

**РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН
МИНИСТЕРСТВА ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО
СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ**

**НАВОЙСКИЙ
ГОРНО- МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

Кафедра «Горное дело»

СБОРНИК ЛЕКЦИЙ

по предмету

**«Производственные процессы
открытых горных работ»**



Навои – 2009г.

УДК. 622.271.3

В соответствии с учебной программой учебной дисциплины «Производственные процессы открытых горных работ» в сборнике изложено 9 лекций. Материал охватывает весь комплекс вопросов возникающих при разработке полезных ископаемых открытым способом, иллюстрирован многочисленными производственно-ситуационными чертежами. В конце каждого раздела приведены контрольные вопросы для самопроверки, опорные слова и рекомендуемая литература, что облегчает изучение материала.

Сборник лекций по дисциплине «Производственные процессы открытых горных работ» предназначено для студентов, обучающихся по направлению 5540200 – «Горное дело» и 5140900 – «Профессиональная педагогическая подготовка (5540200 – «Горное дело»)).

Методическое пособие обсуждено и одобрено на заседании кафедры «Горное дело». Протокол № 4 от «25» 02 2009г.

Методическое пособие обсуждено и одобрено на заседании Учебно–методическом совете Горного факультета. Протокол № от « » 2009 г.

Методическое пособие одобрено и рекомендовано Учебно–методическом советом НГГИ для использования в учебном процессе. Протокол № 2 от «6» марта 2009 г.

Составили: доц. Носиров У.Ф.
ст. преп. Норматова М.Ж.
ст. преп. Зарипов О.Г.

Рецензенты: доцент кафедры «Горное дело»,
к.т. н. доцент Назаров З.С.
Инженер центрального проектного бюро
Управления НГМК, Куролов А.А.

СОДЕРЖАНИЕ

ЛЕКЦИЯ №1	
Введение. Основные понятия открытых горных работ	4
ЛЕКЦИЯ №2	
Подготовка горных пород к выемке	15
ЛЕКЦИЯ №3	
Буровые работы на карьерах. Взрывные работы при открытой разработке месторождений полезных ископаемых	23
ЛЕКЦИЯ №4	
Технологические и технические основы выемочно-погрузочных работ	36
ЛЕКЦИЯ №5	
Выемка пород одноковшовыми экскаваторами	43
ЛЕКЦИЯ №6	
Карьерный железнодорожный транспорт	59
ЛЕКЦИЯ №7	
Карьерный автомобильный транспорт	74
ЛЕКЦИЯ №8	
Комбинированный транспорт на карьерах	89
ЛЕКЦИЯ №9	
Отвалообразование на карьерах	100

Лекция №1

Тема: Введение. Основные понятия открытых горных работ

План:

1. Сущность и элементы открытых горных разработок
2. Технология разработки месторождений
3. Понятие о карьере
4. Элементы и параметры карьера
5. Качество добываемых полезных ископаемых
6. Технологическая характеристика горных пород

Цель занятия – формирование в сознание студентов знаний об основных понятиях и принципах открытой разработки, а также напоминание пройденного материала, который предшествует к тематикам рассматриваемого курса.

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 (перевод 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 образуются 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 лежачего бока не вынимаются (рис. 1.1, б). При разработке крутопадающих залежей вынужденно удаляют породы со стороны висячего и лежачего 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 карьере – *внешними*.

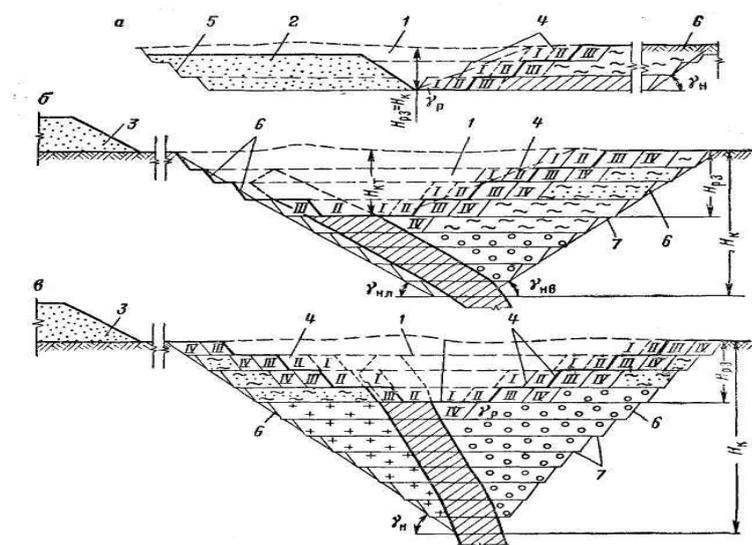


Рис. 1.1. Принципиальные схемы открытой разработки залежей:

а - горизонтальных; б - наклонных; в - крутопадающих; 1 - выработанное пространство; 2, 3 - внутренние и внешние отвалы; 4, 5 - рабочий и нерабочий борта; 6 - конечный контур карьера; 7 - бермы; I, II, ... - последовательность развития работ на уступах

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. 1.2, а). Иногда пологопадающую залежь разрабатывают наклонными слоями (рис. 1.2, б, в), а крутопадающую – крутыми слоями (рис. 1.2, 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. 1.2, д). Крутые слои могут разрабатываться горизонтальными уступами (см. рис. 1.2, 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.

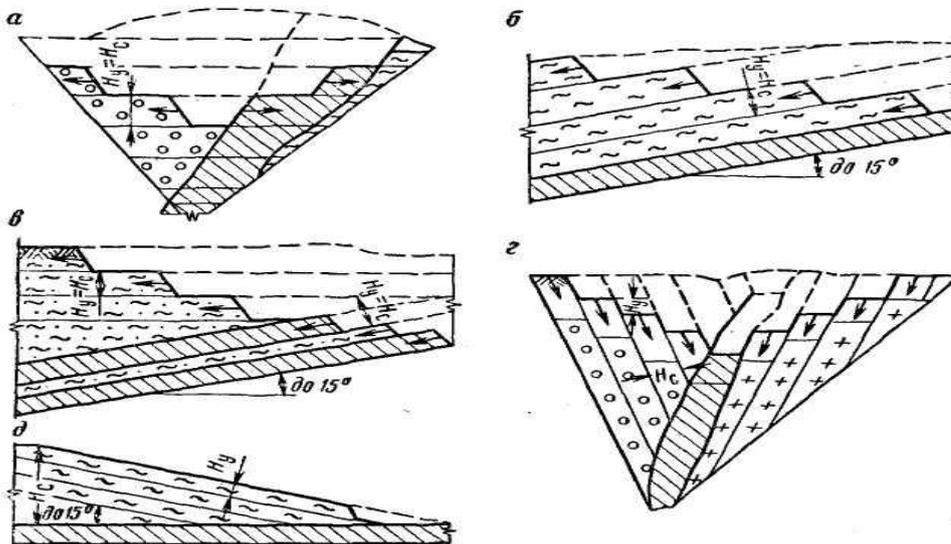


Рис. 1.2. Типы слоев и уступов

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*.

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*.

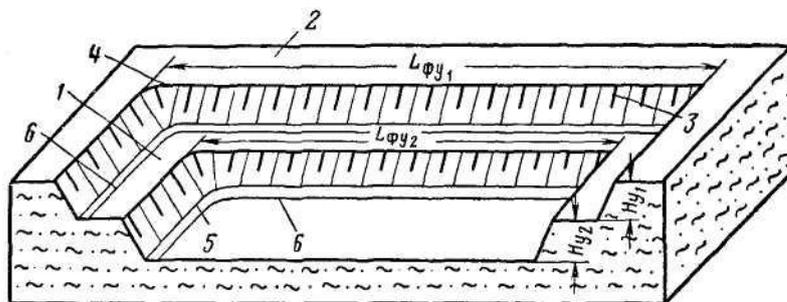


Рис. 1.3. Элементы уступа:

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

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

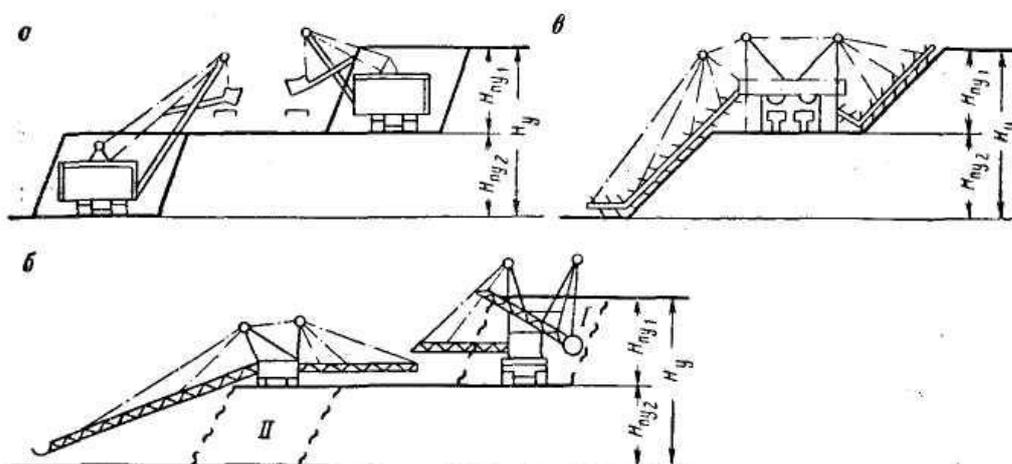


Рис. 1.4. Схемы разработки подступов:

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. 1.1).

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. 1.1).

Угол между линией, нормальной к простирацию 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. 1.1). *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. 1.5, а, б).

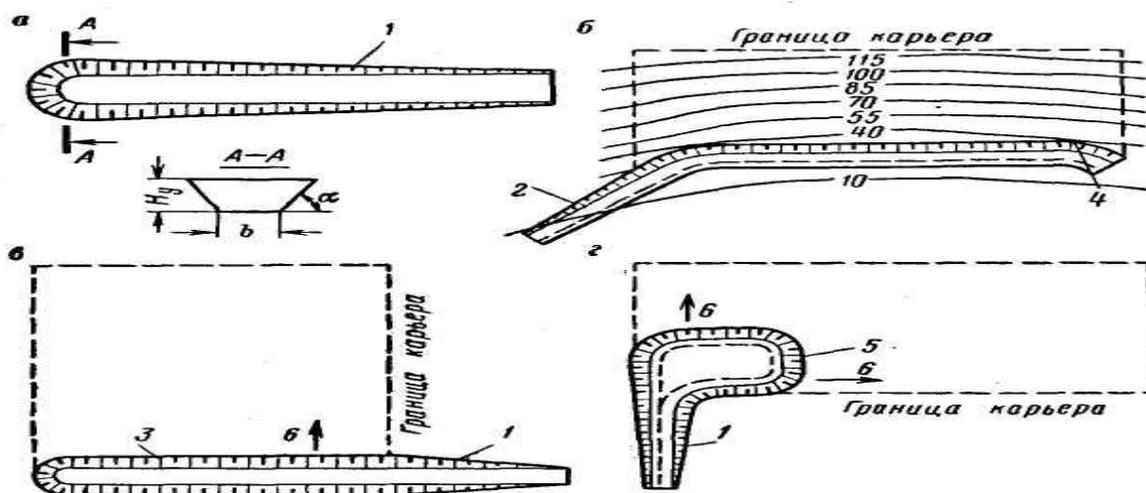


Рис. 1.5. Горноподготовительные выработки:

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

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 трапециoidalного (треугольного) сечения – *разрезную траншею* (*полутраншею*) или *разрезной котлован*, длина и ширина которого имеют один порядок измерения (рис. 1.5, в, г).

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.

6. *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), *нематаллические* (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:

вскрышные работы	геотехнологический способ
добычные работы	технология разработки
горноподготовительные работы	комплексная механизация
система разработки	карьер
комплекс оборудования	разрез
уступ	отвал
выработанное пространство	карьерное поле
земельный отвод	площадка
угол откоса уступа	бровка
фронт работ	борт карьера
контур карьера	рабочая зона
траншея	кондиция
потери	разубоживание

Контрольные вопросы

1. Достоинство и недостатки открытого способа разработки.
2. Существо понятий «горноподготовительные работы» и «система разработки».
3. Цель горноподготовительных работ.
4. Цель комплексной механизации производственных процессов.
5. Существо понятия «комплекс карьерного оборудования».
6. Основные элементы и параметры уступа.
7. Условия применения внутреннего отвалообразования.
8. Какие объекты входят в земельный отвод карьера?
9. От чего зависит протяженность фронта работ?
10. От чего зависит угол откоса борта?
11. Вскрывающие горные выработки.
12. Месторождение залегает горизонтально. Мощность покрывающих пород составляет 30 м, мощность полезного ископаемого 40 м. Какова конечная глубина карьера?

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.

