 = H_{p.\max} - h_2$$

где $H_{p.\max}$ - максимальная высота разгрузки отвального экскаватора, м-,

$$h_4 = 6.75 - 1.4 = 5.35 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 10.3. Определить вместимость $V_{п.б}$ приемного бункера экскаваторного отвала.

Длина бункера $L_{п.б} = 15$ м; глубина приемка $h_{п} = 2$ м; высота отвального забоя $h_4 = 4$ м; коэффициент разрыхления породы в бункере $K_p = 1.3$.

Решение.

$$V_{п.б} = p \cdot L_{п.б} \cdot \frac{h_4 + h_{II}}{K_p}$$

где p - дальность разгрузки породы на уровне рельсового пути (обычно $p = 1.5 \div 2$ м).

$$V_{п.б} = 2 \cdot 15 \cdot \frac{4 + 2}{1.3} = 138 \text{ м}^3.$$

ПРИМЕР 10.4. Определить длину приемного бункера $V_{п.б}$, при которой исключаются простои поездов в ожидании разгрузки вагонов.

Высота отвального забоя $h_4 = 3$ м; глубина прямка $h_{II} = 2$ м; коэффициент разрыхления пород в бункере $K_p = 1.2$; породный состав включает в себя 10 думпкаров В 2ВС-105, полезная вместимость состава 450 м^3 породы в в массиве; производительность отвального экскаватора $Q_э = 900 \text{ м}^3 / \text{ч}$.

Решение. Требуемая вместимость бункера

$$V_{п.б} = (V_n - \frac{Q_э \cdot n_B \cdot t_B}{60}) \cdot K_p$$

где V_n - вместимость породного состава, м^3 ; n_B - число вагонов в породном составе; t_B - время разгрузки одного думпкара, принимаемое равным $2 \div 2.5$ мин.

$$V_{п.б} > (450 - \frac{900 \cdot 10 \cdot 2.5}{60}) \cdot 1.2; V_{п.б} > 90 \text{ м}^3.$$

Минимальная длина приемного бункера

$$L_{п.б} = \frac{V_{п.б}}{p \cdot (h_4 + h_{II})},$$

где p - дальность, разгрузки породы ($p = 1.5 \div 2$ м).

$$L_{п.б} = \frac{90}{1.5 \cdot (2 + 3)} = 12 \text{ м}.$$

Поскольку длина бункера должна быть не меньше; внутренней длины кузова думпкара (у думпкара 2ВС-105 длина кузова равна 13,4 м), принимаем длину бункера $L_{п.б} = 15$ м. :

ПРИМЕР 10.5. Определить максимальный шаг переукладки путей экскаваторного отвала и приемную способность тупика за одну переукладку.

На отвале работает экскаватор ЭКГ-8И, длина приемного бункера $L_{п.б} = 20$ м; высота отвала $H_o = 20$ м; длина отвального тупика $L_o = 1100$ м; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p = 1.15$;

Решение. Максимальный шаг переукладки путей

$$A_o = \sqrt{R_q^2 - \left(\frac{L_{П.Б}}{2}\right)^2} + R_p$$

где R_q, R_p - максимальные радиусы соответственно черпания и разгрузки отвального экскаватора.

$$A_o = \sqrt{18.2^2 - \left(\frac{20}{2}\right)^2} + 16.3 = 31.5 \text{ м.}$$

Приемная способность отвального тупика за одну переукладку пути

$$W_{II} = \frac{H_o \cdot A_o \cdot L_o}{K_p} = \frac{20 \cdot 31.5 \cdot 1100}{1.15} = 602608 \text{ м}^3.$$

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №11
ОПРЕДЕЛЕНИЕ УГЛА ОТКОСА БОРТОВ КАРЬЕРА

Цель работы: определить угла откоса рабочего и не рабочего бортов карьера

Углы откосов бортов карьера на момент погашения горных работ определяются конструкцией бортов и условиями устойчивого равновесия слагающих его пород. В конструктивном отношении борта карьера могут включать откосы уступов, количество разрабатываемых уступов, предохранительные и транспортные бермы, основания капитальных траншей (рис. 6.1).

Угол откоса нерабочего борта карьера (град.) определяются по формуле:

$$\operatorname{tg} \gamma_n = \frac{H_y}{\sum H_y \operatorname{ctg} \alpha + \sum b_n + \sum b_m + \sum b_{к.т}}$$

где: H_y - высота уступа, м; α – угол откоса уступа, град.;

$\sum h_y \operatorname{ctg} \alpha$, $\sum b_n$, $\sum b_m$, $\sum b_{к.т}$ - соответственно суммарная ширина горизонтальных заложений откосов уступов предохранительных берм, транспортных берм, оснований капитальных траншей.

b_t , b_n – соответственно ширина транспортной и предохранительной бермы; $b_{к.т}$ – ширина основания капитальной траншеи.

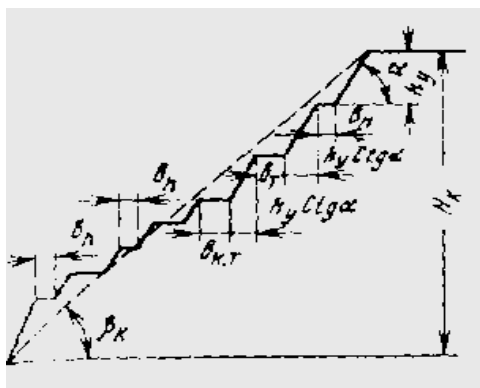


Рис. 11.1. Схема к определению угла откоса нерабочего борта карьера:

Величина b_t зависит от вида и интенсивности движения карьерного транспорта. При автотранспорте она принимается в пределах 5-10 и 8-20 м и соответственно для одно и двухполосного движения. Для железнодорожного транспорта при однопутном движении она 8 м, при двухпутном – 12,14 м.

Ширина основания капитальных траншей при одно- и двухпутном движении принимается 7,6 и 11,5 м соответственно.

Ширина (м) транспортной бермы (рис.6.2) определяются по формуле

$$b_t = z + T + k$$

$$z = h_y * (\operatorname{ctg} \alpha_e - \operatorname{ctg} \alpha_p)$$

где: z – ширина основания призмы возможного обрушения, м;
 α_e – угол естественного откоса уступа, м;
 α_p – угол откоса рабочего борта уступа, м;
 $T = 4 \div 7,5$ – ширина транспортной полосы, м;
 $k = 0,5 \div 0,7$ – ширина кювета, м.

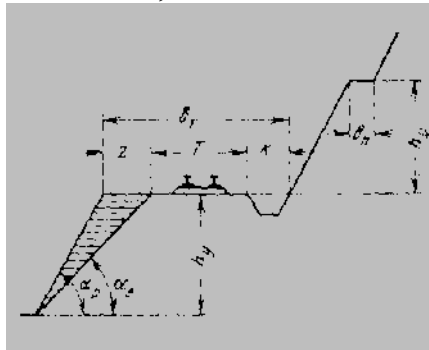


Рис.11.2. Схема к определению ширины b_t транспортной бермы.

Угол откоса рабочего борта карьера (град.) определяются по формуле (рис. 10.3):

$$\operatorname{tg} \gamma_p = \frac{H_k}{\sum H_y \operatorname{ctg} \alpha + \sum Ш_{p,n}}$$

где: $\sum Ш_{p,n}$ - соответственно суммарная ширина рабочей площадки уступа, м.

Максимально возможный угол откоса борта карьера по фактору безопасности зависит в основном от физико-технических характеристик и степени однородности пород, слагающих борт, направления плоскостей напластования относительно борта, глубина карьера и формы борта в плане. С увеличением глубины устойчивость борта изменяется. Вогнутый борт более устойчив, чем плоский или выпуклый. Угол откоса борта карьера зависит также от обводненности и фильтрационных свойств пород, слагающих борт, времени состояния борта карьера или климатических условий. Угол откоса борта карьера, определенный расчетным путем, является ориентировочным и уточняется в процессе ведения горных работ. При ориентировочных расчетах можно пользоваться данными Гипроруды (таблица 1.).

Из значений угла откоса, определяемых конструкцией борта и условиями устойчивого равновесия слагающих его пород, принимается минимальное значение, которое обеспечивает нужную степень безопасности и минимальный объем вскрышных работ в конечных границах карьера. Следует отметить, что уменьшение угла откоса борта только на один градус на глубине карьера 200 м и при угле откоса $35-45^{\circ}$, вызывает увеличение объема вскрыши на $0,8-1$ млн.м³ на 1 км борта.

Угол откоса рабочего борта карьера находится в пределах $10-20^{\circ}$. колебание угла откоса борта во времени не вызывает изменения объема вскрыши в конечных контура карьера, однако оно приводит к изменениям текущих объемов вскрыши, что может быть использовано для

регулирования распределения годовых объемов вскрыши за длительный период.

Таблица 11.1

Породы	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова	Угол откоса борта (градусы) при глубине карьера, м				
		≤90	≤180	≤240	≤300	>300
В высшей степени крепкие и очень крепкие.	15-20	60-68	57-65	53-60	48-54	43-49
Крепкие и довольно крепкие	8-14	50-60	48-57	45-53	42-48	37-43
Средней крепости	3-7	45-50	41-48	39-45	36-43	32-37
Довольно мягкие и мягкие	1-2	30-43	28-41	26-39	26-36	-
Мягкие и землистые	0,6-0,8	21-30	20-28	-	-	-

Пример. Определить угол откоса борта карьера при пластообразных залежи (где: глубина карьера $H_k = 105$ м; высота уступа $h_y = 15$ м; $\alpha = 75^\circ$ – угол откоса уступа; ширина транспортной полосы $T = 4 \div 7,5$ м; ширина основания капитальных траншей $b_{к.т} = 7.6$ м; ширина предохранительных берм уступов $b_n = 5$ м; ширина кювета $k = 0,5 \div 0,7$ м.– угол естественного откоса уступа $\alpha_e = 60^\circ$; угол откоса рабочего борта уступа $\alpha_p = 75^\circ$)

Решение. Количество разрабатываемых уступов

$$n = \frac{H_k}{H_y} = \frac{105}{15} = 7;$$

Угол откоса борта карьера (градусы) определяются по формуле:

$$\begin{aligned} \operatorname{tg} \gamma_n &= \frac{H_k}{\sum H_y \operatorname{ctg} \alpha + \sum b_n + \sum b_m + \sum b_{к.м}} \\ \sum h_y \operatorname{ctg} \alpha &= \sum 15 * \operatorname{ctg} 75^\circ = \sum 15 * 0,23 * 2 = 6,9, \\ \sum b_n &= \sum 5 * 3 = 15 \text{ м}, \\ \sum b_m &= \sum (5.25 + 4.25 + 0.5) * 3 = 30 \text{ м}, \\ \sum b_{к.м} &= \sum 7.6 * 1 = 7.6 \text{ м}. \end{aligned}$$

$$b_t = z + T + k$$

$$b_t = 5,25 + 4,25 + 0,5 = 10 \text{ м,}$$

$$z = h_v \cdot (\text{ctg} \alpha_e - \text{ctg} \alpha_p) = 15(\text{ctg} 75^0 - \text{ctg} 60^0) = 15(0,58 - 0,23) = 5,25 \text{ м}$$

$$\text{tg} \gamma_n = \frac{105}{6,9 + 15 + 30 + 7,6} = 1,76, \gamma_n = 60^0$$

Угол откоса рабочего борта карьера (град.) определяются по формуле

$$\text{tg} \gamma_p = \frac{H_k}{\sum H_y \text{ctg} \alpha + \sum Ш_{p,n}}$$

Исходные данные для решения задачи:

№ вар.	H _к , м	α _р , град	H _у , м	В _п , м	к,	α _е , град	В _{к.т} , м	Ш _{р.п} , м
1.	90	65	15	5	0,5	41	7,6	18
2.	100	69	15	5	0,6	39	7,6	22
3.	120	65	20	6	0,7	39	11,6	30
4.	150	70	15	6	0,7	41	11,6	35
5.	180	69	20	6	0,6	38	7,6	40
6.	200	45	22	5	0,7	42	7,6	45
7.	210	49	21	6	0,5	39	11,6	45
8.	240	52	22	7	0,7	39	11,6	40
9.	180	62	15	5	0,5	41	7,6	36
10.	170	59	15	6	0,6	39	11,6	34
11.	150	60	15	5	0,7	41	7,6	30
12.	180	65	17	6	0,6	37	11,6	36
13.	105	70	15	5	0,7	40	7,6	25
14.	120	69	20	5	0,6	38	7,6	27
15.	150	45	17	6	0,7	42	11,6	25

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №12
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ БЕСТРАНСПОРТНЫЕ
СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Цель работы: изучить параметры и освоить принципы расчета бестранспортные системы разработки

Пример.1. Определить максимальную ширину заходки A и ширину рабочей площадки $Ш_{р.н.}$ при работе экскаватора ЭВГ-15 с перевалкой вскрыши в выработанное пространство.

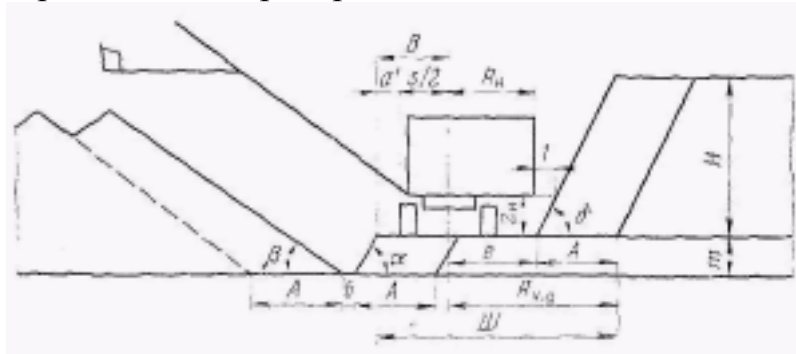


Рис.12.1.Схема перевалки пород мехлопатов при холостых переходах экскаватора.

Отработку угля и вскрыши ведут в одном блоке. Для обратного холостого прохода экскаватора на кровле пласта оставляют площадку (рис.11.1), Транспортирование угля по кровле пласта осуществляют автосамосвалами; угол устойчивого откоса вскрышного уступа $\delta = 60^\circ$.

Решение. Максимальную ширину заходки (м) определим по формуле

$$A = R_{ч.у.} - e_{\min}$$

где $R_{ч.у.}$ – максимальный радиус черпания вскрышного экскаватора на горизонте его установки, м; $e_{\min} = R_k + 1 - z_k \text{ctg} \delta$ – минимальное расстояние от оси экскаватора до нижней бровки вскрышного уступа, м; R_k – радиус вращения кузова экскаватора, м; 1 м – минимальный по нормам безопасности зазор между откосом уступа и кузовом; z_k – про-свет под поворотной платформой экскаватора, м.

У экскаватора ЭВГ-15 $R_{ч.у.} = 20,5$ м; $R_k = 12$ м; $z_k = 6$ м.

$$e_{\min} = 12 + 1 - 6 \text{ctg} 60^\circ = 9,5 \text{ м}; A = 20,5 - 9,5 = 11 \text{ м}.$$

Ширина рабочей площадки

$$Ш = a' + s/2 + e + A,$$

где a' – минимальное расстояние от ходового устройства экскаватора до верхней бровки добычного уступа, принимаемое не менее $2 \div 3$ м;

s – ширина хода экскаватора (у ЭВГ-15, $s = 13,5$ м).

$$Ш = 2 + 13,5/2 + 9,5 + 11 = 29 \text{ м}.$$

Пример.2. Определить скорость подвигания фронта работ и возможную производительность карьера по полезному ископаемому.

Вскрышной уступ высотой $H = 20$ м отрабатывают по простой бестранспортной схеме экскаватором ЭШ-15/90; годовая произ-

водительность экскаватора $Q_a=3,5$ млн. м³, длина фронта работ по вскрыше $L_{ф.в}=2000$ м, по добыче $L_{ф.д}=1950$ м; средняя мощность пласта полезного ископаемого $m=3$ м; плотность $\gamma=1,2$ т/м³; коэффициент извлечения $k_{изв}=0,95$.

Решение. Скорость подвигами фронта работ

$$v_{ф} = Q_a / (L_{ф.в} \cdot H) = 3500000 / (2000 \cdot 20) = 87,5 \text{ м/год.}$$

Производительность карьера по начатому ископаемому

$$Q_{ни} = L_{ф.д} \cdot m \cdot k_{изв} \cdot \gamma = 3 \cdot 1950 \cdot 87,5 \cdot 0,95 \cdot 1,2 = 583,5 \text{ тыс. т/год}$$

Пример.3. Определить ширину рабочей площадки $Ш$, ширину заходки A и максимальную высоту вскрышного уступа при работе экскаватора ЭВГ-15 с перевалкой вскрыши в выработанное пространство.

Рабочий ход экскаватора – прямой и обратный; полезное ископаемое доставляют железнодорожным транспортом по кровле пласта (рис. 11.2); мощность горизонтально залегающего пласта полезного ископаемого $m = 3$ м; углы устойчивых откосов добычного уступа $\alpha = 60^\circ$, вскрышного уступа $\delta = 60^\circ$, отвала $\beta = 35^\circ$; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p = 1,22$; площадку на почве пласта не оставляют ($B=0$).

Решение. Ширина рабочей площадки.

$$Ш = e + s/2 + a',$$

где e – расстояние от оси экскаватора до нижней бровки вскрышного уступа, м; s – ширина хода экскаватора, м; a' – расстояние от верхней бровки уступа полезного ископаемого до ходового устройства экскаватора, м.

$$e_{\min} = R_{k+1} - z_{к} \cdot \text{ctg} \delta = 9,5 \text{ м;}$$

$$e_{\max} = R_{ч.у} = 20,5 \text{ м;}$$

$$a' = C_3 + b' = 2,5 + 1,5 = 4 \text{ м,}$$

где C_3 – минимальное расстояние от оси пути до бровки добычного уступа, составляющее по действующим нормативам безопасности 2,5 м;

b' – минимальное расстояние от оси пути до ходового устройства экскаватора $b' = 1,5$ м.

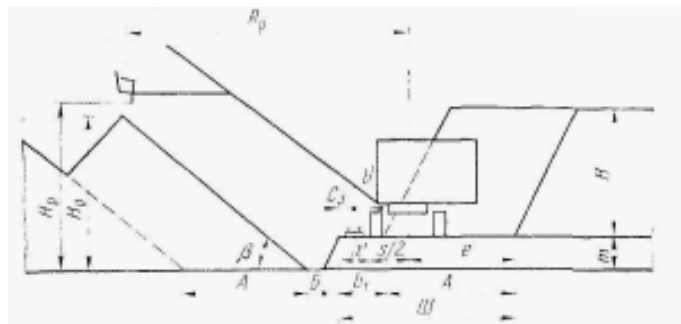


Рис. 12.2. схема перевалки пород мехлопатами.

Минимальная ширина рабочей площадки $Ш_{\min} = 4 + 13/2 + 9,5 = 20$ м; максимальная ширина рабочей площадки $Ш_{\max} = 4 + 13/2 + 20,5 = 31$ м.

Ширина заходки экскаватора

$$A = Ш - b_{т},$$

где $b_{т} = C_3 + b'' = 2,5 + 2,5 = 5$ м – ширина транспортной бермы;

b'' – расстояние от оси пути до нижней бровки вскрышного уступа (при отсутствии контактной сети $b'' = 2 \div 3$ м).

$$A_{\max} = 31 - 5 = 26 \text{ м}; \quad A_{\min} = 20 - 5 = 15 \text{ м}.$$

Возможная высота отвала по радиусу разгрузки экскаватора

$$H_0 \leq (R_{\text{pmax}} - B - m \cdot \text{ctg} \alpha - B) / \text{ctg} \beta,$$

где R_{pmax} – максимальный радиус разгрузки экскаватора, м,

$B = a' + s/2 = 4 + 13/2 = 10,5$ м – расстояние от оси движения экскаватора до верхней бровки добычного уступа.

$$H_0 \leq (37,8 - 10,5 - 3 \text{ ctg} 60^\circ - 0) / \text{ctg} 35^\circ; \quad H_0 \leq 17,7 \text{ м}.$$

Возможная высота отвала по высоте разгрузки экскаватора H_p , соответствующей максимальному радиусу разгрузки,

$$H_0 \leq H_p + m; \quad H_0 \leq 15 + 3; \quad H_0 \leq 18 \text{ м}.$$

Принимаем меньшее значение: $H_0 = 17,7$ м.

Максимальная мощность вскрышного уступа

$$H = (H_0 - 0,25A \cdot \text{tg} \beta) / K_p.$$

При заходке максимальной ширины $A = 26$ м.

$$H = (17,7 - 0,25 \cdot 26 \cdot \text{tg} 35^\circ) / 1,22 = 10,9 \text{ м}.$$

При заходке минимальной ширины $A = 15$ м.

$$H = (17,7 - 0,25 \cdot 15 \cdot \text{tg} 35^\circ) / 1,22 = 12,3 \text{ м}.$$

Пример.4. Определить ширину заходки A , максимальную высоту вскрышного уступа H и потери угля в целиках при работе экскаватора ЭВГ-35/65 по схеме, приведенной на рис. 11.3.

Мощность угольного пласта $m = 5$ м; углы устойчивого откоса добычного уступа $\alpha = 60^\circ$, вскрышного уступа $\delta = 60^\circ$, отвала $\beta_1 = 37^\circ$; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p = 1,33$; рабочий ход экскаватора прямой и обратный; транспортирование угля по почве пласта осуществляют автосамосвалами, берму на кровле пласта не оставляют.

Решение. Расстояние от оси экскаватора до верхней бровки добычного уступа

$$B = s/2 + a' = 20,8/2 + 3 = 13,4 \text{ м}.$$

При ширине заходке $A = 29$ м, $P_v = 100 \cdot 5^2 \text{ ctg} 60^\circ / 5 \cdot 29 = 10$ %; при ширине заходки $A = 50,4$ м, $P_v = 100 \cdot 5^2 \text{ ctg} 60^\circ / 5 \cdot 50,4 = 5,75$ %;

Пример.5. Определить максимальную высоту вскрышного уступа H , отрабатываемого по простой бестранспортной схеме (рис. 11.4) драглайном ЭШ-40/85.

Мощность горизонтального пласта полезного ископаемого $m = 6$ м; углы устойчивого откоса добычного уступа $\alpha = 60^\circ$, вскрышного уступа $\delta = 50^\circ$, отвала $\beta_1 = 34^\circ$; коэффициент разрыхления пород $K_p = 1,2$; транспорт полезного ископаемого по почве пласта автомобильный.

Решение.

$$H = \frac{\{R_{\text{pmax}} - (B + b + m \cdot \text{ctg} \alpha + B + 0,25A) + H_2 \text{ ctg} \delta\}}{(K_p \text{ ctg} \beta + \text{ctg} \delta)}$$

где R_{pmax} – максимальный радиус разгрузки вскрышного экскаватора, м;

$B = s/2 + a'$ – расстояние от оси экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа, м; s – ширина хода экскаватора, м; a – минимальное расстояние от ходового устройства экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа, которое принимают обычно равным 0,2 высоты вскрышного уступа, но не менее 3 м; b – ширина бермы на кровле пласта, м (при транспортировании полезного ископаемого по почве может быть равной 0); $B = b_k + T + X'$ – ширина площадки по почве пласта, м; b_k – ширина водоотводной канавки поверху, м (при благоприятных гидрогеологических условиях или при устройстве закрытого дренажа можно принимать $b_k = 0$); T – ширина транспортной полосы, м (при устройстве автодороги позади добычного экскаватора $T=0$); X' – ширина развала при взрывании полезного ископаемого, м (при взрывании на встряхивание обычно $X'=0,5m$, при отсутствии взрывных работ $X' = 0$); A – ширина заходки, м (обычно принимается в пределах 0,4—0,6 максимального радиуса черпания вскрышного драглайна); H_2 – высота верхнего вскрышного уступа [обычно $H_2=(0,4-0,6)H_{pmax}$, когда производительность драглайна при верхнем черпании снижается незначительно; максимальное значение $H_2= (0,74-0,8)H_{pmax}$]; H_{pmax} – максимальная высота разгрузки вскрышного драглайна, м.

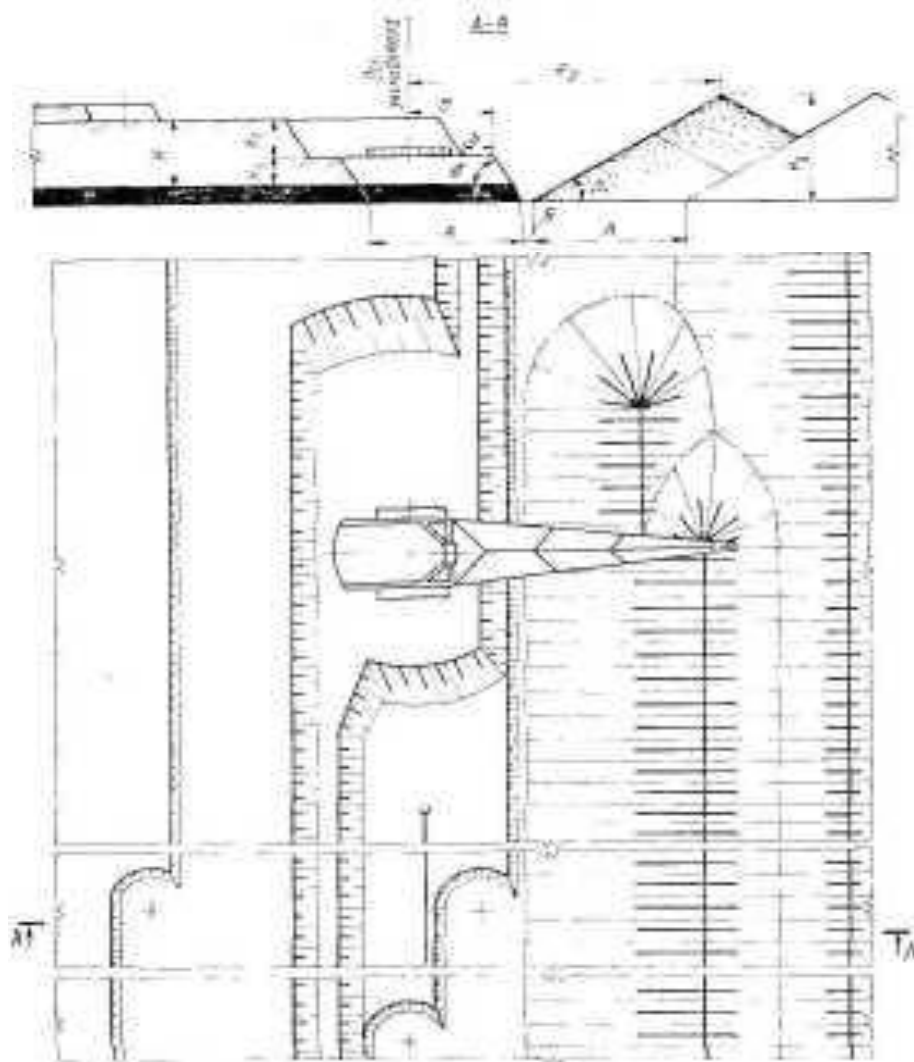


Рис.124. схема перевалки пород драглайном.

$$H = (82 - (19 + 0 + 6 \operatorname{ctg} 60^\circ + 0 + 0,25 \cdot 40) + 18 \operatorname{ctg} 50^\circ) / (1,2 \operatorname{ctg} 34^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ) = 32 \text{ м.}$$

Задача. 1. Определить максимальную ширину заходки A и ширину рабочей площадки $Ш_{p.n.}$ при работе экскаватора ЭКГ-15 с перевалкой вскрыши в выработанное пространство.

Отработку угля и вскрыши ведут в одном блоке. Для обратного холостого прохода экскаватора на кровле пласта оставляют площадку (рис.1), Транспортирование угля по кровле пласта осуществляют автосамосвалами; угол устойчивого откоса вскрышного уступа $\delta = 60^\circ$.

Задача. 2. Определить максимальную ширину заходки A и ширину рабочей площадки $Ш_{p.n.}$ при работе экскаватора ЭКГ-12,5 с перевалкой вскрыши в выработанное пространство.

Отработку угля и вскрыши ведут в одном блоке. Для обратного холостого прохода экскаватора на кровле пласта оставляют площадку (рис.11.1), Транспортирование угля по кровле пласта осуществляют железнодорожными транспортом; угол устойчивого откоса вскрышного уступа $\delta = 60^\circ$.

Задача. 3. Определить скорость подвигания фронта работ и возможную производительность карьера по полезному ископаемому.

Вскрышной уступ высотой $H=20$ м обрабатывают по простой бестранспортной схеме экскаватором ЭКГ-15; годовая производительность экскаватора $Q_a=4,5$ млн. м^3 , длина фронта работ по вскрыше $L_{ф.в}=2000$ м, по добыче $L_{ф.д}=1950$ м; средняя мощность пласта полезного ископаемого $m=3$ м; плотность $\gamma=1,2$ т/ м^3 ; коэффициент извлечения $k_{изв}=0,95$.

Задача. 4. Определить ширину рабочей площадки $Ш$, ширину заходки A и максимальную высоту вскрышного уступа при работе экскаватора ЭКГ-12,5 с перевалкой вскрыши в выработанное пространство. Рабочий ход экскаватора прямой и обратный; полезное ископаемое доставляют железнодорожным транспортом по кровле пласта (рис. 11.2); мощность горизонтально залегающего пласта полезного ископаемого $m=3$ м; углы устойчивых откосов добычного уступа $\alpha=70^\circ$, вскрышного уступа $\delta=50^\circ$, отвала $\beta=47^\circ$; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p=1,22$; площадку на почве пласта не оставляют ($B=0$).

Задача. 5. Определить ширину заходки A , максимальную высоту вскрышного уступа H и потери угля в целиках при работе экскаватора ЭВГ-35/65 по схеме, приведенной на рис. 11.3.

Мощность угольного пласта $m=5$ м; углы устойчивого откоса добычного уступа $\alpha=65^\circ$, вскрышного уступа $\delta=70^\circ$, отвала $\beta_1=47^\circ$; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p=1,33$; рабочий ход экскаватора прямой и обратный; транспортирование угля по почве пласта осуществляют автосамосвалами, берму на кровле пласта не оставляют.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №13
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ ТРАНСПОРТНЫЕ
СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Цель работы: изучить параметры и освоить расчета транспортные системы разработки

ПРИМЕР 1. Определить минимальную ширину рабочей площадки при выемке мягких вскрышных пород экскаватором ЭКГ-8И с применением железнодорожного транспорта (рис. 13.1).

Решение.

$$Ш = A + C_2 + E + C_1 + П_3 + П,$$

где $A = a_1 + a_2$ - ширина экскаваторной заходки; C_2 - расстояние от оси пути до нижней бровки уступа, м; E - расстояние между осями железнодорожных путей при тепловозной и дизель-электрической тяге $E=4,5 \text{ м}^3$, при использовании контактных электровозов $E=7 \div 8,5 \text{ м}^3$ (меньшая цифра - при погрузке экскаватором ЭКГ-4,6, большая - ЭКГ-12,5), при одноколейном пути $E = 0$; C_1 - расстояние от оси пути до полосы электроснабжения (при тепловозной и дизель-электрической тяге $C_1=2,5 \text{ м}$, при контактных электровозах $C_1=5 \div 6 \text{ м}$); $П_3$ и $П$ - ширина полос соответственно для размещения устройств электроснабжения и дополнительного оборудования, принимается в сумме в пределах $6 \div 12 \text{ м}$.

Ширина внутренней части заходки ограничивается условиями черпания $\alpha_1 \leq R_{ч.у}$; $\alpha_1 \leq 12,2 \text{ м}$ и условиями безопасного вращения экскаватора $\alpha_1 \geq 7 \text{ м}$, $\alpha_1 \geq R_{ч.у} + 1 - z \cdot \text{ctg} \alpha$; $\alpha_1 \geq 7,6 + 1 - 2,8 \text{ctg} 60^\circ$; где $R_{к}$ - радиус вращения кузова экскаватора, м; 1 м - минимальный по нормативам безопасности зазор между кузовом и откосом уступа или транспортным сосудом; $R_{ч.у}$ - максимальный радиус черпания экскаватора на горизонте его установки; м; z_k - просвет поворотной платформой экскаватора, м; α - угол откоса уступа, градус.

Ширина внешней части заходки ограничивается условиями нормального без выталкивания породы черпания: $\alpha_2 \leq 0,7 R_{ч.у}$; $\alpha_2 \leq 0,7 * 12,5$; $\alpha_2 \leq 8,5 \text{ м}$.

Принимаем ширину заходки экскаватора максимальной с целью сокращения чистоты передвижек забойного пути:

$$A = 12,2 + 8,5 = 20,7 \text{ м}.$$

Минимальная ширина рабочей площадки;
при одноколейном железнодорожном пути

$$Ш = 20,7 + 3 + 2,5 + 6 + 6 = 38,2 \text{ м}.$$

при двухколейном $Ш = 20,7 + 3 + 4,5 + 2,5 + 6 + 6 = 42,7 \text{ м}.$

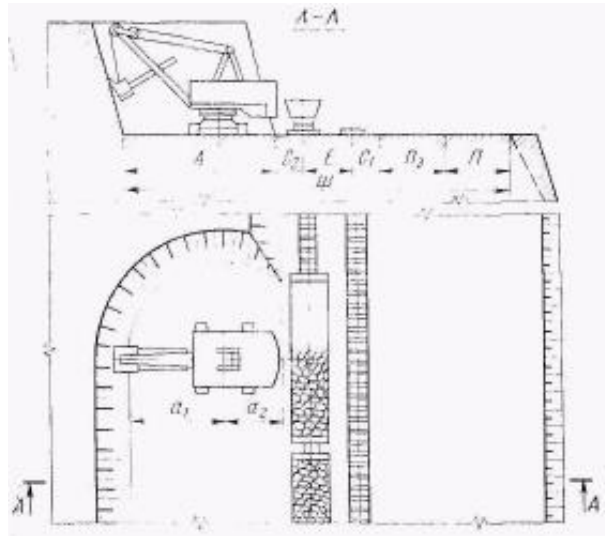


Рис. 13.1. Схема разработки мягких пород мехлопатой при железнодорожном транспорте.

ПРИМЕР 2. Определить максимальную высоту уступа и ширину рабочей площадки при верхней погрузке мягких пород в думпкары 2ВС-105 экскаватором ЭКГ-6,3у (рис. 12.2).

Угол откоса разрабатываемого уступа $\alpha=60^\circ$, угол устойчивого откоса уступа $\alpha_0=45^\circ$.

Решение. 1. Высоту уступа ограничивают радиус разгрузки R_p и высота разгрузки H_p экскаватора:

$$h \leq H_p - (h_d + c_1 + h_p)$$

$$h \leq (R_p - \alpha_1 - C_3) \operatorname{tg} \alpha_0$$

$$h \leq (R_p - 9 - 2,5) \operatorname{tg} 45^\circ; \quad h \leq R_p - 11,5; \quad (1)$$

$$h \leq H_p - 3,4 - 0,4 - 0,5; \quad h \leq H_p - 4,3; \quad (2)$$

где H_p и R_p высота разгрузки и соответствующий ей максимальный радиус разгрузки, приведенные для экскаватора ЭКГ – 6,3у на рис. 11.3.; h_d – высота думпкара, м; c_1 – минимальный зазор между ковшом и транспортным сосудом, м; h_p – высота верхнего строения железнодорожного пути (рельсы, шпалы и балласт), м; α_1 – ширина внутренней части заходки, м ($\alpha_1 \geq 9$ м, $\alpha_1 \geq R_k + 1 - z_k \cdot \operatorname{ctg} \alpha$; $\alpha_1 \geq 10 + 1 - 3,3 \operatorname{ctg} 60^\circ$; где R_k – радиус вращений кузова экскаватора, м; z_k – просвет под поворотной платформой, м); $C_3 = 2,5$ м – минимальное по нормативам безопасности расстояние от оси пути до верхней бровки уступа или линий возможного обрушения.

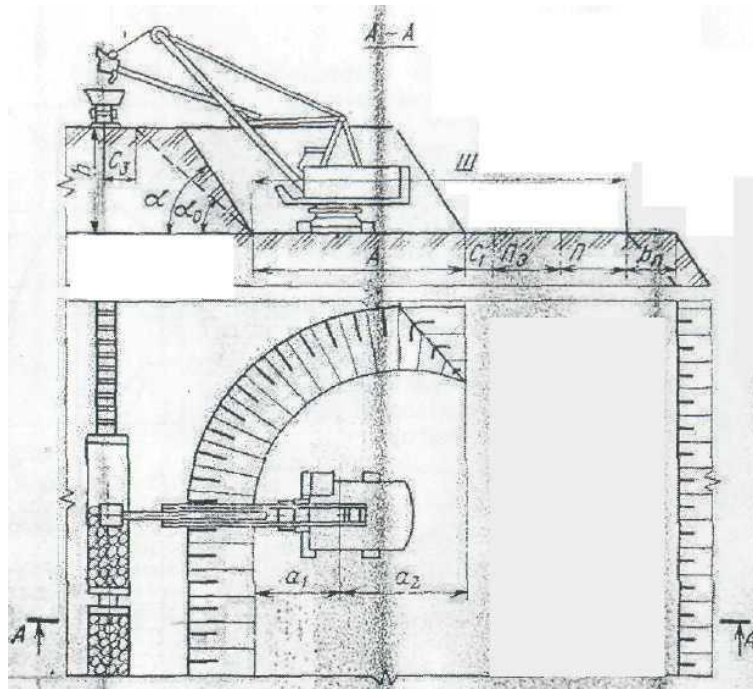


Рис. 13.2. схема разработки мягких пород экскаватором верхней погрузкой.

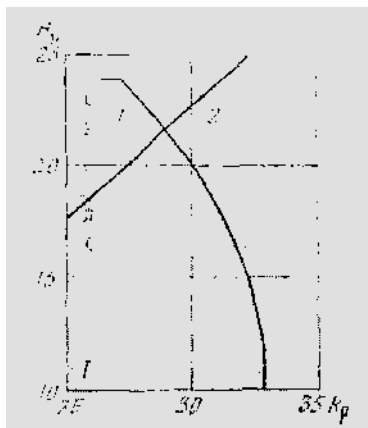


Рис. 13.3. График и определению высоты уступа, разрабатываемого экскаватором с верхней погрузкой:

1 – зависимость между H_p и R_p для экскаватора ЭКГ – 6,3У; 2 – график уравнения $H_p - R_p - 7,2$.

Максимальная высота уступа определяется совместным решением зависимостей (1) и (2) из зависимости между H_p и R_p приведенной на рис. 3. Из (1) и (2) находим;

$$H_p = R_p - 7,2. \quad (3)$$

Точка О пересечения прямой (3) с зависимостью $H_p(R_p)$ для экскаватора ЭКГ-6,3у (см. рис. 11.3) соответствует значениям $H_p = 21,8$ и $R_p = 29$ м. При этом максимально возможная высота уступа $h = 21,8 - 4,3 = 17,5$ м

2. Ширина рабочей площадки

$$Ш = A + C_1 + P_3 + P,$$

где $A = \alpha_1 + \alpha_2 = 9 + 14 = 23$ м ширина заходки экскаватора, м; α_2 - ширина внешней части заходки, принимаемая по условиям черпания породы без ее выталкивания $\alpha_2 = 0,7 * R_{ч.у} = 0,7 * 20 = 14$ м, где $R_{ч.у}$ - максимальный радиус черпания экскаватора на горизонте его установки; $C_1 = 2,5$ м - расстояние от нижней бровки уступа до полосы электроснабжения; P_3, P - ширина полос для размещения соответственно устройств электроснабжения и дополнительного оборудования, м.

$$Ш = 23 + 2,5 + 6 + 6 = 37,5 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 3. Определить минимальную ширину рабочей площадки при разработке уступа высотой $h = 20$ м, экскаватором ЭКГ-12,5 с

применением железнодорожного транспорта и буровзрывных работ (рис. 13.4.).

Годовая производительность экскаватора $Q=2,4$ млн. m^3 , длина фронта работ $L_6=1000$ м; удельный расход ВВ $q_p=0,6$ кг/ m^3 ; линия сопротивления по подошве $W=8,5$ м; периодичность производства массовых взрывов T_e - один раз в месяц.

Решение:1. Ширина заходки, но целику (ширилу взрываеваемого блока), обеспечивающая заданную периодичность массовых взрывов,

$$A \geq \frac{Q * T_e}{12 * L_6 * h}; A \geq \frac{2,4 * 10^6 * 1}{12 * 1000 * 20}; A \geq 10 \text{ м.}$$

Принимаем двухрядное расположение скважин ($n_p=2$) и

$$A=2*W=2*8,5=17 \text{ м.}$$

2. Ширина развала взорванной породы

$$X = 5 * q_p \sqrt{W * h} + (n_p - 1) * W = 5 * 0,6 \sqrt{8,5 * 20} + (2 - 1) * 8,5 = 47,6 \text{ м.}$$

3. Ширина рабочей площадки

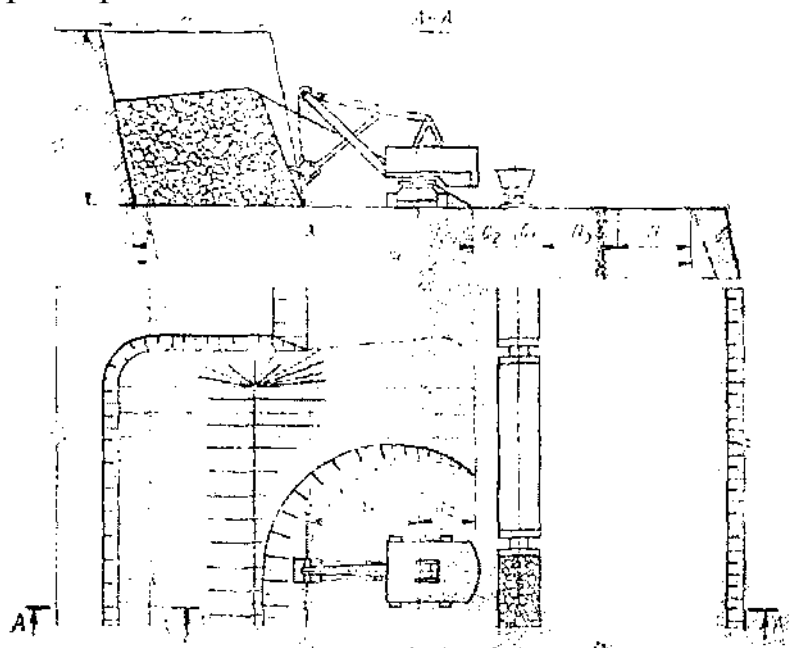


Рис. 13.4. Схема разработки скальных пород мехлопатоу при железнодорожном транспорте.

$$Ш = X + C_2 + C_1 + P_1 + P = 47,6 + 2,5 + 2,5 + 6 + 6 = 64,6 \text{ м.}$$

где C_2 и C_1 - расстояния от оси пути соответственно до нижней бровки развала и полосы электроснабжения, м; P_1 и P - ширина полос для размещения соответственно устройств электроснабжения и дополнительного оборудования, м.

ПРИМЕР 4. Определить максимальные высоту уступа, ширину заходки по целику и минимальную ширину рабочей площадки при

разработке уступа экскаватором ЭКГ-4у с верхней погрузкой в думпкары ВС-85 (рис. 13.5).

Разрабатываемые породы легковзрываемые, коэффициентом крепости по М. М. Протодяконову $f=6$; угол откоса уступа $\alpha=80^\circ$, угол устойчивого откоса $\alpha_0=70^\circ$.