Лекция №2

Тема: Подготовка горных пород к выемке

План:

1. Общие сведения
2. Механические способы подготовки к выемке естественного камня
3. Механическое рыхление горных пород

Цель занятия – формирование знаний о способах подготовки горных пород к выемке и раскрыть сущность механического способа подготовки горных пород.

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

При разработке мраморных месторождений шпуров 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. 2.1). Использование таких

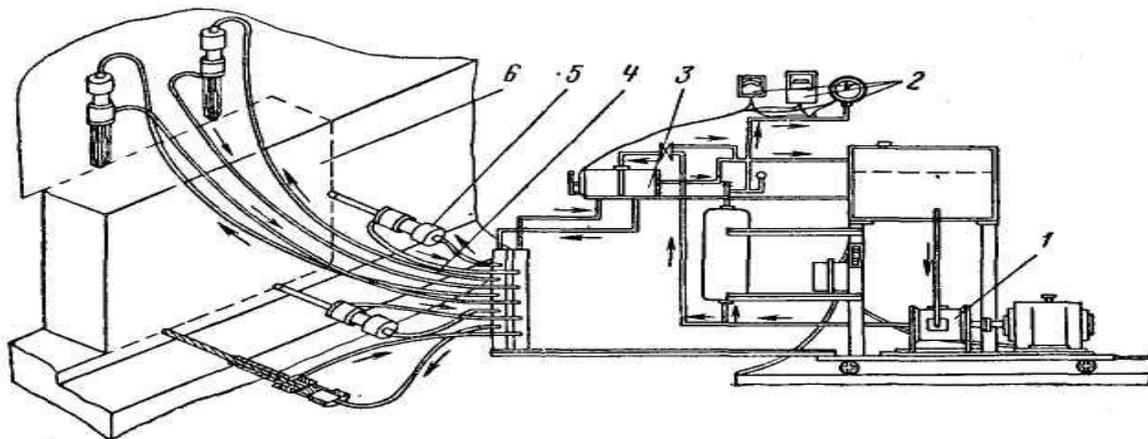


Рис. 2.1. Гидроклиновая установка:

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

клиньев позволяет увеличить расстояние между шпурами до 30-40 см, что значительно сокращает объем выполняемых буровых работ и повышает производительность труда рабочих.

Канатные пилы (рис. 2.2) 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.

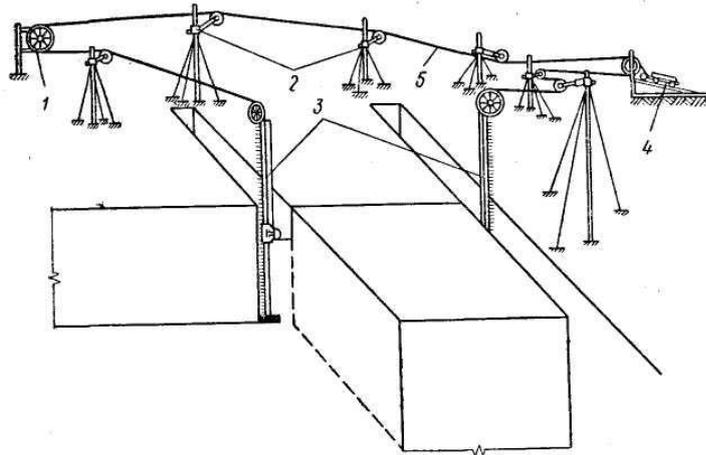


Рис. 2.2. Схема канатной пилы:

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 заглужения 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.

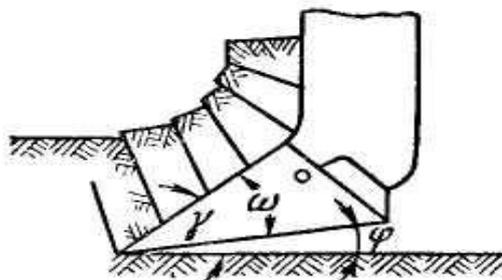


Рис. 2.3. Схема рабочего органа рыхлителя

Сила резания рыхлителя зависит от угла рыхления. Оптимальный угол рыхления при полускальных и мерзлых породах составляет 30-45°. 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 заглужении 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 сопротивлению породы рыхлению.

При движении рыхлителя порода разрушается в границах трапецевидной прорези. В монолитных породах в нижней части прорези образуется щель (рис 2.4, 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.