Решение. При крутом угле устойчивого откоса уступа его высота h ограничивается предельной высотой разгрузки экскаватора $H_{p.max}$:

$$h_{max} = H_{p.max} - h_0 - c_1 - h_p,$$

где h_0 - высота думпкара, м; c_1 - минимальный зазор между ковшом и транспортным сосудом, м; h_p - высота верхнего строения железнодорожного пути, м.

$$h_{max} = 17,5 - 3,3 - 0,4 - 0,5 = 13,3 \text{ м. Принимаем } h_{max} = 13$$

Ширина внутренней части экскаваторной заходки:

по условиям погрузки

$$a_1 \leq R_p - C_3 - h * ctg \alpha_0; \quad a_1 \leq 18,7 - 2,5 - 13 * ctg 70^\circ;$$

$$a_1 \leq 11,5 \text{ м;}$$

по условиям черпаниям

$$a_1 \leq R_{ч.у}; \quad a_1 \leq 16,5 \text{ м;}$$

по условиям безопасного вращения экскаватора

$$a_1 \geq R_k + 1 - z_k * ctg \alpha; \quad a_1 \geq 7 + 1 - 2,8 * ctg 80^\circ;$$

$$a_1 \geq 7,5 \text{ м;}$$

при подвигании фронта от висячего бока к лежащему

$$L_0 \leq \frac{12 * 80000}{15 * 57,1}; \quad L_0 \leq 1120 \text{ м.}$$

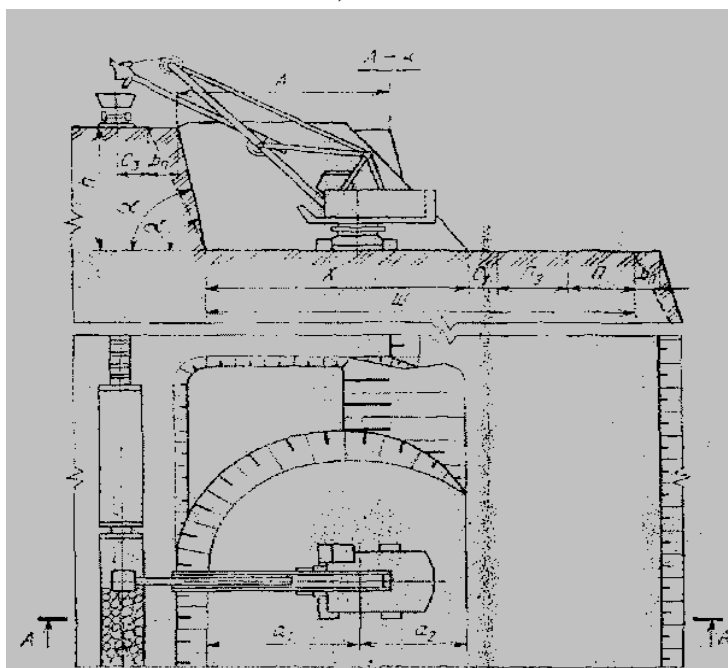


Рис. 13.5. Схема разработки скальных пород мехлопатай с верхней погрузкой.

Минимальная длина экскаваторного блока по условиям обеспечения экскаватора взорванной горной массой

$$L_6 \geq \frac{Q * T_6}{A * h}; \quad L_6 \geq \frac{80000 * 2}{16 * 15}$$
$$L_6 \geq 667 \text{ м.}$$

Таким образом, длина экскаваторного блока со стороны висячего бока залежи должна быть в пределах 667 – 912 м, а со стороны лежащего бока - 667-1120м.

Задача 1. Определить минимальную ширину рабочей площадки при выемке мягких вскрышных пород экскаватором ЭКГ-12,5 с применением железнодорожного транспорта (рис. 13.1).

Задача 2. Определить максимальную высоту уступа и ширину рабочей площадки при верхней погрузке мягких пород в думпкары 2ВС-105 экскаватором ЭКГ-10 (рис. 13.2).

Угол откоса разрабатываемого уступа $\alpha=63^\circ$, угол устойчивого откоса уступа $\alpha_0=47^\circ$.

Задача 3. Определить минимальную ширину рабочей площадки при разработке уступа высотой $h=25$ м, экскаватором ЭКГ-10 с применением автомобильного транспорта и буровзрывных работ (рис. 11.4).

Годовая производительность экскаватора $Q=2,7$ млн. м^3 , длина фронта работ $L_6=1100$ м; удельный расход ВВ $q_p=0,7$ $\text{кг}/\text{м}^3$; линия сопротивления по подошве $W=8,7$ м; периодичность производства массовых взрывов T_6 - один раз в месяц.

Задача 4. Определить максимальные высоту уступа, ширину заходки по целику и минимальную ширину рабочей площадки при разработке уступа экскаватором ЭКГ-12,5 с верхней погрузкой в думпкары ВС-85 (рис. 13.5).

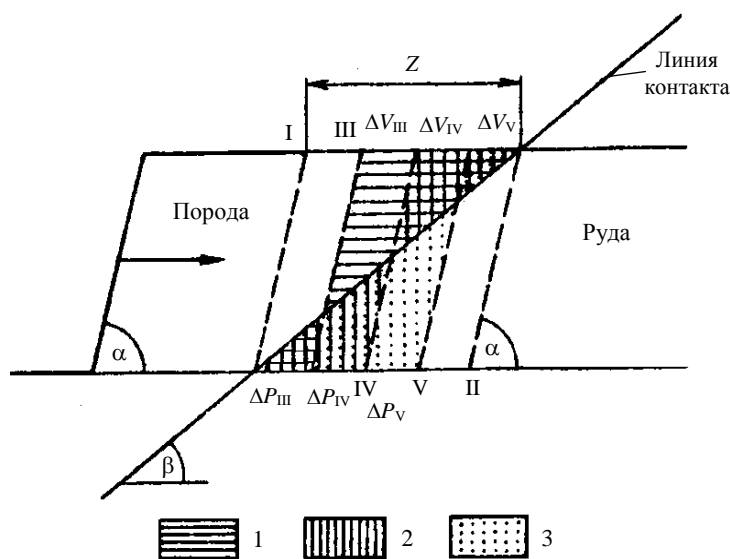
Разрабатываемые породы легко взрываемые, коэффициентом крепости по М. М. Протодяконову $f=8$; угол откоса уступа $\alpha=82^\circ$, угол устойчивого откоса $\alpha_0=71^\circ$.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №14 ОПРЕДЕЛЕНИЕ И УЧЕТ КОЭФФИЦИЕНТОВ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ.

Цель работы: определить и изучить коэффициент потерь и разубоживания

В процессе эксплуатации месторождения часть полезного ископаемого теряется, и часть пород примешивается к товарному полезному ископаемому, поставляемому на фабрику.

Потери полезного ископаемого ΔP и примешивание вскрышных пород ΔV происходят в основном при отработке контактных зон (рис.16.1). При отработке уступа до положения I извлекаются только вскрышные породы; после достижения положения II – только полезное ископаемое. Между положениями I и II находится контактная зона, в которой часть полезного ископаемого теряется, т.е. вывозится в отвал вместе с вскрышными породами, а часть пород примешивается к полезным ископаемым, т.е. поставляется потребителю. Ширина контактной зоны Z зависит от угла падения залежи β , угла откоса рабочего уступа α , а также от направления перемещения в пространстве откоса рабочего уступа по отношению к линии контакта.



**Рис.14.1. Изменение потерь руды и примешивания пустых пород
при различном положении откоса уступа в зоне контакта**
1, 2 и 3 – в положениях III, IV и V соответственно

Рациональное положение линии откоса уступа (III, IV или V на рис.14.1) относительно линии контакта в зоне Z , которое определяет площади потерь и примешивания, зависит от ценности полезного ископаемого и от требований, предъявляемых к полезному ископаемому перерабатывающим заводом (фабрикой).

На рис.14.2 приведены различные случаи встречи линии откоса уступа AB с линией контакта, когда рассматриваемое сечение

распространяется на 1 м карьера по простиранию. Объемы теряемого на контакте полезного ископаемого и примешиваемых пород соответственно

$$\Delta P = \frac{(h-a)^2}{2} \left(\begin{matrix} + \\ + \end{matrix} \text{ctg}\beta \begin{matrix} \mp \\ + \end{matrix} \text{ctg}\alpha \right), \quad (1)$$

$$\Delta V = \frac{a^2}{2} \left(\begin{matrix} + \\ + \end{matrix} \text{ctg}\beta \begin{matrix} \mp \\ + \end{matrix} \text{ctg}\alpha \right), \quad (2)$$

где h – высота добычного уступа, м; a – высота треугольника пород, включаемых в полезное ископаемое в процессе выемки, м; α – угол откоса рабочего уступа, градусы; β – угол падения залежи, градусы.

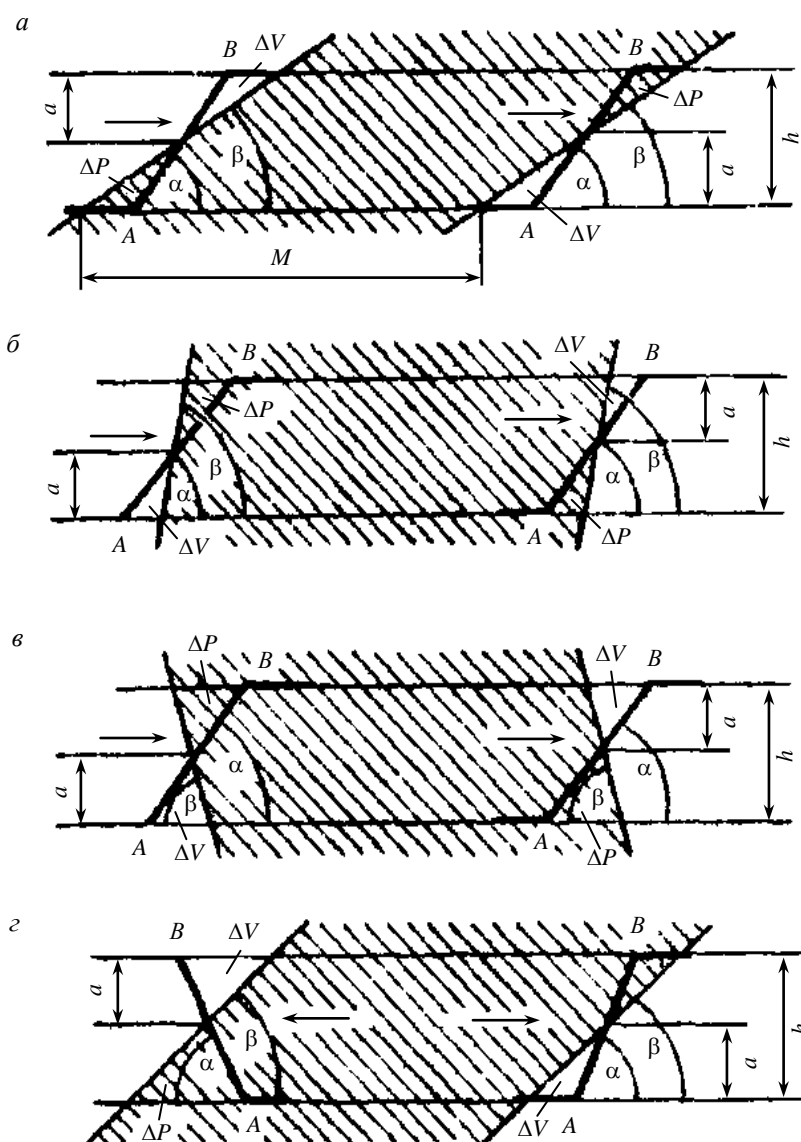


Рис.14.2. Схема возникновения потерь и разубоживания у контактов рудного тела

В формулах (1) и (2) три варианта сочетания знаков плюс и минус соответствуют следующим трем схемам подвигания уступов:

- от висячего бока залежи к лежащему при $\alpha > \beta$ (рис.14.2, а);
- от висячего бока к лежащему при $\alpha < \beta$ (рис.16.2, б);
- от лежачего бока к висячему (рис.16.2, в).

При подвигании уступов от середины к контактам залежи полезного ископаемого (рис.16.2, г) имеет место комбинация схем, приведенных на рис.2, а и в.

Если выразить аналитически убытки от потерь и примешивания, то можно определить оптимальное соотношение

$$\frac{\Delta P}{\Delta V} = \frac{a_0^2}{(h-a_0)^2}, \quad (3)$$

где a_0 – высота a треугольника пород, обеспечивающая минимум ущерба от потерь и перемешивания.

Для определения a_0 надо решить на экстремум задачу

$$x\Delta V + y\Delta P \rightarrow \min,$$

где x – ущерб от перемешивания 1 м^3 вскрышных пород, руб./ м^3 ; y – ущерб от потерь 1 м^3 полезного ископаемого, руб./ м^3 .

После подстановки выражений (1) и (2) в (3) можно записать

$$x \frac{a^2}{2} + y \frac{(h-a)^2}{2} \left(\frac{+}{+} \text{ctg}\beta \frac{\mp}{+} \text{ctg}\alpha < \beta \right) \rightarrow \min.$$

Взяв первую производную по a и приравняв ее к нулю, решим уравнение относительно a . Полученный результат является искомым, т.е. $a = a_0$.

Согласно рис.14.2 потери полезного ископаемого и перемешивание пород значительно меньше при развитии работ от висячего бока к лежащему. Это обстоятельство может влиять на эффективность выбранного направления развития работ. Может случиться, что вариант, обеспечивающий минимум затрат на вскрышные работы, ведет к большим потерям и перемешиванию. В этом случае необходимо соизмерить перерасход средств на вскрышных работах и прибыль при переходе на вариант с наилучшим соотношением потерь и перемешивания или рекомендовать специальные методы обработки при контактной зоне.

В пределах каждого поперечного разреза рудная залежь может иметь сложную конфигурацию и, естественно, различные контактные зоны для каждого уступа (Z_1, Z_2, Z_3 и т.д. на рис.14.3). Поэтому в пределах поперечного разреза отстраиваются положения рабочих уступов в контактной зоне и для каждого из них определяются объемы потерь и перемешивания.

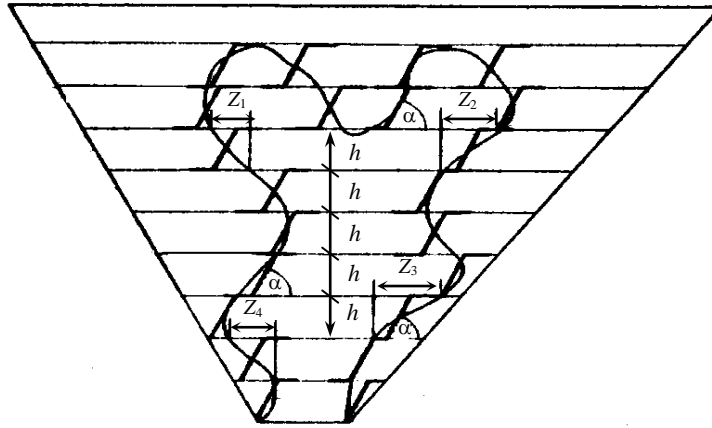


Рис.14.3. К определению потерь руды и перемешивания пустых пород на поперечном

Суммарные объемы потерь полезного ископаемого и перемешивания к нему пород вскрыши по всем уступам на разрезе соответственно

$$\Delta P_p = \sum_{i=1}^n \Delta P_i; \quad \Delta V_p = \sum_{i=1}^n \Delta V_i,$$

где ΔP_i – объем потерь на i -м уступе, $\text{м}^3/\text{м}^3$; ΔV_i – объем перемешивания на i -м уступе, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Средний размер потерь и перемешивания вскрышных пород по карьере соответственно

$$\Delta P_k = \frac{\sum_{j=1}^m \Delta P_{pj} P_j}{\sum_{j=1}^m P_j} L_p; \quad \Delta V_k = \frac{\sum_{j=1}^m \Delta V_{pj} P_j}{\sum_{j=1}^m P_j} L_p,$$

где ΔP_{pj} и ΔV_{pj} – соответственно площади потерь и перемешивания на j -м разрезе, м^2 ; P_j – запасы полезного ископаемого, попадающие в зону влияния каждого разреза, м^3 ; L_p – средняя длина залежи в пределах контура карьера, м.

Учет потерь полезного ископаемого и примешивания к нему вскрышных пород при проектировании необходим, так как в противном случае карьер, выполняющий план по товарной руде, может не выполнить план по концентрату из-за снижения содержания полезного компонента в поставляемом на обогатительную фабрику полезном ископаемом.

При определении производительности потери и примешивание учитывают с помощью коэффициентов потерь и разубоживания.

Коэффициент потерь

$$\eta = \Delta P / P,$$

(здесь P – запасы полезного ископаемого в недрах в контурах карьера) может быть выражен в процентах или долях единицы.

Разубоживание является следствием примешивания к полезному ископаемому вскрышных пород или некондиционных полезных ископаемых и приводит к снижению содержания полезного компонента в товарном продукте карьера по сравнению с содержанием его в полезном ископаемом в недрах, т.е. разубоживание есть показатель качественных потерь при добыче полезного ископаемого.

Коэффициент разубоживания представляет собой долю вскрышных пород, содержащуюся в выдаваемом из карьера товарном продукте (в пересчете на массив). Различают объемный и весовой коэффициенты разубоживания.

Коэффициент весового разубоживания

$$\rho' = \frac{\psi - \psi'}{\psi - \psi''},$$

где ψ , ψ' и ψ'' – масса полезного компонента соответственно в полезном ископаемом в массиве, в товарном карьерном продукте и в разубоживающих (примешиваемых) породах.

Коэффициент объемного разубоживания

$$\rho = \frac{1}{1 + \frac{\gamma_n(\psi' - \psi'')}{\gamma(\psi - \psi')}},$$

где γ_n , γ – плотность пород и полезного ископаемого соответственно, т/м³.

Выражая ρ через ρ' , имеем

$$\rho = \frac{1}{1 + \frac{\gamma_n(1 - \rho')}{\gamma\rho'}}$$

и наоборот, выразив ρ' через ρ , получим

$$\rho' = \frac{1}{1 + \frac{\gamma_n(1 - \rho)}{\gamma\rho}}.$$

При $\gamma = \gamma_n$ $\rho = \rho'$.

Объем сырого (товарного) полезного ископаемого, выдаваемого из карьера с учетом потерь и разубоживания,

$$P_\tau = P - \eta P + \rho P_\tau,$$

или

$$P_\tau = P \frac{1 - \eta}{1 - \rho},$$

где P – геологический объем полезного ископаемого, м³.

Отношения

$$\Delta = \frac{1-\eta}{1-\rho}; \quad \Delta' = \frac{1-\eta}{1-\rho'}$$

представляют собой коэффициенты пересчета геологических запасов в эксплуатационные в объемном и весовом выражении.

Рассмотрим влияние потерь и разубоживания на эксплуатационный коэффициент вскрыши. Извлекаемый объем породы

$$V_{\tau} = V - \rho P_{\tau} + \eta P = V + P \frac{1-\eta}{1-\rho},$$

где V – геологический объем пород, м³; V_{τ} – эксплуатационный объем пород, м³.

Если рассматривать один из периодов работы карьера с усредненным эксплуатационным коэффициентом вскрыши n , значение которого в контурах карьера до эксплуатации равно отношению $n=V/P$, то с учетом потерь и разубоживания в процессе эксплуатации

$$n_{\tau} = \frac{V_{\tau}}{P_{\tau}} = n \frac{1-\rho}{1-\eta} - \frac{\rho-\eta}{1-\eta}.$$

При отработке горизонтальных и пологопадающих месторождений основная часть потерь и перемешивания происходит на контакте залежи с покрывающими породами. Граничные значения потерь и перемешивания определяются гипсометрией почвы и кровли залежи, а также возможностями выемочно-погрузочного оборудования. Рациональное соотношение их устанавливается технико-экономическим расчетом.

При открытой разработке месторождений средние значения потерь обычно 2-5 %, разубоживания 5-10 %. Критерием полноты извлечения полезного ископаемого из недр является коэффициент извлечения полезного ископаемого (полезного компонента), определяемый по формуле

$$\kappa_u = \left(\frac{V_u - V_n}{V_3} \right); \quad \kappa_u = \frac{V_u \alpha_{\delta}}{V_3 \alpha_3}$$

где: V_u - объем добытого полезного ископаемого, м;

V_3 - объем погашенных запасов, м;

α_{δ} α_3 - среднее содержание полезных ископаемых соответственно в добытом полезном ископаемом и в погашенных при добыче запасах, %;

V_n - объем разубоживающей породы (или некондиционных сортов) в добытом полезном ископаемом, м³.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ:

Основная литература

1. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч.І. Производственные процессы: Учебник для вузов. – 4-е изд., перераб. и доп.- М.: Недра, 1985. – 509 с.
2. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч.ІІ. Технология и комплексная механизация: Учебник для вузов. – 4-е изд., перераб. и доп.- М.: Недра, 1985. – 549 с.
3. Новожилов М.Г., Хохряков В.С. и др. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Часть 2. Технология и комплексная механизация открытых разработок. - М.: Недра, 1971. – 552 с.
4. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. - М.: Недра, 1981. – 278 с.

1.2. Дополнительная литература

1. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ПБ 03-498-02). Серия 03. Выпуск 22 /Колл. авт. – М.: Гос. унитарное предприятие «НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора РФ», 2003. – 152 с.
2. Справочник. Открытые горные работы /Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Веницкий К.Е. и др. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.
3. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам, 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1982. – 414 с.
4. Хохряков В.С. Проектирование карьеров: Учеб. для вузов. – 3-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1992. – 383 с.: ил.
5. Хохряков В.С. Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных разработок: Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1996. – 180 с.
6. Хохряков В.С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых: Учеб. для техникумов. – 5-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1991. – 336 с.: ил.
7. Кулешов Н.А., Анистратов Ю.И. Технология открытых горных работ. – М.: Недра, 1968. – 400 с.
8. Томаков П.И., Наумов И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ: Учеб. для вузов. – 3-е изд. перераб. и доп. – М.: Изд-во Моск. Горного ин-та, 1992. – 464 с.
9. Анистратов Ю.И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1988. – 430 с.: илл.
10. Арсентьев А. И. Законы формирования рабочей зоны карьера: Учеб. пособ. Л. _ изд-во ЛГИ, 1986. 54 с.

Курсовой проект
по теме

***“ВЫБОР И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ
СИСТЕМЫ РАЗРАБОТОК”***

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	80
Порядок выполнения работы.....	81
1. Параметры карьера на конец отработки и построение контуров карьера	83
1.1. Контур карьера на поперечном разрезе	83
1.2. План контуров карьера.....	85
2. Балансовые и промышленные запасы руды.....	85
2.1. Балансовые запасы руды в контурах карьера	85
2.2. Промышленные запасы руды	85
3. Объемы горной массы и вскрышных пород в карьере	86
3.1. Объем горной массы.....	86
3.2. Объем вскрыши.....	86
4. Коэффициенты вскрыши.....	87
4.1. Средний коэффициент вскрыши	87
4.2. Эксплуатационный коэффициент вскрыши основного периода работы карьера.....	87
5. Годовая производительность экскаватора.....	87
6. Грузоподъемность автосамосвала.....	87
7. Параметры системы разработки	88
7.1. Угол откоса рабочего уступа	88
7.2. Ширина экскаваторной заходки.....	88
7.3. Длина активного фронта работ экскаватора	88
7.4. Скорость подвигания рабочих уступов	88
7.5. Ширина рабочей площадки.....	88
7.6. Угол наклона рабочего борта.....	89
7.7. Скорость годового понижения дна карьера	89
7.8. Корректировка параметров системы разработки	90
8. Годовая производительность карьера по руде, вскрыше, горной массе.....	90
8.1. Годовая производительность карьера по руде.....	90
8.2. Годовая производительность по вскрыше.....	90
8.3. Годовая производительность карьера по горной массе	91
8.4. Парк экскаваторов.....	91
Пример выполнения и оформления расчетов	92
Рекомендуемая литература	100
Приложение 1	101
Приложение 2	30
Приложение 3	31
Приложение 4	32
Приложение 5	32
Приложение 6	32
Приложение 7	33
Приложение 8	34
Приложение 9	35

Введение

Экономическое развитие нашей страны неразрывно связано с дальнейшим развитием горнодобывающей отрасли. Наша Республика располагает большими запасами полезных ископаемых. В настоящее время действуют крупнейшие карьеры по добыче золота, серебра, меди и угля. Разработка месторождений открытым способом, по сравнению с подземным, обеспечивает значительно лучшие технико-экономические показатели. Вместе с тем она сопряжена с рядом негативных последствий: нарушением земель, изменением микроклимата и водного баланса и т.д.

В Республике Узбекистан действуют более 440 рудников, шахт, заводов по переработке минерального сырья, в том числе такие крупные предприятия как Навоийский горно-металлургический комбинат, Алмалыкский горно-металлургический комбинат. В Республике Узбекистан более 2700 месторождений и проявлений полезных ископаемых, из которых 940 уже разведаны, в том числе 155 месторождений нефтегаза и конденсата, более 40 драгоценных металлов, 42 редких, цветных и радиоактивных металлов, 463 строительных материалов. Республика Узбекистан по подтвержденным запасам и перспективному их увеличению занимает ведущее место не только в странах СНГ. Так, по запасам золота она занимает 4 место, а по уровню его добычи - 7 место. Из разведанных запасов золота отработаны менее 20%, что позволяет говорить о возможности значительного расширения его производства.

Термин «Технология» в общем случае означает совокупность знаний о способах, средствах и организации выполнения каких-либо производственно-технических работ.

Технология разработки месторождений – это совокупность взаимосвязанных процессов, способов и приемов механизированного производства горных работ, основанная на фундаментальных знаниях закономерностей разработки и возможностей технических средств.

Технология открытого способа добычи полезных ископаемых включает два аспекта: технологию производственных процессов (выемку, перемещение и складирование горных пород) и технологию открытых горных работ (строительство и развитие по мере разработки месторождения во времени и пространстве карьера как комплекса горных выработок).

Порядок выполнения работы

Курсовой проект выполняется по индивидуальным заданиям, варианты которых представлены в приложении 8.

Исходные данные к работе:

Характер дневной поверхности (горизонтальная, наклонная).

Форма рудного тела – пластообразная.

Горизонтальная мощность рудного тела – m_r , м.

Длина залежи по простиранию – L_p , м.

Угол падения залежи – $\alpha_{p.t}$, град.

Наклон верхнего контакта рудного тела с наносами, град.

Вертикальная мощность наносов – h_m , м.

Характеристика пород вскрыши, руды, наносов (задается по приложению 1):

– плотность руды – δ_r , т/м³.

– плотность породы – δ_b , т/м³.

– плотность наносов – $\delta_m = 2$ т/м³.

Базовая глубина карьера – H_k , м.

Система разработки – с углубкой карьера и вывозкой пород вскрыши во внешние отвалы.

Подготовка экскаваторных блоков – продольная.

Направление углубки карьера – по контакту лежачего бока залежи.

Высота уступа по скальной зоне – $h_y = 15$ м.

Высота уступа по морене – $h_{y.m}$, м, выбирается в соответствии с h_m .

Угол наклона конечного борта карьера $\beta_{k.v.}$, град.:

1) по скале:

– для висячего бока $\beta_{k.v.} = 41^\circ$;

– для лежачего бока $\beta_{k.l} = \beta_{k.v.}$ (при $\beta_{k.v.} < \alpha_{p.t}$);

$\beta_{k.l} = \alpha_{p.t}$ (при $\beta_{k.v.} > \alpha_{p.t}$);

2) по наносам:

$\beta_{k.m.} = 16^\circ$.

Ширина дна карьера $b_d = 40$ м.

Выемка горной массы – экскаватором типа ЭКГ.

Вместимость ковша E , м³.

Технологический транспорт – автомобильный.

Автодороги – двухполосные.

Исходные данные приводятся на первой странице после титула.

Определить:

1. Параметры карьера на конец отработки и построить контуры карьера на поперечном разрезе и в плане.

2. Объемы балансовых и промышленных запасов руды в контуре карьера.

3. Объемы горной массы в карьере и вскрышных пород, вывозимых в отвал.

4. Коэффициенты вскрыши (средний и эксплуатационный основного периода работы карьера).

5. Производительность экскаватора.

6. Грузоподъемность автосамосвала.

7. Параметры и показатели системы разработки:

7.1. Угол откоса рабочих уступов.

7.2. Ширину экскаваторной заходки и рабочей площадки.

7.3. Угол наклона рабочего борта.

7.4. Длину активного фронта работ экскаватора.

7.5. Скорость подвигания рабочих уступов.

7.6. Скорость годового понижения дна карьера.

7.7. Корректировка параметров системы разработки (производится по необходимости в соответствии с прил. 7).

8. Годовую производительность карьера по руде, вскрыше, горной массе и инвентарный парк экскаваторов.

Задание по вышеприведенным пунктам приводится после исходных данных.

Отчет о выполнении работы состоит из пояснительной записки, оформленной в соответствии с требованиями к написанию курсового проекта, и чертежей.

После исходных данных и краткого описания задания должны следовать разделы с расчетами в соответствии с заданием.

Конечные результаты вычислений следует округлять:

– для параметров карьеров – до десятков метров;

– для объемов – до десятков тыс. м³;

– для запасов – до десятков тыс. м³ или десятков тыс. т;

– для параметров системы разработки – до метров;

– для длин фронтов работ экскаватора – до сотен метров.

После буквенного написания формулы должен следовать ее числовой вид, а затем результат.

Чертежи выполняются на листе формата А4 в масштабе, подпись размещается внизу, обязательна рамка, штамп не обязателен.

Образец оформления титульного листа пояснительной записки приведен в приложении 9.

1. Параметры карьера на конец обработки и построение контуров карьера

1.1. Контур карьера на поперечном разрезе

На горизонте конечного дна карьера H_k от лежащего контакта рудного тела отстраивают горизонтальный отрезок, равный ширине дна ($b_d = 40$ м).

От контуров дна проводят линии конечных бортов карьера по скальной зоне под углами $\beta_{к.в.}$ и $\beta_{к.л.}$. От точек пересечения проведенных линий с горизонтом наносов на глубине h_m , проводят линии бортов карьера по наносам под углом $\beta_{к.м.}$ до пересечения с дневной поверхностью (рис. 1).

Ширина карьера по скальной зоне $V_{к.с.}$ (м) определяется по формуле

$$V_{к.с.} = (H_k - h_m) \cdot (\text{ctg } \beta_{к.в.} + \text{ctg } \beta_{к.л.}) + b_d.$$

Ширина карьера по поверхности V_k (м) определяется по формуле

$$V_k = V_{к.с.} + 2 h_m \text{ctg } 16^\circ.$$

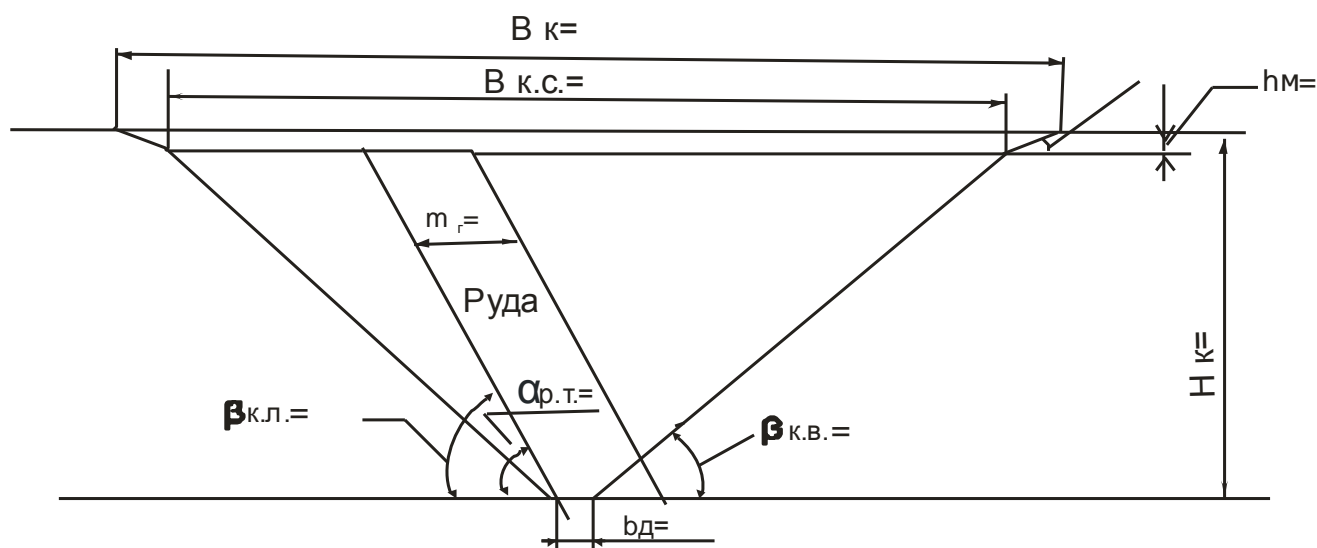


Рис. 1. Контур карьера на поперечном разрезе.

М 1:10000

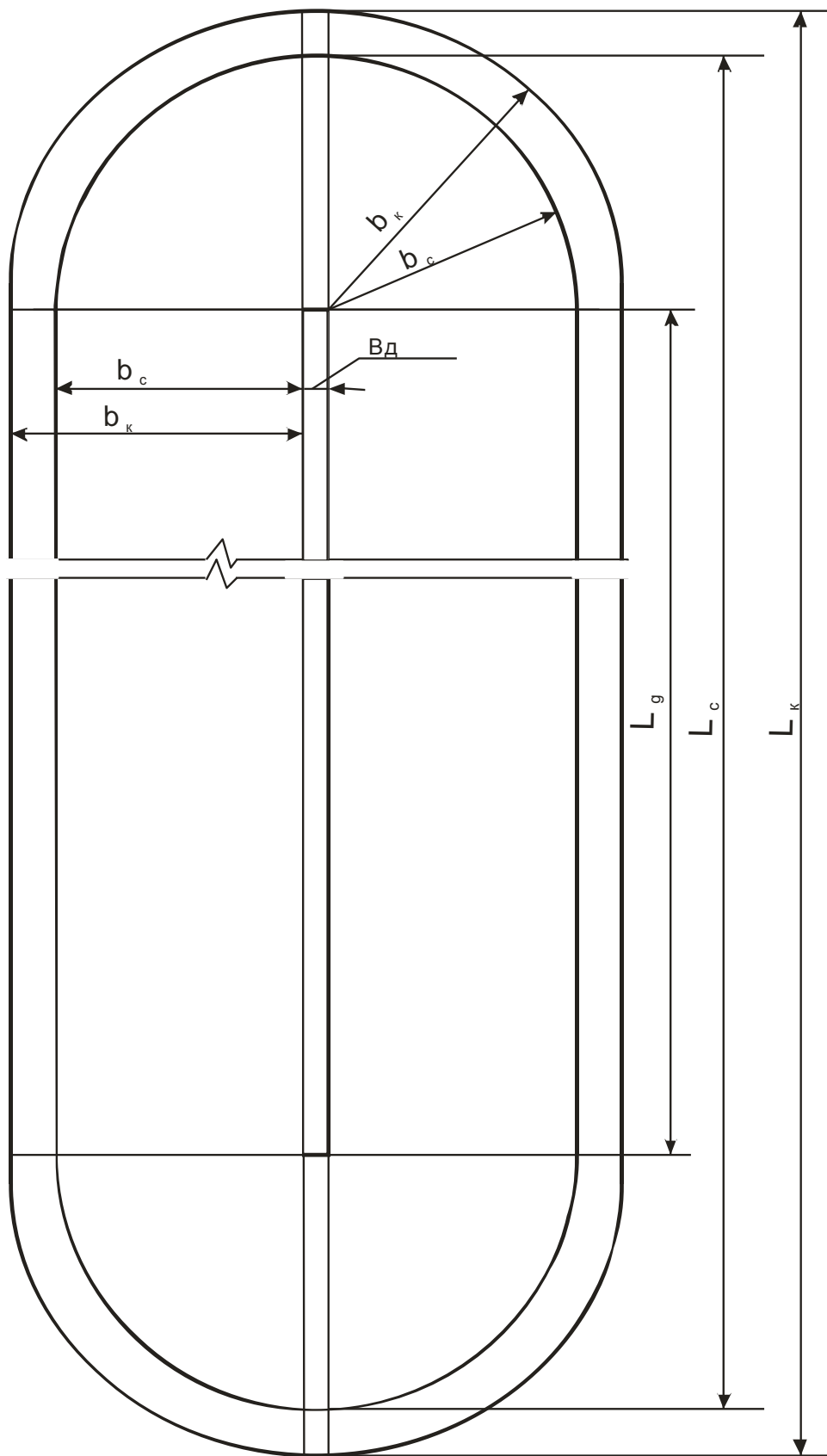


Рис.2. План границ карьера.
М 1:10000

1.2. План контуров карьера

Длина дна карьера приравнивается к длине рудного тела $L_d = L_p$.

Для построения торцевых бортов карьера в плане определяют радиусы закруглений по скальной зоне и на поверхности (рис. 2).

Радиусы закруглений в торцах карьера по скальной зоне определяются:

– со стороны висячего бока b_c (м) – по формуле

$$b_c = (H_k - h_m) \operatorname{ctg} \beta_{к.в};$$

– со стороны лежащего бока b'_c (м) – по формуле

$$b'_c = (H_k - h_m) \operatorname{ctg} \beta_{к.л}.$$

Радиусы закруглений в торцах карьера по поверхности определяются: – со стороны висячего бока b_k (м) – по формуле

$$b_k = b'_c + h_m \operatorname{ctg} \beta_{к.м};$$

– со стороны лежащего бока b'_k (м) – по формуле

$$b'_k = b_c + h_m \operatorname{ctg} \beta_{к.м}.$$

Длина карьера по скальной зоне $L_{ск}$ (м) определяется по формуле

$$L_{ск} = L_d + 2 b_c.$$

Длина карьера по поверхности L_k (м) рассчитывается по формуле

$$L_k = L_d + 2 b_k.$$

2. Балансовые и промышленные запасы руды

2.1. Балансовые запасы руды в контурах карьера (P_6)

По условию задания запасы ограничены в длину простиранием рудного тела, в глубину – конечными бортами карьера и его дном. Так как рудное тело представлено пластом правильной формы, то его объем P_6 (тыс. м³) в контуре карьера рассчитывается как произведение площади рудного тела на поперечном разрезе и длины L_p . Площадь карьера на поперечном разрезе рассчитывается как площадь прямоугольника высотой $(H_k - h_m)$ и шириной m_r за вычетом площади треугольника, образованного висячим бортом карьера, висячим контактом рудного тела и линией горизонта на отметке H_k .

Формула для расчета балансовых запасов руды в контурах карьера P_6 (тыс. м³) имеет вид:

$$P_6 = \left[m_r (H_k - h_m) - \frac{(m_r - b_d)^2}{(\operatorname{ctg} \alpha_{р.т} + \operatorname{ctg} \beta_{к.в}) 2} \right] L_p.$$

2.2. Промышленные запасы руды (P)

Промышленные запасы руды P (тыс. м³) рассчитываются с учетом потерь и разубоживания:

$$P = P_6 \frac{1 - \eta}{1 - \rho},$$

где η и ρ – коэффициенты соответственно потерь и разубоживания, доли ед. (приложение 4).

Значение P рассчитывается в тыс. т, округляется до десятков тыс. т в меньшую сторону и переводится в тыс. м³ без округления.

3. Объемы горной массы и вскрышных пород в карьере

3.1. Объем горной массы ($V_{г.м}$)

Объем горной массы карьера правильной формы рассчитывается как сумма объемов центральной прямой призмы трапециевидного сечения, четырех четвертей конусов в торцах карьера и двух треугольных призм толщиной, равной ширине дна (40 м) в торцах карьера.

Так как имеется зона наносов, фигура карьера дополнительно разбивается на скальную и наносную части.

Расчет объема производится поэлементно с использованием предварительно рассчитанных радиусов закруглений.

Объем горной массы рассчитывается

– для прямого участка $V_{г.м.п.}$ (тыс. м³) – по формулам:

$$V_{г.м.п.} = [(b_c + b_d)(H_k - h_m) + (b_c + b_k + b_d)h_m] L_p \quad (\text{при } \beta_{к.л.} = \beta_{к.в.});$$

$$V_{г.м.п.} = \left[\frac{b_c + b'_c + 2b_d}{2} (H_k - h_m) + \frac{b_c + b'_c + 2b_d + b_k + b'_k}{2} h_m \right] L_p \quad (\text{при } \beta_{к.л.} = \alpha_{р.т});$$

– для торцевых участков $V_{г.м.т.}$ (тыс. м³) – по формулам:

$$V_{г.м.т.} = \frac{\pi b_c^2}{3} (H_k - h_m) + b_c (H_k - h_m) b_d + \frac{\pi}{4} (b_c + b_k)^2 h_m + (b_c + b_k) h_m b_d \quad (\text{при } \beta_{к.л.} = \beta_{к.в.});$$

$$V_{г.м.т.} = \frac{\pi b_c^2}{6} (H_k - h_m) + \frac{\pi b_c b'_c}{6} (H_k - h_m) + b_c (H_k - h_m) b_d + \frac{\pi}{8} (b_c + b_k)^2 \times \\ \times h_m + \frac{\pi}{8} (b_c + b_k)(b'_c + b'_k) h_m + (b_c + b_k) h_m b_d.$$

(при $\beta_{к.л.} = \alpha_{р.т}$).

Общий объем горной массы $V_{г.м.}$ (тыс. м³) равен

$$V_{г.м.} = V_{г.м.п.} + V_{г.м.т.}$$

3.2. Объем вскрыши (V_v)

Объем вскрыши V_v (тыс. м³) определяется по формуле

$$V_v = V_{г.м.} - P.$$

4. Коэффициенты вскрыши

4.1. Средний коэффициент вскрыши ($n_{\text{ср}}$)

Средний коэффициент вскрыши $n_{\text{ср}}$ ($\text{м}^3/\text{м}^3$) определяется по формуле

$$n_{\text{ср}} = \frac{V_{\text{в}}}{P}.$$

4.2. Эксплуатационный коэффициент вскрыши основного периода (n_1) работы карьера

Эксплуатационный коэффициент вскрыши n_1 ($\text{м}^3/\text{м}^3$) определяется по формуле

$$n_1 = \lambda_1(1-\mu)n_{\text{ср}},$$

где λ_1 – коэффициент неравномерности вскрышных работ основного (первого) периода эксплуатации карьера, обычно составляет 1,15–1,65 (для пластовых месторождений правильной формы – 1,2–1,35); μ – доля первоначального значения коэффициента вскрыши n_0 от среднего $n_{\text{ср}}$.

Доля первоначального значения коэффициента вскрыши μ (доли ед.) определяется по формуле

$$\mu = \frac{n_0}{n_{\text{ср}}},$$

для налегающих пород небольшой мощности $\mu = 0,05 - 0,2$.

5. Годовая производительность экскаватора (Q)

Для упрощенных расчетов годовую производительность экскаватора Q (тыс. м^3) можно определить с использованием удельной годовой производительности экскаватора:

$$Q = q E,$$

где q – удельная годовая производительность экскаватора на 1 м^3 вместимости ковша, обычно находится в диапазоне 120–170 тыс. $\text{м}^3/\text{м}^3$. Для данной работы целесообразно выбирать значение q из диапазона 120–135 тыс. $\text{м}^3/\text{м}^3$.

6. Грузоподъемность автосамосвала (G)

Грузоподъемность автосамосвала выбирается из условия рационального соотношения вместимостей ковша экскаватора E и кузова автосамосвала $V_{\text{к}}$. Это соотношение зависит от расстояния транспортирования груза: чем длиннее плечо откатки, тем вместимость кузова должна быть больше по сравнению с E.

Для средних значений расстояния транспортирования (2–4 км) рациональное соотношение находится в диапазоне

$$E:V_{\text{к}}=1:4\div 1:6.$$

Соотношение 1:7 используется по данным практики работы карьеров, в которых эксплуатируются большегрузные автосамосвалы и экскаваторы с пониженной вместимостью ковша, так как типовые параметры ковша

экскаватора E несколько отстают от величин типовых грузоподъемностей автосамосвалов.

Вес породы в ковше экскаватора g (т) определяют по формуле

$$g = E \delta_p K_3,$$

где K_3 – коэффициент экскавации, зависит от плотности пород (выбирается по приложению 5).

Диапазон рациональной грузоподъемности автосамосвала G (т) составляет

$$G = g \cdot 4 \div g \cdot 7.$$

Целесообразнее выбирать машину с большей грузоподъемностью, так как она более экономична и экологична в эксплуатации. Выбор производится из типового ряда автосамосвалов грузоподъемностью: 42, 75, 90, 105, 110, 120, 130, 150, 180 т.

7. Параметры системы разработки

7.1. Угол откоса рабочего уступа (α_y)

Выбирается наибольшее значение для данного типа пород по нормам ВНИМИ (приложение 1).

7.2. Ширина экскаваторной заходки (a)

Ширина экскаваторной заходки a (м) определяется из выражения

$$a = R_{ч.у} (1,5 \div 1,7),$$

где $R_{ч.у}$ – радиус черпания на уровне стояния экскаватора (выбирается по приложению 6).

Для скальных пород целесообразнее выбирать наибольшее целое значение a , так как при многорядном взрывании образуется большой развал дробленой породы.

7.3. Длина активного фронта работ экскаватора (L_ϕ)

Определяется исходя из минимального нормативного фронта на один экскаватор $L_{\phi.min}$ (приложение 6).

Оптимальная длина активного фронта находится в пределах

$$L_\phi = (1,5 \div 2,0) L_{\phi.min}, \text{ м.}$$

Для предварительных расчетов вначале задают

$$L_\phi = 1,5 L_{\phi.min}, \text{ м.}$$

7.4. Скорость подвигания рабочих уступов (V_y)

Скорость подвигания рабочих уступов V_y (м/год) определяется по формуле

$$V_y = \frac{Q}{h_y L_\phi}.$$

7.5. Ширина рабочей площадки ($B_{р.п.}$)

Ширина рабочей площадки $B_{р.п.}$ (м) определяется двумя методами:

1) с учетом нормативов готовых к выемке запасов (μ_r) по формуле:

$$B_{p.n.} = B_{тр.б.} + \mu_r \cdot V_y,$$

где $B_{тр.б.}$ – ширина транспортной бермы (по нормативам значение $B_{тр.б.}$ определяют в зависимости от грузоподъемности автосамосвала Q для карьера глубиной более 50 м, приложение 2). Результат округляют до 0,5 м в большую сторону.