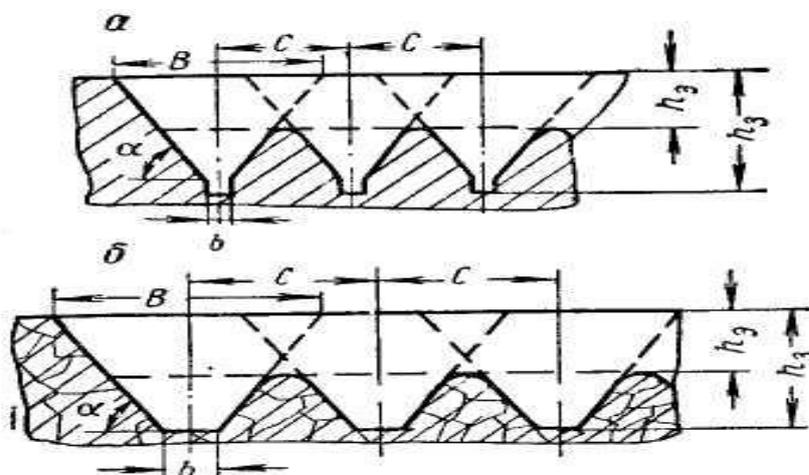


Рис. 2.4. Схемы механического рыхления пород:
а – вязких монолитных; б – хрупких трещиноватых

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

Ширина одиночной борозды по верху

$$B = 2K_1 h_3 \operatorname{ctg} \alpha + b, \text{ м} \quad (2.1)$$

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

$$h_3 = \frac{1}{K_2} [K_1 h_3 - \frac{1}{2}(C-b)tg\alpha] \quad (2.2)$$

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:

$$C_0 = K_1 h_3 ctg\alpha + 0,5b, \text{ м.} \quad (2.3)$$

При этом:

$$h_{3,0} = 0,5C_0 tg\alpha \frac{1}{K_2}, \text{ м.} \quad (2.4)$$

Производительность рыхлителя:

при параллельных проходах

$$Q = \frac{3600Ch_3K_u}{\frac{1}{g_p} + \frac{\tau}{L}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2.5)$$

при параллельно-перекрестных проходах

$$Q_p' = \frac{3600h_3K_u}{\frac{1}{g_p}(\frac{1}{C} + \frac{1}{C'}) + \tau(\frac{1}{CL} + \frac{1}{C'L'})}, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (2.6)$$

где K_{II} - коэффициент использования рыхлителя ($K_{II}=0,7-0,8$); 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 20⁰) 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 добывании 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.

Ключевые термины:

декоративность	критическое напряжение
буроклиновой способ	гидроклиновая установка
закладные клинья	канатные пилы
рыхление	кусковатость

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. Достоинства механического рыхления горных пород.
8. Основные технические и технологические показатели рыхлителя.
9. По какой формуле определяется производительность рыхлителя?
10. На какие группы разделяются породы с технологической точки зрения подготовки горных пород к выемке?

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.

Лекция № 3

Тема: Буровые работы на карьерах. Взрывные работы при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.

План:

- 1. Понятие о буровых работах.**
- 2. Фактический и проектный расход взрывчатого вещества**
- 3. Параметры взрывных скважин**
- 4. Расположение и порядок взрывания скважинных зарядов**
- 5. Расчет зарядов и параметров их расположения (при заданных модели станка и диаметре скважин)**

Цель занятия – формирование знаний в области взрывной подготовки горной массы к выемке и приобретение навыков расчета параметров скважинных зарядов.

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 управляемыми, 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

$$P_6 = 0,07(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7 \gamma \quad (3.1)$$

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 ($P_6=1-5$);

II класс – средней буримости $P_6=6-10$;

III класс – труднобуримые $P_6=11-15$;

IV класс – весьма труднобуримые $P_6=16-20$;

V класс – исключительно труднобуримые $P_6=21-25$.

При термическом бурении горные породы характеризуются показателем термобуримости, который количественно представлен критерием термобуримости $P_{т6}$ и температурой разрушения в °C T_p ;

$$P_{т6} = \frac{4,19\beta \cdot E}{(\sigma_p c K_{пл})} \quad (3.2)$$

$$T_p = \frac{1,5\sigma_{сж}}{\beta E} (1 - \nu) \quad (3.3)$$

β - коэффициент линейного теплового расширения породы, 1/°C;

E – модуль Юнга, МПа;

c – объемная теплоемкость породы Дж/(см³ °C);

σ_p – предельное сопротивление породы разрушению, МПа;

$K_{пл}$ – коэффициент пластичности породы;

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

ν - коэффициент Пуассона.