Минимальное значение готовых к выемке запасов по нормам института Гипроруда составляет 2,5 мес., то есть их доля от года μ_r составляет 0,21 года.

Произведение $\mu_r \cdot V_y$ обозначим как $\Delta B_{p.n.}$ – необходимая дополнительная ширина рабочей площадки для учета нормативного резерва запасов экскаватора.

2) с учетом равенства $\Delta B_{p.n.}$ ширине выбранной заходки экскаватора а.

Окончательно ширина рабочей площадки $B_{p.n.}$ (м) рассчитывается как сумма:

$$B_{p.n.} = B_{тр.б.} + \Delta B_{p.n. \max.},$$

где $\Delta B_{p.n. \max.}$ – наибольшее значение $\Delta B_{p.n.}$ из определенных вышеуказанными методами.

7.6. Угол наклона рабочего борта ($\alpha_{p.б.}$)

Угол наклона рабочего борта $\alpha_{p.б.}$ (град.) рассчитывается по формуле

$$\alpha_{p.б.} = \text{arcctg} \frac{B_{p.n.} + h_y \text{ctg} \alpha_y}{h_y},$$

результат округляется до целых значений градуса.

7.7. Скорость годового понижения дна карьера

Скорость годового понижения дна карьера h_r (м) определяется по формуле

$$h_r = \frac{V_y}{\text{ctg} \alpha_{p.б.} + \text{ctg} \beta_n},$$

где β_n – угол направления углубки.

Так как в соответствии с заданием направление углубки следует выбирать вдоль лежачего контакта рудного тела с вмещающими породами, то $\beta_n = \alpha_{p.т.}$

Полученное значение h_r сравнивают с контрольным значением (см. приложение 7).

При несовпадении условий залегания рудного тела с табличным значением, производят интерполяцию табличных значений h_r в соответствии

с условием задания. Например, если по заданию угол направления углубки составляет 50 или 55 градусов, то для экскаватора с вместимостью ковша 8 м³ значение h_r выбирают между 18 и 20 м (в целых числах): $h_r = 19$ м.

Если первоначально рассчитанное по формуле значение h_r превышает контрольное, то принимают контрольное значение h'_r и производят перерасчет параметров системы разработки.

7.8. Корректировка параметров системы разработки

Чаще всего изменению подлежит длина активного фронта работ на один экскаватор. Для этого необходимо выполнить следующее:

Используя контрольное значение скорости годового понижения дна карьера h'_r , рассчитывают новое значение скорости подвигания рабочих уступов V'_y (м/год):

$$V'_y = h'_r (\operatorname{ctg}\alpha_{p,\delta} + \operatorname{ctg}\beta_n).$$

Далее проверяют значение $\Delta B_{p,n}$ (м):

$$\Delta B_{p,n} = \mu_r V'_y.$$

Если значение $\Delta B_{p,n}$ получается меньше ранее принятого, то величина угла рабочего борта не будет нуждаться в корректировке.

Затем корректируют длину активного фронта работ на один экскаватор L'_ϕ (м):

$$L'_\phi = \frac{Q}{h_y V'_y},$$

значение округляют до десятков метров в большую сторону.

8. Годовая производительность карьера по руде, вскрыше, горной массе

8.1. Годовая производительность карьера по руде (A_p)

Годовая производительность карьера по руде A_p тыс. м³ рассчитывается исходя из принятого значения скорости углубки карьера, средней горизонтальной площади рудного тела S_p и ранее выбранных значений коэффициентов потерь и разубоживания

$$A_p = h_r S_p \frac{1-\eta}{1-\rho}.$$

Значение, выраженное в тыс. м³ переводят в тыс. т и округляют до сотен тыс. т.

Так как рудное тело правильной формы, то средняя горизонтальная площадь рудного тела S_p (тыс. м²) определяется по формуле

$$S_p = m_r L_p.$$

8.2. Годовая производительность по вскрыше (A_b)

Годовая производительность карьера по вскрыше A_b (тыс. м³) определяется по формуле

$$A_b = A_p n_1.$$

Так как значение A_p выражено в тыс. м³, то принятое в разделе 8.1. значение в тыс. т переводят в тыс. м³. Полученное значение A_b округляют до десятков тыс. м³.

8.3. Годовая производительность карьера по горной массе ($A_{г.м}$)

Годовая производительность карьера по горной массе $A_{г.м}$ (тыс. м³) определяется по формуле

$$A_{г.м} = A_p + A_b,$$

округляется до десятков тыс. м³.

8.4. Парк экскаваторов ($N_э$)

Расчет парка экскаваторов $N_э$ (ед.) производится по следующей формуле:

$$N_э = \frac{A_{г.м}}{Q},$$

результат округляют до целого числа в большую сторону.

Аналогично рассчитывают число машин, занятых на добыче руды.

ПРИМЕР ВЫПОЛНЕНИЯ И ОФОРМЛЕНИЯ РАСЧЕТОВ

(вариант работы)

Исходные данные:

Дневная поверхность – горизонтальная.

Форма рудного тела – пластообразная.

Горизонтальная мощность рудного тела – $m_r = 110$ м.

Длина залежи по простиранию – $L_p = 2\ 000$ м.

Угол падения залежи – $\alpha_{p.t.} = 60^\circ$.

Верхний контакт рудного тела – горизонтальный.

Вертикальная мощность наносов – $h_m = 20$ м.

Породы вскрыши и руды – метаморфические, группа 1. 3. (приложение 1).

Плотность руды – $\delta_r = 2,9$ т/м³.

Плотность породы – $\delta_b = 2,8$ т/м³.

Плотность наносов – $\delta_m = 2,0$ т/м³, группа пород 3.1. (приложение 1).

Базовая глубина карьера – $H_k = 380$ м.

Система разработки – с углубкой карьера и вывозкой вскрышных пород во внешние отвалы

Подготовка экскаваторных блоков – продольная.

Направление углубки карьера – по контакту лежачего бока залежи.

Высота уступа по скальной зоне – $h_y = 15$ м.

Высота уступа по морене – $h_{y.m.}$, выбирается в соответствии с h_m .

Угол наклона конечного борта карьера:

1) по скале:

– для висячего бока – $\beta_{к.в} = 41^\circ$;

– для лежачего бока – $\beta_{к.л} = 41^\circ$.

2) по наносам:

$\beta_{к.м} = 16^\circ$.

Ширина дна карьера – $b_d = 40$ м.

Выемка горной массы – экскаватором типа ЭКГ.

Вместимость ковша ЭКГ-10, $E = 10$ м³.

Технологический транспорт – автомобильный.

Автодороги – двухполосные.

Определить:

1. Параметры карьера на конец отработки и построить контуры карьера на поперечном разрезе и в плане.

2. Объемы балансовых и промышленных запасов руды в контуре карьера.

3. Объемы горной массы в карьере и вскрышных пород, вывозимых в отвалы.

4. Коэффициенты вскрыши (средний и эксплуатационный основного периода работы карьера).

5. Производительность экскаватора.
6. Грузоподъемность автосамосвала.
7. Параметры и показатели системы разработки:
 - 7.1. Угол откоса рабочих уступов.
 - 7.2. Ширину экскаваторной заходки и рабочей площадки.
 - 7.3. Угол наклона рабочего борта.
 - 7.4. Длину активного фронта работ экскаватора.
 - 7.5. Скорость подвигания рабочих уступов.
 - 7.6. Скорость годового понижения дна карьера.
 - 7.7. Корректировка параметров системы разработки (производится по необходимости в соответствии с прил. 7).
8. Годовую производительность карьера по руде, вскрыше, горной массе и инвентарный парк экскаваторов.

1. Параметры карьера на конец отработки и построение контуров карьера

1.1. Контур карьера на поперечном разрезе

На горизонте конечного дна карьера ($H_k=380$ м) отстроено от лежащего контакта рудного тела горизонтальный отрезок $b_d = 40$ м.

От контуров дна проведены линии конечных бортов карьера под углами $\beta_{к.в}$ и $\beta_{к.л}$. От точек пересечения проведенных линий с горизонтом наносов на глубине h_m проведены линии бортов карьера по наносам под углами $\beta_{к.м}$ до пересечения с дневной поверхностью (рис. 1).

Ширина карьера по скальной зоне ($V_{к.с}$) равна

$$V_{к.с} = 2(H_k - h_m) \operatorname{ctg} 41 + b_d = 2(380 - 20) \cdot 1,1504 + 40 = 868 \text{ м.}$$

Ширина карьера по поверхности (V_k)

$$V_k = V_{к.с} + 2 h_m \operatorname{ctg} 16 = 868 + 2 \cdot 20 \cdot 3,4874 = 1\ 007 \text{ м,}$$

принимаем 1 010 м.

1.2. План контуров карьера

В соответствии с методикой длина дна карьера $L_d = L_p = 2\ 000$ м.

Радиусы закруглений в торцах карьера по скальной зоне равны:

– со стороны висячего бока (b_c):

$$b_c = (H_k - h_m) \operatorname{ctg} \beta_{к.в} = (380 - 20) \cdot 1,1504 = 414 \text{ м;}$$

– со стороны лежащего бока (b'_c):

$$b'_c = (H_k - h_m) \operatorname{ctg} \beta_{к.л} = 414 \text{ м.}$$

Радиусы закруглений в торцах карьера по поверхности равны:

– со стороны висячего бока (b_k):

$$b_k = b_c + h_m \operatorname{ctg} \beta_{к.м} = 414 + 20 \cdot 3,4874 = 484 \text{ м;}$$

– со стороны лежащего бока (b'_k):

$$b'_k = b'_c + h_m \operatorname{ctg} \beta_{к.м} = 484 \text{ м.}$$

Длина карьера по скальной зоне ($L_{ск}$):

$$L_{\text{ск}} = L_{\text{д}} + 2b_{\text{с}} = 2\,000 + 2 \cdot 414 = 2\,828 \text{ м.}$$

Длина карьера по поверхности ($L_{\text{к}}$):

$$L_{\text{к}} = L_{\text{д}} + 2b_{\text{к}} = 2\,000 + 2 \cdot 484 = 2\,968 \text{ м,}$$

принимаем 2 970 м.

2. Балансовые и промышленные запасы руды

2.1. Балансовые запасы руды в контурах карьера (P_6)

По условию задания балансовые запасы ограничены в длину простиранием рудного тела:

$$P_6 = \left[m_{\text{г}} (H_{\text{к}} - h_{\text{м}}) - \frac{(m_{\text{г}} - b_{\text{д}})^2}{2(\text{ctg } \alpha_{\text{п.т.}} + \text{ctg } \beta_{\text{к.в.}})} \right] L_{\text{п}} = \left[110 \cdot (380 - 20) - \frac{(110 - 40)^2}{2 \cdot (0,5774 + 1,1504)} \right] \times \\ \times 2000 = 76\,364 \text{ тыс. м}^3$$

2.2. Промышленные запасы руды (P)

$$P = P_6 \frac{1 - \eta}{1 - \rho}$$

По нормам технологического проектирования (приложение 4) при $m_{\text{г}} = 110$ м, $h_{\text{у}} = 15$ м и $\alpha_{\text{п.т.}} = 60^\circ$ потери составляют $\eta = 3\%$ или 0,03; разубоживание принимаем $\rho = 5\%$ или 0,05.

$$P = 76\,364 \cdot \frac{1 - 0,03}{1 - 0,05} = 77\,972 \text{ тыс. м}^3 \text{ или } 226\,118 \text{ тыс. т,}$$

принимаем 226 120 тыс. т или 77 972 тыс. м³.

3. Объемы горной массы и вскрышных пород в карьере

3.1 Объем горной массы ($V_{\text{г.м}}$)

Объем горной массы $V_{\text{г.м}}$ включает объем горной массы прямого участка ($V_{\text{г.м.п.}}$) и объемы торцевых участков ($V_{\text{г.м.т.}}$).

Объем горной массы прямого участка равен:

$$V_{\text{г.м.п.}} = [(b_{\text{с}} + b_{\text{д}})(H_{\text{к}} - h_{\text{м}}) + (b_{\text{с}} + b_{\text{к}} + b_{\text{д}})h_{\text{м}}] L_{\text{п}} = \\ = [(414 + 40) \cdot (380 - 20) + (414 + 484 + 40) \cdot 20] \cdot 2\,000 = 364\,400 \text{ тыс. м}^3.$$

Объем горной массы торцевого участка равен:

$$V_{\text{г.м.т.}} = \frac{\pi b_{\text{с}}^2}{3} (H_{\text{к}} - h_{\text{м}}) + b_{\text{с}} (H_{\text{к}} - h_{\text{м}}) b_{\text{д}} + \frac{\pi}{4} (b_{\text{с}} + b_{\text{к}})^2 h_{\text{м}} + (b_{\text{с}} + b_{\text{к}}) \times \\ \times h_{\text{м}} b_{\text{д}} = \frac{3,14 \cdot 414^2}{3} \cdot (380 - 20) + 414 \cdot (380 - 20) \cdot 40 + \frac{3,14}{4} \cdot (414 + 484)^2 \times \\ \times 20 + (414 + 484) \cdot 20 \cdot 40 = 83\,923 \text{ тыс. м}^3$$

Общий объем горной массы равен:

$$V_{г.м} = V_{г.м.п} + V_{г.м.т} = 364400 + 83923 = 448323 \text{ тыс. м}^3.$$

3.2. Объем вскрыши (V_B)

$$V_B = V_{г.м} - P = 448323 - 77972 = 370351 \text{ тыс. м}^3, \text{ принимаем } 370350 \text{ тыс. м}^3.$$

4. Коэффициенты вскрыши

4.1. Средний коэффициент вскрыши ($n_{ср}$)

$$n_{ср} = \frac{V_B}{P} = \frac{370350}{77972} = 4,7 \text{ м}^3 / \text{м}^3.$$

4.2. Эксплуатационный коэффициент вскрыши основного периода (n_1) работы карьера

$$n_1 = \lambda_1 (1 - \mu) n_{ср},$$

где λ_1 – коэффициент неравномерности вскрышных работ основного (первого) периода эксплуатации карьера, обычно принимается равным 1,15 – 1,65.

Доля первоначального значения коэффициента вскрыши n_0 от среднего $n_{ср}$ равна

$$\mu = \frac{n_0}{n_{ср}},$$

для налегающих пород небольшой мощности $\mu = 0,05 - 0,2$.

Так как месторождение наклонное с малой величиной h_m , принимаем $\lambda_1 = 1,2$; $\mu = 0,1$.

Эксплуатационный коэффициент вскрыши основного периода (n_1) работы карьера равен

$$n_1 = 1,2 (1 - 0,1) \cdot 4,7 = 5,1 \text{ м}^3 / \text{м}^3.$$

5. Производительность экскаватора (Q)

Тип экскаватора и вместимость ковша ($E = 10 \text{ м}^3$) заданы.

Определяем годовую производительность экскаватора. Так как по условию задания подготовка блоков продольная, то выбирается

$$q = 135 \text{ тыс. м}^3 / \text{м}^3,$$

$$Q = 135 \cdot 10 = 1350 \text{ тыс. м}^3 / \text{год}.$$

6. Грузоподъемность автосамосвала (G)

Вес породы в ковше ЭКГ-10 (g) рассчитан по формуле

$$g = E \delta_p K_3 = 10 \cdot 2,9 \cdot 0,58 = 16,82 \text{ т},$$

где K_3 – коэффициент экскавации, для пород с $\delta_p = 2,9 \text{ т/м}^3$ $K_3 = 0,58$ (приложение 5).

Диапазон рациональной грузоподъемности автосамосвала

$$G = g_4 \div g_7 = 16,82 \cdot 4 \div 16,82 \cdot 7 = 67,3 \div 117,7 \text{ т.}$$

Из типового ряда выбираем автосамосвал с грузоподъемностью $G = 120 \text{ т.}$

7. Параметры системы разработки

7.1. Угол откоса рабочего уступа ($\alpha_{p,y}$)

Для скальных пород группы 1.3 выбирается $\alpha=75^\circ$ (по нормам ВНИМИ).

7.2. Ширина экскаваторной заходки (а)

$$a = R_{ч,y}(1,5 \div 1,7), \text{ м.}$$

Для ЭКГ-10 $R_{ч,y} = 12,6 \text{ м,}$ (приложение 6)

$$a = 12,6 \cdot (1,5 \div 1,7) = 18,9 \div 21,42 \text{ м.}$$

Для скальных пород принимаем заходку наибольшей ширины $a = 21 \text{ м.}$

7.3. Длина активного фронта работ экскаватора (L_ϕ)

Минимальная длина активного фронта работ по нормам для ЭКГ-10 составляет $L_{\phi, \min} = 700 \text{ м,}$ (приложение 6).

Рациональная $L_\phi = (1,5 \div 2,0) L_{\phi, \min}.$

Для предварительных расчетов выбираем

$$L_\phi = 1,5 \cdot 700 = 1\ 050 \text{ м.}$$

7.4. Скорость подвигания рабочих уступов (V_y)

$$V_y = \frac{Q}{h_y L_\phi} = \frac{1\ 350\ 000}{15 \cdot 1050} = 85,7 \text{ м/год.}$$

7.5. Ширина рабочей площадки ($B_{p,п}$)

$$B_{p,п} = B_{тр,б} + \mu_r V_y.$$

Для автосамосвалов грузоподъемностью $G = 120 \text{ т}$ принимаем значение ширины транспортной бермы $B_{тр,б} = 31,5 \text{ м}$ (приложение 2).

Минимальное значение готовых к выемке запасов μ_r составляет 2,5 мес. или 0,21 года.

Обозначив $\mu_r V_y = \Delta B_{p,п},$ получим $\Delta B_{p,п} = 0,21 \cdot 85,7 = 18 \text{ м.}$

Проверяем по условию $\Delta B_{p,п} = a. a = 21 \text{ м.}$

Тогда минимальное значение ширины рабочей площадки будет равно

$$B_{p,п} = 31,5 + 21 = 52,5 \text{ м.}$$

7.6. Угол наклона рабочего борта ($\alpha_{p,б}$)

$$\alpha_{p.б} = \text{arcctg} \frac{B_{p.п} + h_y \text{ctg} \alpha_{p.y}}{h_y}, \text{град.}$$

$$\alpha_{p.п} = \text{arcctg} \frac{52,5 + 15 \text{ctg} 75}{15} = \text{arcctg} \frac{52,5 + 150,2679}{15} = \text{arcctg} 3,7679 \approx 15^\circ.$$

7.7. Скорость годового понижения дна карьера (h_r)

$$h_r = \frac{V_y}{\text{ctg} \alpha_{p.б} + \text{ctg} \beta_n}, \text{ м/год.}$$

Оптимальным считается, если траектория углубки карьера располагается внутри рудного тела и β_n совпадает с $\alpha_{p.т}$. Тогда $\beta_n = \alpha_{p.т} = 60^\circ$.

$$h_r = \frac{85,7}{3,7321 + 0,5774} = \frac{85,7}{4,3095} = 19,9, \text{ м.}$$

Так как полученное значение превышает контрольное (18 м, приложение 7), принимаем $h_r = 18$ м и производим перерасчет ряда параметров системы разработки.

7.8. Корректировка параметров системы разработки

Чаще всего изменению подлежит длина активного фронта работ экскаватора.

Сначала рассчитываем новое значение скорости подвигания рабочих уступов:

$$V'_y = h_r (\text{ctg} \alpha_{p.б} + \text{ctg} \beta_n) = 18 \cdot 4,3095 = 77,6, \text{ м/год.}$$

Проверяем значение $\Delta B_{p.п.} = \mu_r V'_y = 0,21 \cdot 77,6 = 16,3$ м. Данное значение меньше принятого.

Так как $\Delta B_{p.п.} = a = 21$ м, значение $a_{p.б}$ не нуждается в корректировке.

Корректируем длину активного фронта работ экскаватора:

$$L_\phi = \frac{Q}{h_y V_y} = \frac{1350000}{15 \cdot 77,6} = 1159, \text{ м.}$$

Принимаем $L_\phi = 1160 \div 1200$ м.

8. Годовая производительность карьера по руде, вскрыше, горной массе

8.1. Годовая производительность карьера по руде (A_p)

$$A_p = h_r S_p \frac{1-\eta}{1-\rho}$$

$$A_p = 18 \cdot 220000 \cdot \frac{1-0,03}{1-0,05} = 4043368 \text{ м}^3 \text{ или } 12\,130\,105 \text{ т.}$$

Средняя горизонтальная площадь рудного тела (S_p) равна:

$$S_p = m_r L_p = 110 \cdot 2000 = 220\,000 \text{ м}^2.$$

Принимаем $A_p = 12\,000$ тыс. т (4 138 тыс. м³).

8.2. Годовая производительность по вскрыше (A_B)

$$A_B = A_p n_1 = 4138 \cdot 5,1 = 21\,104 \text{ тыс. м}^3.$$

Принимаем 21 100 тыс. м³.

8.3. Годовая производительность по горной массе ($A_{Г.м.}$)

$$A_{Г.м.} = A_p + A_B = 4\,138 + 21\,100 = 25\,238 \text{ тыс. м}^3.$$

Принимаем 25 240 тыс. м³.

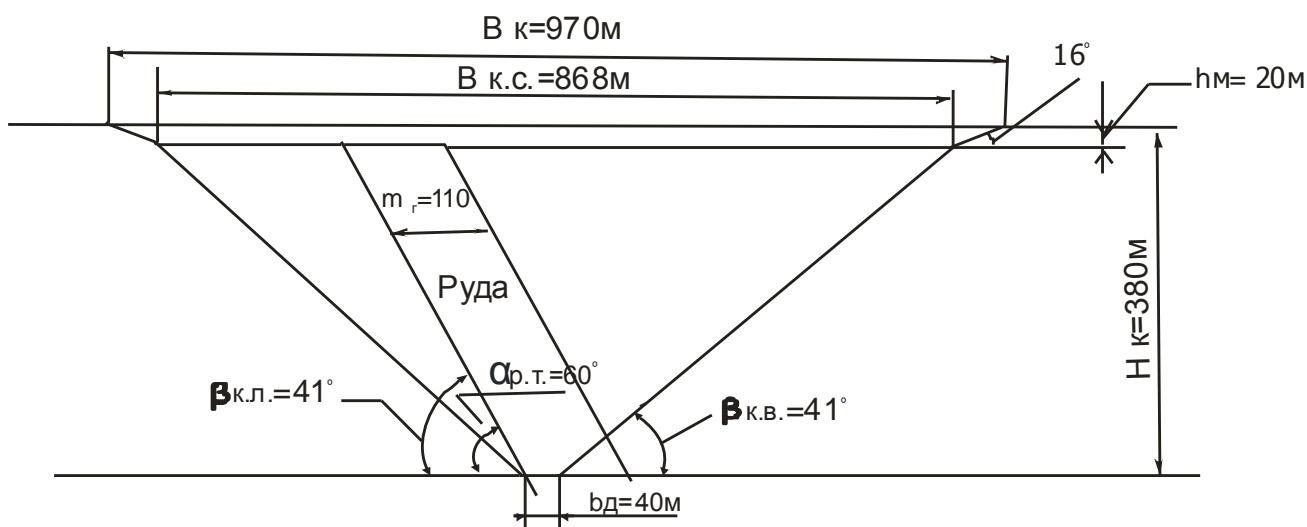


Рис. 1. Контур карьера на поперечном разрезе.
М 1:10000

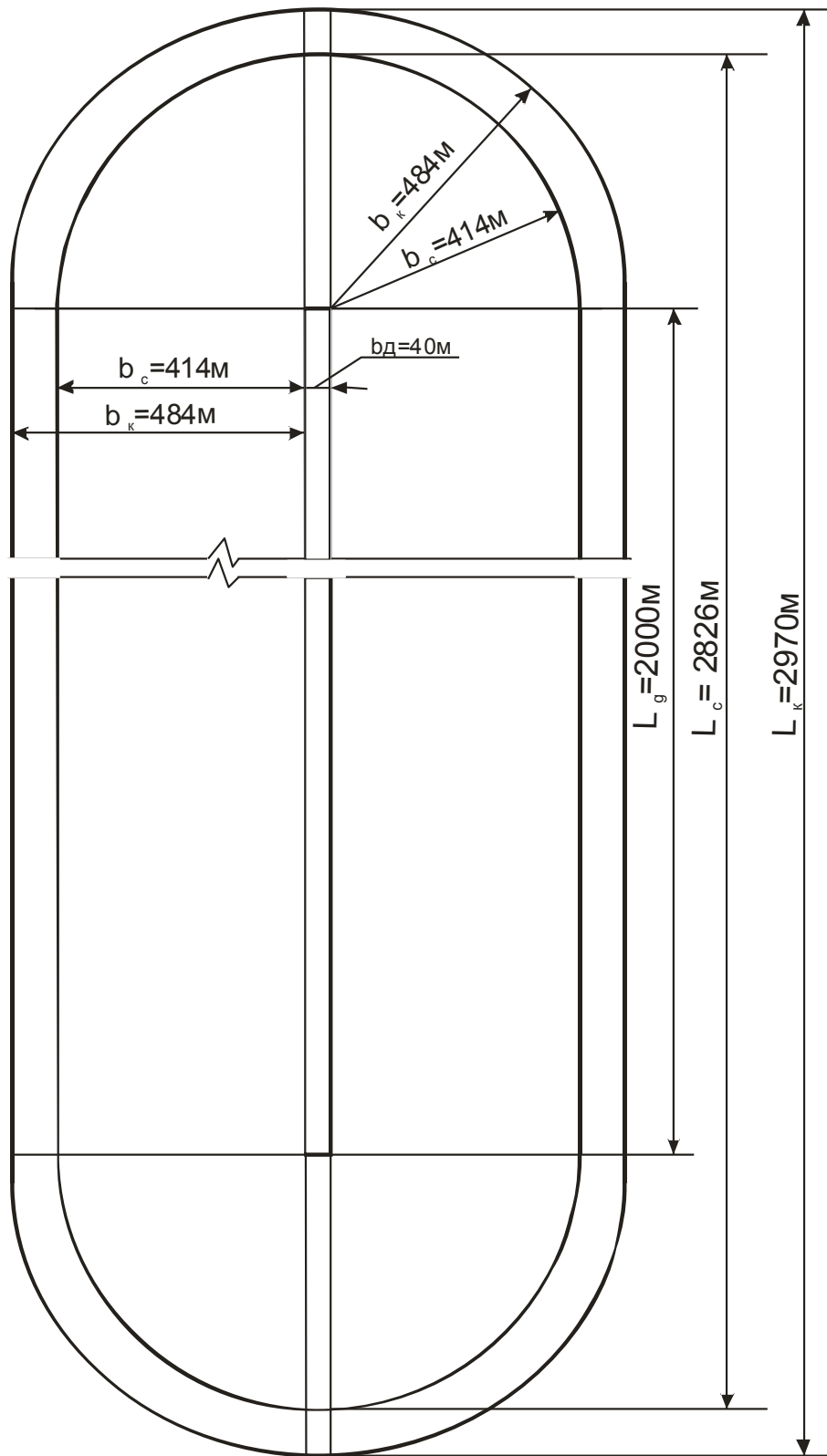


Рис.2. План границ карьера.
М 1:10000

8.4. Парк экскаваторов (N₃)

$$N_3 = \frac{A_{г.м}}{Q} = \frac{25240}{1350} = 18,7, \text{ ед.}$$

Принимаем 19 машин, в том числе 3 экскаватора на добыче руды.

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Ржевский В.В. Открытые горные работы. – М.: Недра, 1985.
2. Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. – М.: Недра, 1995. – 351 с.
3. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. – М.: Недра, 1975. – 574 с.
4. Кучерский Н.И. Современные технологии при освоении коренных месторождений золота. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2007. – 696 с.
5. Открытые горные работы : справочник / К.Н. Трубецкой и др. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.
6. Кучерский Н.И., Лукьянов А.Н., Демич Л.М. и др. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. –Т.: Фан, 1998. – 254 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Углы откоса уступов (по данным ВНИМИ)

Группы пород	Характеристика породного массива	Высота одиночного уступа, м	Угол откоса уступа, град.		
			рабочего	нерабочего	
				одиночного	сдвоенного или строеного
Скальные породы $\sigma_{сж} > 80$ МПа	1.1. Весьма крепкие осадочные, метаморфические и изверженные породы	15–20	До 90	70–75	65–70
	1.2. Крепкие малотрещиноватые и слабовыветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы	15–20	До 80	60–75	55–60
	1.3. Крепкие трещиноватые и слабовыветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы	15–20	До 75	55–60	50–55
Малопрочные скальные, полускальные породы $\sigma_{сж} = 8–80$ МПа	2.1. Осадочные, метаморфические и изверженные породы зоны выветривания, относительно устойчивые в откосах известняки, песчаники, алевролиты и др. осадочные породы с кремнистым цементом, конгломераты, гнейсы, порфириты, граниты, туфы	10–15	70–75	50–55	45–50
	2.2. Значительно выветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы и все породы, интенсивно выветривающиеся в откосах (аргиллиты, алевролиты, сланцы и др.)	10–15	60–70	35–45	35–40
Мягкие и сыпучие породы $\sigma_{сж} < 8$ МПа	3.1. Глинистые породы, а также полностью дезинтегрированные разности всех пород	10–15	50–60	40–45	35–40
	3.2. Песчано-глинистые породы	10–15	40–50	35–45	30–40
	3.3. Песчано-гравийные породы	10–15	До 40	30–40	25–35

Примечание. При падении слоев, рассланцованных толщ, тектонических трещин и других поверхностей ослабления в сторону карьера под углом 30–60° (если трещины заполнены глиной, то под углом более 25°) угол откоса уступа должен соответствовать углу падения этих поверхностей ослабления, но не должен превышать значений, приведенных в таблице.

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Нормативы для расчета параметров карьерных автодорог и транспортных берм для автодорог II категории, двухполосных

Параметры, м	Грузоподъемность автосамосвала, т					
	27–30	40–45	75–80	110–120	120–150	170–180
Длина а/самосвала	7,25	8,12	10,25	11,25	11,25	13,58
Ширина кузова	3,48	3,79	5,36	6,10	6,10	7,64
Минимальный радиус поворота	8,7	10,2	10,5	12	16	16
Ширина проезжей части <i>a</i> на глубине карьера:						
– до 50м	13,5	15,0	21,0	24,0	24,0	30,0
– свыше 50–100 м	12,5	14,0	19,5	22,0	22,0	28,0
Минимальная ширина дна траншеи <i>b_{в.т.}</i> при нижней погрузке в а/транспорт и развороте:						
– тупиковом	23	24	29			
– кольцевом	30	30	37			
Ширина транспортной бермы при автотранспорте*: $B_{тр.б} = 4,5 + a + 2,5h_v + b_{п.}$, <i>b_{п.}</i> – призма безопасности: – для рыхлых пород – 1,5 м; – для скальных пород – 1,0 м Высота предохранительного вала, <i>h_в</i>	1,0	1,0	1,3	1,5	1,5	1,75

*Полученный результат $B_{тр.б}$ следует округлять до 0,5 м в большую сторону.

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Углы наклона бортов (по данным ВНИМИ)

Группы пород	Характеристика породного массива	Угол откоса нерабочего борта, град.
Скальные породы, $\sigma_{сж} > 80$ МПа	1.1. Крепкие малотрещиноватые породы при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления	55
	1.2. Крепкие малотрещиноватые породы при наличии крутопадающих (более 60°) или пологопадающих (менее 15°) поверхностей ослабления	40–45
	1.3. Крепкие мало- и среднетрещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 35–55°	30–45
	1.4. Крепкие мало- и среднетрещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 20–30°	20–30
Малопрочные скальные, полускальные и плотные породы, $\sigma_{сж} = 8–80$ МПа	2.1. Относительно устойчивые в откосах породы при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления	40–45
	2.2. Относительно устойчивые в откосах породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 35–55°	30–40
	2.3. Интенсивно выветривающиеся в откосах породы	30–35
	2.4. Все породы данной группы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 20–30°	20–30
Мягкие и сыпучие породы, $\sigma_{сж} < 8$ МПа	3.1. Пластинчатые глины при отсутствии древних поверхностей скольжения, слабых контактов между слоями и других поверхностей ослабления	20–30
	3.2. Пластинчатые глины и другие глинистые породы при наличии поверхностей ослабления в средней или нижней частях борта	15–20

Примечание. Более крутой угол откоса борта соответствует большему значению угла падения поверхностей ослабления.

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

Потери и разубоживание при разработке полезного ископаемого открытым способом

Мощность залежи, м	Угол падения залежи, град.	Эксплуатационные потери и разубоживание, %			
		Высота уступа, м			
		10–12		15–20	
		Потери, η	Разубоживание, ρ	Потери, η	Разубоживание, ρ
5–50 без включения породных прослоев	Менее 60	3–4	4–6	3–6	6–8
	Более 60	2–4	4–7	3–5	5–7
Более 50 без включения породных прослоев	Менее 60	2–3	3–6	3–4	4–7
	Более 60	1–3	3–5	2–3	3–6

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

Коэффициенты разрыхления горной массы, наполнения ковша экскаватора и экскавации

Категория пород по трудности экскавации	Расчетная плотность породы в массиве δ , кг/м ³	Коэффициенты		
		разрыхления горной массы, K_p	наполнения ковша экскаватора (прямая лопата), K_n	экскавации, $K_s = K_n/K_p$
III	2 000	1,35	0,95	0,70
IV	2 500	1,50	0,90	0,60
	3 000	1,55	0,90	0,58
V	3 500	1,60	0,90	0,56

ПРИЛОЖЕНИЕ 6

Параметры и нормативы для экскаваторов типа ЭКГ

Вместимость ковша, м ³	Максимальная высота черпания, м	Радиус черпания на уровне стояния, м	Минимальная длина активного фронта (блока), м		Для годового объема горной массы, млн. т (ориентировочно)
			при автотранспорте	при ж/д транспорте	
5	10,3	9,0	500	1 000	10 и менее
8	12,5	12,2	600	1 200	20
10	13,5	12,6	700	1 400	40
12,5	15,0	14,3	700	1 400	70
15	16,4	15,6			

ПРИЛОЖЕНИЕ 7

**Контрольные значения скоростей углубки карьера (наибольшие)
в зависимости от вместимости ковша экскаватора**

Угол направления углубки, град.	Вместимость ковша экскаватора, м ³		
	5	8	10
30	11	15	14
45	13	18	16
60	15	20	18

ПРИЛОЖЕНИЕ 8

Исходные данные к расчетно-графической работе

№ вар.	Параметры рудного тела				Базовая глубина карьера, $H_{кв}$, м	Плотность		Вместимость ковша ЭКГ, E , м ³
	Гориз. мощность, m_r , м	Длина по простиранию, $L_{p.t.}$, м	Угол падения, $\alpha_{p.t.}$, град.	Вертик. мощность наносов, $h_{м.н.}$, м		Руды, δ_r , т/м ³	Вскрыши, δ_b , т/м ³	
1.	80	2 000	40	10	400	2,7	2,6	10
2.	45	1 500	55	20	350	3,2	3,0	8
3.	125	2 500	30	20	350	2,8	2,7	15
4.	50	2 000	65	10	385	3,0	2,9	20
5.	65	2 200	50	24	445	2,9	2,8	15
6.	70	1 600	30	24	355	3,0	2,8	15
7.	105	1 900	70	20	380	2,9	2,8	15
8.	120	2 500	75	15	435	3,2	3,0	15
9.	85	1 800	40	15	315	2,8	2,9	10
10.	75	1 700	60	20	380	2,7	2,6	10
11.	45	2 000	55	20	350	2,7	2,6	10
12.	80	1 500	60	10	400	2,7	2,6	15
13.	45	1 500	30	20	300	2,8	2,7	15
14.	40	1 800	65	15	400	3,0	2,9	10
15.	60	1 400	45	18	475	2,7	2,8	15
16.	60	1 600	40	26	370	2,9	2,7	10
17.	110	1 800	60	10	390	2,8	2,7	10
18.	130	2 500	70	20	450	3,1	3,0	10
19.	95	1 600	50	10	330	2,6	2,8	8
20.	85	1 900	55	15	390	2,9	2,5	8

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ
КАФЕДРА «ГОРНОЕ ДЕЛО»**

КУРСОВОЙ ПРОЕКТ

по дисциплине: «Процессы и технология открытых горных работ»

на тему:

**«ВЫБОР И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ
РАЗРАБОТКИ»**

Выполнил: _____
(курс, группа) (Ф.И.О.) (подпись)

Проверил: _____
(должность) (Ф.И.О.) (подпись)

Оценка: _____

Дата: _____

**Тесты по предмету
«Процессы и технология открытых
горных работ»**

1. Что является объектом горных работ?

- а) горные породы;
- б) горные машины;
- в) горные инженеры;
- г) горно-транспортное оборудование;
- д) взрывчатое вещества.

2. Какие виды работ входят в число гоноподготовительных работ?

- а) проведение капитальных и разрезных траншей и полутраншей;
- б) подготовка горной массы к выемке;
- в) подготовка блока к бурению;
- г) бурение скважин и шпуров;
- д) разрушение горных пород.

3. Существо понятия «Система разработки»:

- а) Порядок и последовательности выполнения открытых горных работ в пределах карьерного поля или его участка называется системой разработки.
- б) Под системой разработки понимается совокупность долговременных горных выработок (подземных выработок и траншей), обеспечивающих транспортный доступ с земной поверхности к рабочим горизонтам карьера и забоям с целью доставки горных пород к пунктам приёма.
- в) Система разработки – это совокупность взаимосвязанных процессов, способов и приемов механизированного производства горных работ, основанная на фундаментальных знаниях закономерностей разработки и возможностей технических средств.
- г) Под принятой системой разработки понимается та система, которая обеспечивал бы экономичность, экологичность разработки;
- д) Под системой разработки понимается не только полная механизация основных процессов, но и вспомогательных работ.

4. Выберите строку где приведены основные производственные процессы:

- а) подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, транспортирование горной массы, складирование пустых пород (отвалообразование) и разгрузка или складирование полезных ископаемых.
- б) подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, транспортирование горной массы;
- в) электроснабжение, вентиляция, водоотлив, опробование полезных ископаемых, ремонт оборудования и т.д.
- г) выемочно

5. Существо понятия «комплекс карьерного оборудования».

- а) Цепь взаимосвязанных машин и механизмов, соответствующих друг-другу по производительности, размерам, развиваемым усилиям (мощности) и обеспечивающая надежную и эффективную разработку горных пород называется комплексом карьерного оборудования;
- б) Под комплексом карьерного оборудования понимается экскаваторы, автосамосвалы, драглайны, конвейеры и др;
- в) Комплекс карьерного оборудования - это совокупность горно-транспортной техники эксплуатирующийся на карьерном участке;
- г) Комплекс карьерного оборудования включает соответствующие основному оборудованию по мощности и производительности средства механизации вспомогательных работ;
- д) Комплекс оборудования – это цепь взаимосвязанных машин и механизмов обслуживающий добычной участок.

6. Как называют карьера на россыпных месторождениях и в угольной промышленности?

- а) разрез;
- б) траншея;
- в) карьер;
- г) штольня;
- д) контур.

7. При каком условии залегания залежей полезных ископаемых есть возможность удалять вскрышные породы только со стороны висячего бока залежи?

- а) при условии, если залежь залегает наклонным;
- б) при разработке крутопадающих залежей;
- в) при условии, если залежь залегает полого;
- г) при разработке горизонтальных залежей ;
- д) при разработке наклонных и крутопадающих залежей.

8. При каких условиях разработки размеры выработанного пространство увеличиваются только в плане?

- а) в процессе разработке горизонтальных месторождений;
- б) в процессе разработки крутопадающих залежей;
- в) при разработке наклонных залежей;
- г) при разработке нагорных карьерах;
- д) при разработке пологих месторождений.

9. Выберите ту строку где приведено только элементы уступа.

- а) нижняя и верхняя площадка; откос уступа; верхняя бровка уступа;
- б) площадка уступа, контур уступа, бровка уступа;
- в) откос уступа, фронт уступа, высота уступа;
- г) угол откоса, высота уступа, ширина уступа;

д) ширина рабочей площадки, длина фронта работ, высота забоя.

10. Различают бермы на:

- а) транспортные, предохранительные и очистные;
- б) транспортные, коммуникационные и людские;
- в) предохранительные, транспортные, очистные и нерабочие;
- г) предохранительные;
- д) очистные и рабочие.

11. Укажите правильно представленную строку где указаны предельные залегания угла откоса рабочего борта карьера?

- а) от 7-27° (иногда до 23-27°);
- б) от 25-45°;
- в) от 45-90°;
- г) 20-70°;
- д) от 7-10°.

12. Главные параметры карьера следующие:

- а) конечная глубина, размеры карьера по простиранию и вкрест простирания залежи по поверхности, размеры дна карьера, углы откосов бортов карьера, общий объем горной массы, запасы полезного ископаемого;
- б) глубина карьера, объем выработанного пространства, длина фронта работ, количество уступов, высота рабочей зоны, угол заложения капитальной траншеи;
- в) конечная глубина карьера, размеры дна карьера, скорость углубки карьера;
- г) высота и длина рабочей зоны, динамика развития рабочей зоны;
- д) объем горной массы, производительность карьера.

13. Чем определяется конечная глубина горизонтальных месторождений?

- а) природными условиями;
- б) климатическими условиями;
- в) температурой;
- г) физико-механическими условиями;
- д) потребительскими условиями.

14. Какими условиями определяется минимальные размеры дна карьера?

- а) условиями безопасной выемки и погрузки пород на нижнем уступе;
- б) природными условиями;
- в) конъюнктурой рынка;
- г) потребительскими условиями;
- д) температурой.

15. Чем определяется углы откосов бортов карьеров?

- а) условиями устойчивости пород прибортового массива и размещения транспортных коммуникаций;
- б) условиями формирования цен на потребительских рынках;
- в) климатическими условиями;
- г) конъюктурой рынка;
- д) конфигурацией залежи.

16. Общий объем горной массы в контурах карьера можно определить по выражению:

$$V = S_{\text{д}} \cdot H_{\text{к}} + \frac{1}{2} \cdot P_{\text{д}} \cdot H_{\text{к}}^2 \cdot \text{ctg} \gamma_{\text{ср}} + \frac{\pi}{3} \cdot H_{\text{к}}^3 \cdot \text{ctg}^2 \gamma_{\text{ср}}, \text{ м}^3$$

где: $S_{\text{д}}$ - ..., м^2 ; $H_{\text{к}}$ - ..., м ; $P_{\text{д}}$ - ..., м ; $\gamma_{\text{ср}}$ - ..., градус.

- а) соответственно - ... - площадь дна карьера, м^2 ; ... - глубина карьера, м ; ... - периметр дна, м ; ... - усредненный угол откоса борта, градус;
- б) соответственно - ... площадь карьера по поверхности, м^2 ; ... - глубина траншеи, м ; ... - периметр карьера по поверхности, м ; ... - усредненный угол откоса борта, градус;
- в) соответственно - ... - площадь дна карьера, м^2 ; ... - глубина траншеи, м ; ... - периметр дна, м ; ... - угол нерабочего борта, градус;
- г) соответственно - ... объем чаши карьера, м^3 ; ... - глубина карьера, м ; ... - периметр дна, м ; ... - угол откоса рабочего борта карьера, градус;
- д) соответственно - ... - площадь дна карьера, м^2 ; ... - глубина карьера, м ; ... - усредненный угол откоса борта карьера, градус.

17. Кондиция это –

- а) условие договора или норма, которой должна соответствовать поставляемая продукция;
- б) совокупность свойств, определяющих степень пригодности и экономической эффективности использования;
- в) качественные свойства полезного ископаемого;
- г) количественные признаки полезного ископаемого;
- д) эффективное использование полезного ископаемого.

18. Как вы понимаете понятие «Потери полезного ископаемого»?

- а) Потери характеризует уменьшение объема кондиционного полезного ископаемого вследствие оставления в недрах, отнесения к вскрышным породам, просыпания при погрузке и транспортировании и по другим причинам;
- б) Потери характеризует степень перемешивания к кондиционному полезному ископаемому при ведении горных работ пустой породы или некондиционных сортов полезного ископаемого.
- в) Потери характеризует степень снижения содержания металла в руде;
- г) Потери характеризует степень количественного снижения объема горной массы в контурах карьера;
- д) потери характеризует степень качественного и количественного снижения показателей полезного ископаемого.

19. Как вы понимаете понятие «Разубоживание»?

- а) Разубоживание характеризует степень перемешивания к кондиционному полезному ископаемому при ведении горных работ пустой породы или некондиционных сортов полезного ископаемого.
- б) Разубоживание характеризует уменьшение объема кондиционного полезного ископаемого вследствие оставления в недрах, отнесения к вскрышным породам, просыпания при погрузке и транспортировании и по другим причинам;
- в) Разубоживание характеризует степень снижения содержания металла в руде;
- г) Разубоживание характеризует степень количественного снижения объема горной массы в контурах карьера;
- д) Разубоживание характеризует степень качественного и количественного снижения показателей полезного ископаемого.

20. Какие виды работ включает подготовка горных пород к выемке?

- а) осушение горных пород, разупрочнение, изменение агрегатного состояния, разрушение (разрыхление) породного массива;
- б) осушение горных пород, электроснабжение, изменение агрегатного состояния, разрушение породного массива;
- в) взрывание, разрыхление, разупрочнение электрификацией;
- г) изменение агрегатного состояния, взрывание, проведение траншеи;
- д) взрывание, разрыхление, оконтуривание.

21. Какие требования представляется к процессу подготовки естественного камня?

- а) сохранение физико-механических свойств и декоративности, достижения определенных размеров и формы камня;
- б) обеспечение необходимой кусковатости горной массы;
- в) обеспечение декоративности и низкой себестоимости продукции;
- г) обеспечение конкурентоспособности продукции;
- д) сохранение физико-механических свойств и размеров камня, низкая себестоимость

22. Какие способы используются при механическом (безвзрывном) отделении крупных монолитов камня от массива?

- а) буроклиновый способ, терморезаки, канатные пилы, ченеллеры и бурогидроклиновой метод;
- б) буроклиновый способ, канатные пилы, камнерезные машины, комбайны, взрывной способ, термическая резка, буровзрывной способ;
- в) взрывной и буровзрывной способ;
- г) камнерезные машины;
- д) только взрывной способ.

23. Какой из ниже приведенных машин используется для непосредственного отделения от массива стенового камня или облицовочных блоков?

- а) камнерезная машина⁴
- б) канатные пилы;
- в) шлифовальная машина;
- г) терморезаки;
- д) ченеллеры.

24. При буроклиновом способе подготовка блоков к выемке состоит из двух взаимосвязанных процессов:

- а) бурение рядов сближенных шпуров и последующий клиновой откол камня;
- б) бурение рядов сближенных скважин и последующий клиновой откол камня;
- в) бурение скважин и взрывание;
- г) бурение шпуров с последующим взрыванием;
- д) бурение и взрывание.

25. При разработке гранитных монолитов на кондиционные блоки шпуров диаметром 20-40 мм бурят на глубину 8-10 см, расстояние между шпурами 5-10 см. В шпуров вставляют простые или сложные клинья. Последовательными ударами ... по клинью от монолита отделяют кондиционные блоки.

- а) кувалдой;
- б) ломом;
- в) лопатой;
- г) отбойной молотком;
- д) экскаватором.

26. Достоинства буроклинового способа подготовки мраморных блоков:

- а) простота, мобильность, максимальное использование природных трещин, отбойка блока любого размера и любой прочности;
- б) простота, мобильность, максимальное использование природных трещин, большей удельной вес ручного труда;
- в) низкая производительность труда, высокая себестоимость блоков и трудоемкость работ, сложность обеспечения безопасности работ;
- г) простота и мобильность;
- д) высокая конкурентоспособность продукции.

27. К параметрам рабочего органа рыхлителя относятся:

- а) угол резания (γ), угол заострения (ω), задний угол (φ), толщина и длина зуба, расстояние между зубьями;
- б) угол резания (γ), толщина и крепость зуба.

- в) расстояние между зубьями, вес зуба, прочностные характеристики зуба;
- г) угол резания (γ), угол заострения (ω) и задний угол (φ);
- д) вес зуба и расстояние между зубьями.

28. От чего зависит рыхлимость пород?

- а) от прочности пород и трещиноватости массива;
- б) от монолитности массива;
- в) от предела прочности пород и от пористости;
- г) только от взрываемости.

29. От чего зависит скорость бурения?

- а) сопротивление породы разрушению, вида и формы бурового инструмента; способа, скорости и тщательности удаления из забоя скважины буровой мелочи;
- б) общей организации и масштаба производства, объема горной массы, производительности карьера, скорости углубки карьера;
- в) только от диаметра скважины и ее глубины;
- г) только от способа удаления из забоя скважины буровой мелочи;
- д) только от усилий и скорости воздействия бурового инструмента на забой скважины.

30. Из каких предпосылок устанавливается относительный показатель трудности бурения породы P_6 ?

- а) пределы прочности пород на сжатие ($\sigma_{сж}$), сдвиг ($\sigma_{сд}$), трещиноватость, объемный вес породы (γ);
- б) пределы прочности пород на сжатие ($\sigma_{сж}$), сдвиг ($\sigma_{сд}$) и растяжению ($\sigma_{растж}$);
- в) только трещиноватость массива;
- г) объемный вес породы (γ) и кусковатость;
- д) только объемный вес.

31. Чем объясняется введение показателя P_6 ?

- а) упорядочивает и облегчает технологические расчеты буровых установок, их мощности, режима и технологической скорости бурения;
- б) показатель P_6 нужен проектировщикам для определения необходимого количества буровых станков;
- в) показатель P_6 нужен для разделения горных пород по буримости;
- г) ведение показателя P_6 упорядочивает и облегчает технологические расчеты экскаваторов и автосамосвалов;
- д) ведение P_6 объясняется необходимостью расчета взрываемости горной массы.

32. Укажите тот диапазон показателя буримости при котором применение станков шарошечного бурения считается целесообразным решением.

- а) $P_6 = 5 \div 16$;
- б) $P_6 = 1 \div 2$;
- в) $P_6 = 1 \div 5$;
- г) $P_6 = 5 \div 20$;
- д) $P_6 = 5 \div 8$.

33. Какой вид из нижеприведенных станков наиболее распространен в угольных карьерах?

- а) станки шнекового бурения;
- б) станки шарошечного бурения;
- в) станки вибрационного бурения;
- г) станки термического бурения;
- д) ударно-канатные буровые станки.

34. От чего зависит техническая скорость бурения?

- а) от буримости пород, конструкции и типа бурового инструмента, нагрузки на буровой инструмент, частоты вращения бурового инструмента, скорости удаления буровой мелочи;
- б) от взрываемости, буримости, экскавируемости и трудности транспортирования;
- в) только от скорости удаления буровой мелочи;
- г) от экскавируемости, частоты вращения бурового инструмента, скорости удаления буровой мелочи, нагрузки на буровой инструмент, конструкции и типа бурового инструмента;
- д) только от частоты вращения бурового инструмента.

35. Что характеризует режим бурения?

- а) взаимоувязанный порядок и величины развиваемых усилий, частоты ударов и частоты вращения рабочего инструмента и удаления буровой мелочи;
- б) взаимоувязанный порядок и величины развиваемых усилий, частоты вращения рабочего инструмента, а также управления прочностными характеристиками горного массива;
- в) только порядок и последовательность подачи бурового инструмента на забой;
- г) только частоты вращения бурового инструмента, схему движения бурового инструмента по блоку.

36. От чего зависит выбор формы режущего лезвия (коронки) при шнековом бурении?

- а) от буримости пород и диаметра скважин;

- б) от взрываемости горных пород;
- в) от буримости и плотности горных пород;
- г) только от плотности горных пород;
- д) от пределов прочности горных пород на $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$ и $\sigma_{раст}$.

37. Для транспортирования буровой мелочи шнеком необходимо превышения критической частоты вращения. В каких пределах находится этот показатель?

- а) $n_{в.кр} = 60 \div 70$ об/мин;
- б) $n_{в.кр} = 10 \div 20$ об/мин;
- в) $n_{в.кр} = 30 \div 40$ об/мин;
- г) $n_{в.кр} = 90 \div 110$ об/мин;
- д) такого понятия не существует.

38. По массе и развиваемому осевому давлению станки шарошечного бурения подразделяются на легкого, среднего тяжелого типа. К какому типу относится станок СБШ-250 МН?

- а) среднего;
- б) легкого;
- в) тяжелого;
- г) такого рода типизации в горной науке не существует;
- д) сверхтяжелого;

39. При необходимости достижения максимального объема бурения существующим парком буровых станков критерием оптимального режима бурения является их максимальная, производительность. В таком случае, по какому условию принимается предельная частота вращения?

- а) по условию виброустойчивости;
- б) по условию интенсивности очистки скважины;
- в) по условию производительности компрессоров;
- г) частота вращения не связано с производительностью;
- д) по условию интенсивности износа долота;

40. Ориентировочно техническую скорость шарошечного бурения можно определить по формуле

$$v_{\sigma} \approx \frac{35P_0 \cdot n_{в}}{\Pi_{\sigma} \cdot d_{\sigma}^2}; \text{ м/с.}$$

что означают P_0 и $n_{в}$.

- а) осевое давление и частота вращения долота;
- б) показатель буримости и диаметр долота;
- в) осевое давление скорость очистки скважины;
- г) скорость подачи бурового става на забой и буримость горных пород;
- д) только осевое давление, $n_{в}$ к технической скорости отношение не имеет;

41. Средствами взрывания при без капсюльном способе взрывания являются...

- а) детонирующий шнур (ДШ), электра детонатор (ЭД), зажигательная труба (капсюль-детонатор), электрадетонатор коротко замедленного действия (КЗДШ);
- б) огнепроводной шнур и электрадетонатор, средства зажигания;
- в) только огнепроводной шнур;
- г) капсюль-детонатор, огнепроводный шнур и средства его зажигания;
- д) электродетонаторы, провода, источники тока и контрольно-измерительная аппаратура;

42. При электрическом способе взрывания средствами взрывания являются...

- а) электродетонаторы, провода, источники тока и контрольно-измерительная аппаратура;
- б) капсюль-детонатор, огнепроводный шнур и средства его зажигания;
- в) детонирующий шнур, инцегаторы ДШ, КЗДШ;
- г) только электродетонаторы;
- д) электрадетонатор и зажигательная труба;

43. Основные принципы на которых базируется технология и механизация горных работ:

- а) поточное производство, совмещение основных процессов, независимость процессов, кратчайшее расстояние перемещения горной массы.
- б) вести открытую разработки как можно глубже и дольше.
- в) комплексная механизация не на какие принципы не базируется.
- г) комплексная механизация предусматривает полную механизацию не только основных процессов, но и вспомогательных работ.
- д) при разработки наклонных и круто подающих залежей помимо покрывающих пород необходимо удалит и часть вмещающих пустых пород для создания транспортного доступа к различным частям залежи по глубине и для обеспечения устойчивости массива вмещающих пород после выемки полезного ископаемого.

44. На практике для проектирования массовых взрывов пользуются показателем, проектных удельный расход ВВ (q_n) определяемый следующей формулой

$$q_n = q_{13} K_{ВВ} \cdot K_D \cdot K_T \cdot K_{с.з} \cdot K_{с.п}, \text{г/м}^3.$$

В этой формуле $K_{ВВ}$ является переводным коэффициентом от эталонного ВВ какой тип ВВ принят в качестве эталонного ВВ?

- а) аммонит №6 ЖВ;
- б) игданит;

- в) транулит М;
- г) алюматол;
- д) карбатол;

45. К основным параметром взрывной скважины относятся:

- а) глубина, диаметр и угол наклона скважины;
- б) глубина скважины объем горной массы в взрывном блоке;
- в) глубина скважины, угол наклона скважины, длина заряда в скважине, длина забойки;
- г) линия наименьшего сопротивления, длина забойки и заряда;
- д) длина перебура скважины;

46. Перебур ведет к увеличению объема бурения, нарушению кровли нижнего уступа, вследствие чего в легко взрываемых породах его принимают минимальным и определяется он в проектных работах следующим образом

$$l_n = (10 \div 15)dc, м:$$

Несмотря на карьерах производят сотни метров перебуров. Для чего необходим перебур скважины?

- а) для качественного разрушения пород в подошве уступа;
- б) для увеличения зоны нерегулируемого дробления;
- в) для увеличения зоны регулируемого дробления;
- г) для максимального сосредоточения зарядов;
- д) для максимального использования бурового оборудования.

47. Конструктивного скважинный заряд ВВ может быть.

- а) сплошным и рассредоточенным;
- б) по признаку конструкции скважинные заряды не подразделяются;
- в) с забойкой и без нее;
- г) нормальные и удельные заряды;
- д) с воздушным промежутком и инертной забойкой.

48. Горизонтальное расстояние от оси скважин до нижней бровки уступа называется...

- а) сопротивлением по подошве уступа;
- б) коэффициентом сближения скважин;
- в) рассредоточенным зарядом;
- г) ширина взрываемого блока;
- д) высотой развала.

49. Какие типы забоев вы знаете?

- а) торцовый, продольный и забой площадка;
- б) фронтальный и торцовый;
- в) такого понятия не существует;

- г) однородный и разнородный;
- д) только фронтальный.

50. На какие типы забой подразделяются структуре?

- а) однородные (простые) и разнородные (сложные);
- б) фронтальный и торцовый;
- в) траншейный и котловый;
- г) раздельная и валовая;
- д) торцовый и продольный;

51. Форма забоев зависит от способа действия выемочных машин, состояния пород и углов их откоса в массиве или развале. Так, какую форму имеет торцовый забой разрабатываемый бульдозером?

- а) клинообразную форму;
- б) округлую форму;
- в) вогнутую форму;
- г) форму прямой линии;
- д) округлую форму в плане и вогнутую в профиле.

52. Форма забоев зависит от способа действия выемочных машин, состояния пород и углов их откоса в массиве или развале. Так, какую форму имеет торцовый забой разрабатываемый экскаватором типа мехлопота?

- а) округлую форму в плане и вогнутую в профиле;
- б) форму прямой линии;
- в) вогнутую форму;
- г) округлую форму;
- д) клинообразную форму;

53. По взаимному расположению забоя и горизонта установки экскаватора различают следующие способы выемки:

- а) верхним черпанием, нижнем черпанием и смешенным черпанием;
- б) валовая и сплошная;
- в) раздельная и сплошная;
- г) узкими и широкими заходками;
- д) продольными и поперечными заходками;

54. Часть заходки длиной P , выемка которой характеризуется законченным технологическим циклом основных и вспомогательных операций выемочной машины, называется...

- а) забойным блоком;
- б) продольной заходкой;
- в) диагональной заходкой;
- г) длиной фронта работ;
- д) поперечной заходкой.

55. По расположению относительно фронта работа уступа заходки подразделяются на *продольные* (ориентированные вдоль фронта работ уступа), *поперечные* (направлены вкрест фронта) и *диагональные* (ориентированы в промежуточном направлении).

Так вопрос, ограничивает ли применение определенного типа заходки, принятия того или другого транспортного средства, и если да, то какие виды транспорта мы можем принять при *поперечных* заходках?

- а) автомобильный и конвейерный;
- б) железнодорожный и автомобильный;
- в) можно принять любой вид транспорта;
- г) только железнодорожный;
- д) только конвейерный.

56. По *ширине заходки* подразделяются на

- а) нормальные, узкие и широкие;
- б) продольные, поперечные и диагональные;
- в) нижние, верхние и смешанные;
- г) верхним черпанием, нижним черпанием и смешанным;
- д) узкие и широкие.

57. Чем отличается *нормальная заходка* от *широкой заходки*?

- а) в нормальных заходках выемка породы производится при постоянном положении оси движения выемочных машин по длине заходки и максимальном использовании их рабочих параметров, а для широких заходок характерно переменное положение оси движения выемочных машин в плане при выемке породы по длине заходки;
- б)) в нормальных заходках выемка породы производится при переменном положении оси движения выемочных машин по длине заходки и максимальном использовании их рабочих параметров, а для широкой заходки характерно не полное использование рабочих параметров выемочных машин при постоянном положении оси перемещения их вдоль заходки;
- в) не чем не отличается;
- г) при нормальных заходках нужно применять малогабаритную экскавационную технику, а при широких заходках применяется крупногабаритное горное оборудование;
- д) нормальная заходка отличается от широкой не полным использованием рабочих параметров выемочных машин при постоянном положении оси перемещения их вдоль заходки.

58. По характеру движения транспортных средств при выемке пород в пределах заходок последние подразделяются на *тупиковые* и *сквозные*. Обычно тупиковые заходки характерны при проходке траншей.

Так, вопрос, какой способ погрузки при проходке траншей позволяет работать экскаватору в сквозной траншейной заходке?

- а) верхняя погрузка;
- б) нижняя погрузка;
- в) смешанная погрузка;
- г) способ погрузки в данном условии никакого отношения не имеет;
- д) комбинированная погрузка.

59. Карьерные выемочные машины по принципу действия разделяются на оборудование *циклического* и *непрерывного* действия, а по функциональному признаку - на выемочно – погрузочного и выемочно – транспортирующие машины. Так, какие из ниже приведенных машин можно отнести к выемочно – транспортирующим машинам?

- а) скреперы и бульдозеры;
- б) одноковшовые погрузчики, прямые мехлопаты;
- в) экскаваторы типа ЭКГ;
- г) СБШ-250, СБШ-200;
- д) роторные экскаваторы и экскаваторы типа ЭКГ.

60. Какой из ниже приведенных недостатков характерно для механического лопат?

- а) прерывность (Цикличность) рабочего процесса;
- б) использование рабочего органа для перемещения породы по забою до пункте разгрузки;
- в) сезонность выемки;
- г) резкое увеличение производительность с увеличением длины транспортирования;
- д) затрудненность борьбы с налипанием на рабочий орган;

61. Выберите строку, где указаны только названия основных производственных процессов.

- а) Подготовка, выемочно-погрузочные работы, перемещение горной массы, складирование полезного ископаемого и пустых пород;
- б) Подготовка, электроснабжение, вентиляция, водоотлив, ремонт оборудования;
- в) Перемещение, подготовка, выемочно-погрузочные работы, опробование полезных ископаемых;
- г) Электроснабжение, вентиляция, водоотлив, опробование полезных ископаемых, ремонты оборудования и другие;
- д) Подготовка, выемочно-погрузочные работы, перемещение горной массы, складирование полезного ископаемого и пустых пород, электроснабжение, водоотлив.

62. Насыпи пустых пород и некондиционных полезных ископаемых, извлекаемых и удаляемых при открытой разработке месторождения, называют...

- а) отвалами;
- б) хвостами;
- в) складами;
- г) отходами;
- д) промежуточными складами.

63. Отдельно разрабатываемая часть слоя горных пород, имеющая форму ступени, это ...

- а) уступ;
- б) берма безопасности;
- в) рабочая площадка;
- г) Рабочий борт карьера;
- д) рабочая зона карьера.

64. Главными параметрами карьера являются:

- а) конечная глубина, размеры дна карьера, углы откосов бортов карьера, объем горной массы в контуре карьера;
- б) конечная глубина, запасы полезного ископаемого, скорость подвигания фронта горных работ, скорость углубления, уступ, верхняя бровка;
- в) уступ, рабочая площадка, верхняя бровка, рабочая зона, рабочий борт;
- г) объем горной массы в контурах карьера, уступ, нерабочий борт, скорость углубки, углы откосов бортов карьера, запасы полезных ископаемых в контурах карьера;
- д) траншея, скорость углубки, котлован, уступ, верхняя площадка.

65. От чего зависит рыхлимость породы?

- а) от прочности пород и трещиноватости массива;
- б) от кусковатости пород;
- в) от объемного веса пород;
- г) от кусковатости и прочности пород;
- д) от взрываемости пород.

66. В чем заключается метод шпуровых зарядов?

- а) в размещении зарядов ВВ в шпурах – цилиндрических каналах диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м;
- б) в размещении зарядов ВВ в шпурах диаметром 105-400 мм (чаще до 270 мм) и глубиной до 30, иногда до 50 м;
- в) в размещении зарядов в шпурах диаметром до 75 мм и глубиной до 1,5 м;
- г) в размещении зарядов ВВ в шпурах с последующим взрыванием массива;
- д) в размещении зарядов ВВ в шпурах диаметром 105-400 мм и глубиной до 5 м.

67. Какие параметры характеризуют режим шарошечного бурения?

- а) определенное сочетание осевого давления на долото, частота его вращения и расход воздуха для очистки забоя скважины от буровой мелочи и охлаждения долота;
- б) осевое давление, вес станка, длина штанги, скорость вращения долота;
- в) диаметр долота, определенное сочетание осевого давления и расхода воздуха, длина штанги, диаметр скважин;
- г) количество штанг в кассете, длина и скорость вращения штанги, глубина скважины, физико-механические свойства пород массива;
- д) высота уступа, глубина и диаметр скважин, скорость вращения, диаметр долота.

68. Термическое бурение применяется:

- а) в исключительно труднобуримых кварцсодержащих породах;
- б) в плотных и полускальных породах;
- в) в неабразивных скальных породах средней крепости;
- г) на небольших рудных карьерах при бурении скважин меньшего диаметра;
- д) в устойчивых породах.

69. Термическое бурение применяется:

- а) в исключительно труднобуримых кварцсодержащих породах;
- б) в плотных и полускальных породах;
- в) в неабразивных скальных породах средней крепости;
- г) на небольших рудных карьерах при бурении скважин меньшего диаметра;
- д) в устойчивых породах.

70. Как разделяются карьерные выемочные машины по функциональному признаку?

- а) выемочно-погрузочные и выемочно-транспортирующие;
- б) выемочно-погрузочные и отвалообразующие;
- в) складировующие и отвалообразующие;
- г) выемочно-погрузочные и складировующие;
- д) экскавирующие и складировующие.

70. Радиус черпания, это...

- а) горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша при черпании;
- б) вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша при черпании;
- в) горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до оси ковша при разгрузке;
- г) вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша;

д) вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до верхнего края наиболее выступающей вверх его части.

71. Основные карьерные грузы - это...

- а) вскрышные породы и полезное ископаемое;
- б) взрывчатые вещества, смазочные материалы;
- в) вскрышные породы и взрывчатые вещества;
- г) смазочные материалы, путевые материалы;
- д) детали и узлы горных машин, смазочные материалы.

72. Что определяет пропускную способность дороги?

- а) максимальное число машин, которые могут пройти за единицу времени через определенный пункт дороги, зависящий от числа полос движения, качества и состояния проезжей части дороги;
- б) минимальное число машин, которые могут пройти за единицу времени;
- в) число машин, зависящее от числа полос движения, качества и состояния проезжей части дороги;
- г) число машин, зависящее от скорости автомобиля и качества дороги;
- д) максимальное число машин, зависящее от числа полос движения.

73. Как называют карьер в угольной промышленности и на россыпных месторождениях?

- а) разрез;
- б) карьер;
- в) ствол;
- г) штольня;
- д) кювет.

74. Ступенчатые боковые поверхности, образованные откосами и площадками уступов и ограничивающие выработанное пространство, называются ...

- а) бортами карьера;
- б) уступами;
- в) фронтами горных работ;
- г) рабочими зонами карьера;
- д) траншеями.

75. Железнодорожный транспорт применяется:

- а) на карьерах большой производственной мощности с длительными сроками службы и большой протяженности залежи, а также когда разработка ведется селективным способом;
- б) на карьерах средней и малой производственной мощности;
- в) на карьерах небольшой протяженности залежи;
- г) на карьерах где невозможно использовать автомобильный транспорт;
- д) при селективной выемке полезного ископаемого.

76. Выберите правильное определение понятия «рабочая зона карьера».

- а) совокупность уступов, находящихся в одновременной разработке;
- б) борт карьера, который находится в консервированном виде;
- в) суммарная протяженность фронта горных работ;
- г) совокупность нижележащих уступов;
- д) глубинная часть карьера.

77. К параметрам рабочего органа рыхлителя относятся:

- а) угол резания, угол заострения, задний угол, толщина и длина зуба, расстояние между зубьями;
- б) длина зуба, глубина рыхления, масса тягача, расстояние между зубьями;
- в) угол заострения, глубина рыхления, количество зубьев;
- г) количество зубьев, масса тягача, угол заострения;
- д) расстояние между зубьями и масса тягача.

78. Станки, получившие наибольшее распространение на открытых горных работах:

- а) станки шарошечного бурения;
- б) пневматические бурильные молотки;
- в) станки вибрационного бурения;
- г) станки шнекового бурения;
- д) станки алмазного и дробового бурения.

79. СБШ - это...

- а) станок вращательного бурения шарошечными долотами с очисткой скважины воздухом. Пяти типоразмеров с условными диаметрами буримой скважины от 100 до 400 мм при крепости пород $f=6\div 18$;
- б) станок ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками с очисткой скважины воздухом. Трех типоразмеров с условными диаметрами скважины – 100, 125, 160 мм при $f=10\div 20$;
- в) станок вращательного бурения резцовыми коронками с очисткой скважины шнеком. Двух типоразмеров с условными диаметрами буримой скважины – 160 и 200 мм при $f=1\div 6$;
- г) станок вращательного бурения резцовыми коронками с очисткой скважины воздухом. Пяти типоразмеров с условными диаметрами скважины – 100, 125, 160 мм при $f=10\div 20$;
- д) станок ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками с очисткой скважины шнеком. Двух типоразмеров с условными диаметрами скважины 160 и 200 мм при $f=1\div 6$.

80. Конвейерный транспорт применяется преимущественно:

- а) для перемещения мягких вскрышных пород и полезного ископаемого; полускальных и скальных пород после дробления до необходимой кондиции; в комплексе экскаваторов и комбайнов непрерывного действия;
- б) для перемещения полускальных и скальных вскрышных пород;
- в) при разработке месторождений в суровых климатических условиях;

- г) на песчано-гравийных карьерах;
- д) при селективной выемке полезного ископаемого, в качестве забойного транспорта.

81. Железнодорожный путь состоит из:

- а) земельного полотна, верхнего строения, который состоит из балласта, шпалы, рельсов со скреплениями и противоугонов и водоводных канав;
- б) стрелочного перевода, рельса и земельного полотна;
- в) шпалы, рельсов, костылей, подкладки и накладки;
- г) шпалы, балласта, верхняка, накладки и крестовины;
- д) шпалы, рельса, костыли, болта, накладки, канавки и гвоздей.

82. Забойные и отвальные пути относятся:

- а) к временным путям, периодически перемещаемых по мере подвигания фронта работ;
- б) к постоянным соединительным путям;
- в) к пути капитальных траншей и съездов;
- г) к путям, предназначенным для отправления поездов и маневровой работы;
- д) к путям технического осмотра, мелкого ремонта и расформирования поездов.

83. Горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша называется...

- а) радиусом черпания;
- б) высотой черпания;
- в) глубиной черпания;
- г) радиусом разгрузки;
- д) максимальным радиусом разгрузки.

84. К каким типам машин относится скрепер?

- а) землеройно-транспортным;
- б) выемочно-погрузочным;
- в) выемочным;
- г) транспортирующим;
- д) разгрузочным.

85. По назначению и месту расположения в карьере конвейерный транспорт различают на:

- а) все ответы верны;
- б) забойный;
- в) подъемный;
- г) магистральный;
- д) отвальный.

86. Какой технологический процесс является заключительным при разработке горных пород на карьерах?

- а) отвалообразование;
- б) перемещение;
- в) выемочно-погрузочные работы;
- г) подготовка горных пород к выемке.
- д) строительных работ.

87. Какой из нижеуказанных методов применяется для определения трещиноватости массива?

- а) всё перечисленное;
- б) планиметрический;
- в) фотопланиметрический;
- г) акустический;
- д) метод кернов.

88. Кто из профессоров положил в основу классификации систем разработки направление перемещения вскрышных пород?

- а) Е.Ф.Шешко;
- б) Н.В.Мельников;
- в) В.В.Ржевский;
- г) Ю.И.Анистратов;
- д) Л.И.Барон.

89. Капитальные траншеи по расположению бывают:

- а) внешние и внутренние;
- б) крутые;
- в) разъездные;
- г) временные;
- д) наклонные.

90. Количество груза, перевозимого в единицу времени – это...

- а) грузооборот;
- б) грузопоток;
- в) провозная способность;
- г) приёмная способность;
- д) транспортировка.

91. Какой вид транспорта относится к транспорту циклического действия?

- а) А и В;
- б) железнодорожный;
- в) автомобильный;
- г) конвейерный;
- д) все виды транспорта.

92. Увеличение высоты уступа....

- A) сокращает число рабочих уступов;
- B) увеличивает число рабочих уступов;
- C) сокращает количество горно-транспортного оборудования;
- D) уменьшает длину транспортных коммуникаций;
- E) уменьшает затраты на путевые работы.

93. При каких видах карьера применяется вскрытие с использованием подземных выработок?

- A) высотного, глубинного и нагорного;
- B) разрезах, россыпях;
- C) разносах, приисках;
- D) все ответы верны;
- E) все ответы неверны.

94. Простая перевалка при сплошных системах разработки – это...

- A) вся порода, экскавируемая только один раз из массива и непосредственно укладываемая в отвальную насыпь;
- B) порода из вскрышной заходки, отсыпаемая в отвал с переэкскавацией;
- C) перемещение породы во внутренние отвалы конвейерным транспортным;
- D) перемещение породы во внутренние отвалы автомобильным транспортом;
- E) перемещение породы во внутренние отвалы транспортно-отвальными мостами.

95. Для чего осуществляют перебур?

- A) для обеспечения проработки подошвы;
- B) для размещения заряда большой массы;
- C) для качественного дробления массива;
- D) для ликвидации выхода негабарита;
- E) для увеличения длины забойки.

96. Подготовка горных пород к выемке заключается в...

- A) разрушении горных пород уступа большой крепости взрывами, а пород средней крепости – механическим способом;
- B) внедрении исполнительного органа машины в массив, наполнении его для дальнейшей подачи горной массы в транспортные средства;
- C) приеме и укладке в отвал пустых пород;
- D) отделении руды от пустой породы;
- E) переработке для получения готового продукта.

97. Что создает доступ транспорту с поверхности к разрабатываемому рудному телу?

- A) траншея;
- B) уступ;
- C) подуступ;

- D) берма;
- E) выработанное пространство.

98. Отдельный слой, который разрабатывается самостоятельными средствами рыхления, выемки и перемещения, называется...

- A) уступом;
- B) подуступом;
- C) площадкой уступа;
- D) заходкой;
- E) забоем.

99. Что оказывает значительное влияние на размещение поверхностных технических сооружений, внешних отвалов породы, расположение транспортных подступов к карьеру, на форму трассы и возможные варианты ввода ее на карьер?

- A) рельеф местности;
- B) режим горных работ;
- C) способ вскрытия;
- D) система разработки;
- E) технология разработки.

100. К каким типам машин относится скрепер?

- A) землеройно-транспортным;
- B) выемочно-погрузочным;
- C) выемочным;
- D) транспортирующим;
- E) разгрузочным.

101. Горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша называется...

- A) радиусом черпания;
- B) высотой черпания;
- C) глубиной черпания;
- D) радиусом разгрузки;
- E) максимальным радиусом разгрузки.

102. Укажите строку, где указаны только многоковшовые экскаваторы.

- A) роторные и цепные экскаваторы;
- B) механическая лопата и драглайн;
- C) роторный экскаватор и драглайн;
- D) обратная и прямая механическая лопата;
- E) цепной экскаватор и прямая лопата.

103. Укажите строку, где неверно дан метод взрывного разрушения.

- A) технологический метод;
- B) метод камерных зарядов;
- C) метод котловых зарядов;
- D) метод скважинных зарядов;
- E) метод шпуровых зарядов.

104. Цилиндрическая полость в горной породе, имеющая глубину до 5 м и диаметр до 75 мм. – это...

- A) шпур;
- B) скважина;
- C) заряд;
- D) котлован;
- E) камера.

105. Понятие, характеризующее степень перемешивания к кондиционному полезному ископаемому при ведении горных работ, пустой породы или некондиционных сортов полезного ископаемого- это

- A) разубоживание;
- B) потери;
- C) кондиции;
- D) концентрация;
- E) снижение прочности породы.

106. Какой уклон (в промилях) вскрывающих выработок и трассы дорог должен соблюдаться при автомобильном транспорте?

- A) 80 ‰;
- B) 60 ‰;
- C) 40 ‰;
- D) 30 ‰;
- E) 10 ‰.

107. Чему равен шаг переукладки путей (ширина заходки) на экскаваторных отвалах?

- A) $A_0 = \sqrt{R_q^2 - \frac{l_\delta^2}{4}} + R_p$;
- B) $A_0 = \sqrt{R_q^2 - \frac{l_\delta^2}{4}}$;
- C) $A_0 = R_q^2 - \frac{l_\delta^2}{4} - R_p$;
- D) $A_0 = \sqrt{R_q^2} - \frac{l_\delta^2}{4} + R_p$;
- E) $A_0 = \sqrt{R_q^2 - \frac{l_\delta^2}{4}} + R_p \cdot l$.

108. Из нижеприведенных формул выберите паспортную производительность выемочных машин.

$$\text{A) } Q_{\Pi} = E \cdot n_n = \frac{3600}{T_u \cdot n} \cdot E, \text{ M}^3/\text{ч};$$

$$\text{B) } Q_{\Pi} = E \cdot n_n \cdot K_{\Pi} \cdot K_3, \text{ M}^3/\text{ч};$$

$$\text{C) } Q_{\Pi} = Q_{\Gamma} \cdot K_{\Pi} \cdot K_3, \text{ M}^3/\text{ч};$$

$$\text{D) } Q_{\Pi} = \frac{3600}{T_{Y,\Pi}} \cdot E \cdot K_{\Pi} \cdot K_3, \text{ M}^3/\text{ч};$$

$$\text{E) } Q_{\Pi} = \frac{3600}{T_{\Pi}} \cdot K_{\mathcal{O}} \cdot K_{T.B}, \text{ M}^3/\text{ч}.$$

**Контрольные вопросы по предмету
«Процессы и технология открытых
горных работ»**

1. Сущность и элементы открытых горных разработок.
2. Объемы капитальных траншей и полутраншей.
3. Принципы комплексной механизации.
4. Типы разрабатываемых месторождений и залежей.
5. Высота и устойчивость уступов.
6. Углубочная система разработки. Условия применения углубочных систем разработки.
7. Виды и размеры карьерных полей.
8. Скреперные технологические комплексы.
9. Вскрытие внешними капитальными траншеями.
10. Виды и периоды горных работ.
11. Технологическая классификация комплексов оборудования.
12. Спиральные трассы.
13. Понятие о режиме и этапах горных работ. Подготовка карьерного поля к разработке.
14. Технологические комплексы при перемещении горной массы автотранспортом при сплошных системах разработки.
15. Технологические комплексы при конвейерном транспорте.
16. Порядок формирования грузопотоков. Виды грузопотоков.
17. Сплошная система разработки. Условия применения сплошных систем разработки.
18. Технологические комплексы с конвейерным перемещением горной массы при сплошных системах разработки.
19. Вскрытие рабочих горизонтов карьера.
20. Технологические комплексы с транспортно-отвальными мостами.
21. Технологические комплексы при комбинации средств транспорта.
22. Трассы вскрывающих выработок.
23. Бульдозерные технологические комплексы.
24. Технологические комплексы при железнодорожном транспорте при углубочных системах разработки.
25. Разделение карьерного поля на выемочные слои.
26. Комбинированные технологические комплексы при сплошных системах разработки.
27. Особенности технологии и комплексной механизации при комбинации автомобильного и конвейерного транспорта.
28. Конструкции и устойчивость бортов карьеров.
29. Способы вскрытия и проведение траншей при экскаваторно-отвальном технологическом комплексе.
30. Простые, тупиковые и петлевые трассы.
31. Основные понятия о фронте горных работ.
32. Порядок выемки экскаваторно-отвальными технологическими комплексами.
33. Варианты развития горных работ, конструкции и параметры берм при углубочных системах разработки.

34. Направление перемещения фронта работ. Протяженность и скорость подвигания фронта работ.
35. Гидромеханизированные комплексы горных работ.
36. Особенности технологии и комплексной механизации при комбинации железнодорожного и автомобильного транспорта.
37. Рабочая зона карьера. Подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы.
38. Вскрытие рабочих горизонтов при сплошных системах разработки.
39. Технологические комплексы добычи строительных горных пород.
40. Классификация систем открытых горных работ.
41. Технологические комплексы с консольными отвалообразователями.
42. Технологические комплексы при автомобильном транспорте.
43. Общие сведения о комплексной механизации открытых горных работ.
44. Продольные, поперечные, веерные и кольцевые системы разработки.
45. Технологические комплексы с перемещением породы железнодорожным транспортом во внутренние отвалы при сплошных системах разработки.
46. Вскрытие рабочих горизонтов при углубочных системах разработки.
47. Технологические комплексы при железнодорожном транспорте.
48. Виды комбинированного транспорта.
49. Порядок развития открытых горных работ.
50. Виды открытых горных разработок.
51. Основные производственные процессы открытых горных работ.
52. Механическое рыхление горных пород.
53. Технология разработки месторождений.
54. Параметры взрывных скважин.
55. Технология бурения скважин станками шарошечного бурения.
56. Понятие о карьере.
57. Расположение и порядок взрывания скважинных зарядов.
58. Способы бурения взрывных скважин.
59. Элементы и параметры карьера.
60. Производительность буровых станков.
61. Общие сведения о производительности экскаваторов.
62. Потери и разубоживание при добыче полезных ископаемых.
63. Сущность понятия открытых горных работ.
64. Подготовка горных пород к выемке.
65. Вскрышные, добычные и горно-подготовительные работы.
66. Технология разработки месторождения.
67. Понятие о комплексной механизации.
68. Технологические параметры механических лопат.
69. Карьерный автомобильный транспорт.
70. Выемка пород одноковшовыми экскаваторами.

Рекомендуемые темы для самостоятельных занятий

Рекомендуемый перечень тем для самостоятельной подготовки:

1. Добываемые полезные ископаемые и их качество.
2. Технологическая характеристика горных пород.
3. Характеристика скальных и полускальных пород.
4. Механические способы подготовки к выемке естественного камня.
5. Технологическая характеристика и режим ударного бурения.
6. Технологическая характеристика и режим шнекового бурения.
7. Технологическая характеристика и режим термического бурения.
8. Совершенствование буровых работ.
9. Экскавируемость горных пород в массиве.
10. Технологические параметры драглайнов.
11. Забои драглайнов.
12. Выемка с перевалкой пород в выработанное пространство.
13. Производительность драглайнов.
14. Технологическая характеристика цепных экскаваторов.
15. Забои цепных экскаваторов.
16. Производительность цепных экскаваторов.
17. Технологическая характеристика роторных экскаваторов.
18. Забои роторных экскаваторов.
19. Раздельная выемка роторными экскаваторами.
20. Проблемы рационального и комплексного использования минерального сырья.
21. Главные тенденции в технологии открытых горных работ.
22. Принципы комплексной механизации карьеров.
23. Учет неопределенности исходных данных при подсчете объема вскрышных работ.
24. Рациональное направление развития горных работ.
25. Отработка месторождений очередями.
26. Опыт применения бестранспортной системы разработки.
27. Типовые бестранспортные схемы горных работ.
28. Карьерные экскаваторы.
29. Техническая характеристика современных машин непрерывного действия.
30. Методы определения производительности роторных экскаваторов и комплексов.
31. Опыт применения циклично-поточной технологии при разработке крепких горных пород.
32. Развитие циклично-поточной технологии на открытых разработках.
33. Мобильное оборудование на открытых горных работах (одноковшовые погрузчики, скреперные комплексы, бульдозеры, рыхлители).
34. Виды и направления развития карьерного транспорта.

35. Оборудование и способы бурения взрывных скважин на карьерах.
36. Современные представления о механизме разрушения горных пород взрывом.
37. Факторы, определяющие результат взрыва.
38. Современное состояние производства промышленных взрывчатых веществ.
39. Механизация взрывных работ.
40. Условия применения гидромеханизации на карьерах.
41. Технологические схемы гидромеханизации на карьерах.
42. Основное оборудование гидромеханизации.
43. Машины и механизмы для путевых работ и обслуживания контактной сети.
44. Технологические схемы и организация работ по переукладке железнодорожных путей на карьере.
45. Выбор оборудования для комплексной механизации технологических путевых работ на карьерах.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Основные

1. Кучерский Н.И., Лукьянов А.Н., Толстов Е.А. Совершенствование процессов открытой разработки месторождений эндогенного происхождения. Ташкент: Фан, 1998.
2. Ялтанец И.М., Щадов М.И. Практикум по открытым горным работам: Учеб. Пособие. М.: МГГУ, 2003
1. Пуглов Л.А. Вопросы теории открытых горных работ М: 1992 г.
2. Винницкий К.Е. Параметры системы открытой разработки месторождения М: 1974 г.
3. Кучерский Н.И. Совершенствование технологии при освоении коренных месторождений золота М: 2007 г.
4. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ М. 1980 г.
5. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч 1, 2 – М., Недра. 1985.
6. Трубецкой К.Н. Справочник открытых горных работ М: 1994 г.

Дополнительные

1. Быковцев А.С. Моделирование геодинамических и сейсмических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых. М: 2000 г.
2. Чирков А.С. Добыча и переработка строительных горных пород: Учебник. М.: МГГУ, 2005
3. Щадов В.М. Открытая разработка сложноструктурных угольных месторождений Сибири и Дальнего Востока. М.: МГГУ, 2004
4. Комплексное освоение месторождений твердых полезных ископаемых. Труды ученых МГГУ и ИПКОН. В 4-х томах. М.: МГГУ, 2000-2001.
5. Научные проблемы горного производства. Сборник статей к 80-летию акад. В.В. Ржевского. М.: МГГУ, 2000. –350 с.
6. Периодические издания («Горный вестник Узбекистана», «ТДТУ хабарлари», «Техника юлдузлари», «Горный журнал», «Горный информационно-аналитический бюллетень», «Подземное и шахтное строительство», «Уголь», «Минеральные ресурсы России», «Mining Journal», «Mining in Canada», «Mining and Metallurgy», «Mining Technology»).
7. Интернет сайты:
http://www.elibrary.ru/menu_info.asp – научная электронная библиотека.
<http://mggu.da.ru> – Московский государственный горный институт.
<http://www.mining-journal.com/mj/MJ/mj.htm> - Mining Journal
<http://info.uibk.ac.at/c/c8/c813> - Institute of Geotechnical and Tunnel Engineering
<http://www.rsl.ru> – Российская государственная библиотека
<http://www.minenet.com> – Mining companies.

Содержание:

1. ТИПОВАЯ ПРОГРАММА	
2. РАБОЧАЯ ПРОГРАММА.....	
3. КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН.....	
4. КРИТЕРИЙ ОЦЕНИВАНИЯ ЗНАНИЙ СТУДЕНТОВ.....	
5. СБОРНИК ЛЕКЦИЙ	
ЛЕКЦИЯ №1	
Введение. Основные понятия открытых горных работ.....	22
ЛЕКЦИЯ №2	
Элементы открытых горных разработок	28
ЛЕКЦИЯ №3	
Подготовка горных пород к выемке	38
ЛЕКЦИЯ №4	
Технологические и технические основы выемочно-погрузочных работ ..	45
ЛЕКЦИЯ №5	
Выемка пород одноковшовыми экскаваторами	57
ЛЕКЦИЯ №6	
Карьерный железнодорожный транспорт	64
ЛЕКЦИЯ №7	
Карьерный автомобильный транспорт.....	72
ЛЕКЦИЯ №8	
Комбинированный транспорт на карьерах	80
ЛЕКЦИЯ №9	
Отвалообразование на карьерах.....	91
ЛЕКЦИЯ №10	
Вскрытие рабочих горизонтов карьера.....	106
ЛЕКЦИЯ №11	
Трассы вскрывающих выработок	119
ЛЕКЦИЯ №12	
Основные понятия о фронте горных работ	131
ЛЕКЦИЯ №13	
Рабочая зона карьера. Подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы	150
ЛЕКЦИЯ №14	
Классификация систем открытых горных работ	169
ЛЕКЦИЯ №15	
Продольные, поперечные, веерные и кольцевые системы разработки...	183
ЛЕКЦИЯ №16	
Вскрытие рабочих горизонтов при сплошных системах разработки.....	190

ЛЕКЦИЯ №17

Транспортные технологические комплексы. Технологические комплексы с конвейерным перемещением горной массы при сплошных системах разработки204

ЛЕКЦИЯ №18

Технологические комплексы при перемещении горной массы автотранспортом при сплошных системах разработки.....226

ЛЕКЦИЯ №19

Углубочная система разработки. Условия применения углубочных систем разработки119

ЛЕКЦИЯ №20

Простые, тупиковые и петлевые трассы131

6. СБОРНИК ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ

Практическое занятие №1

Определение главных параметров карьера238

Практическое занятие №2

Расчет параметров основных производственных процессов и технологии открытой разработки месторождения камня242

Практическое занятие №3

Подготовка пород взрывным способом246

Практическое занятие №4

Расчет режимов и производительности станков шарошечного бурения.249

Практическое занятие №5

Расчеты параметров работ выемочно-погрузочных машин253

Практическое занятие №6

Расчеты параметров работ выемочно-транспортных машин.....259

Практическое занятие №7

Расчет автомобильного транспорта265

Практическое занятие №8

Расчет технологической величины руководящего подъема железнодорожного транспорта271

Практическое занятие №9

Расчет отвальных работ278

Практическое занятие №10

Определение угла откоса бортов карьера.....286

Практическое занятие №11

Определение параметров бестранспортной системы разработки288

Практическое занятие №12

Определение параметров транспортной системы разработки	292
Практическое занятие №13	
Определение параметров комбинированной системы разработки	297
Практическое занятие №14	
Расчет потерь и разубоживания	299
7. КУРСОВОЙ ПРОЕКТ.....	349
8. ТЕСТЫ.....	365
9. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ.....	390
10. ТЕМЫ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНЫХ РАБОТ.....	393
11. СПИСОК ЛИТЕРАТУР.....	395