Величина $P_{т6}$ соответствует объему идеально упругой породы, разрушаемой при воздействии на нее тепла в 1 Дж. Величина $P_{т6}$ 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, $P_{т6} \geq 5 \cdot 10^{-7}$ м³/Дж;

II – термобуримые, $P_{т6} = 5 \cdot 10^{-7} - 5 \cdot 10^{-8}$ м³/Дж;

III – труднотермобуримые, $5 \cdot 10^{-8}$ м³/Дж $\leq P_{т6}$.

Обычно разрушающее напряжение в породе создаются при температурах 300-600°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 ($P_6=10-20$). 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 $P_8=1-6$. 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 $P_8=8-17$. Для шарошечного бурения используют станки 2СБШ-200Н, СБШ-250МН, СБШ-320.

Ударно-вращательное бурение используется при бурении вязких пород с $P_8=4-25$. 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 $P_8=8-15$) 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.

Взрываемость горных пород.

Степень дробления породы взрывом зависит, прежде всего, от ее сопротивления действию взрыва, что характеризуется *удельным расходом ВВ* q , г/м³, необходимым для достижения заданного эффекта дробления.

Для сопоставимости взрывов и исключения влияния дополнительных факторов на показатель трудности взрывания данной породы необходимы эталонные условия взрывания. В качестве эталонного принят взрыв на дробление 1 м³ монолитной породы при наличии шести свободных поверхностей (рис. 4.1, свободно подвешенный куб) с расположением заряда эталонного ВВ (аммонита № 6ЖВ) в центре куба и степенью дробления породы $n=2$. При соблюдении указанных условий эталонный удельный расход эталонного ВВ определяется из эмпирического выражения

$$q_э = 0,02(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 2\gamma, \text{ г/м}^3 \quad (3.4)$$

где γ - выражен в кгс/дм³.

Рассчитанный по данной формуле эталонный расход ВВ для большинства взрывааемых горных пород изменяется от 5 до 50 г/м³, достигая в особых случаях для внекатегорных пород 70-100 г/м³.

В соответствии с изложенным все горные породы по трудности дробления взрывом (по величине эталонного удельного расхода ВВ) могут быть разделены на пять классов и 25 категорий:

I класс—*легковзрывааемые породы*; $q_0 \leq 10$ г/м³; 1, 2, 3, 4, 5;

II класс—*породы средней трудности взрывания*; $q_0 = 10,1 \div 20$ г/м³; 6, 7, 8, 9, 10;

III класс—*трудновзрывааемые породы*; $q_0 = 20,1 \div 30$ г/м³; 11, 12, 13, 14, 15;

IV класс—*весьма трудновзрывааемые породы*; $q_0 = 30,1 \div 40$ г/м³; 16, 17, 18, 19, 20;

V класс—*исключительно трудновзрывааемые породы*; $q_0 = 40,1 \div 50$ г/м³; 21, 22, 23, 24, 25.

Фактический и проектный расход ВВ.

Фактический удельный расход ВВ q_ϕ можно установить только после взрыва делением израсходованного количества ВВ на действительно взорванный объем породы. Показатель q_ϕ учитывается на предприятиях, и на его основе корректируется с учетом опыта взрывов в аналогичных условиях возможный расход ВВ при очередных взрывах.

Вместе с тем любой взрыв должен быть выполнен по заранее составленному проекту. При этом пользуются проектным удельным расходом ВВ q_Π . Он может быть установлен по опытным данным в условиях карьера (на основе q_ϕ) или рассчитан на основе эталонного расхода ВВ с учетом технологических и организационных условий взрыва дробления:

$$q_\Pi = q_0 \cdot K_{BB} \cdot K_d \cdot K_m \cdot K_{c.з} \cdot K_v \cdot K_{c.n}, \text{ г/м}^3, \quad (3.5)$$

Коэффициент K_{BB} является переводным коэффициентом от аммонита № 6 ЖВ к практически используемому ВВ в карьере (см. табл. 4.1).

Коэффициент K_d учитывает действительно потребную в данных условиях степень дробления. Так как при определении q_0 принята степень дробления $n=2$, $K_d=0,5/d_{cp}$, где d_{cp} —требуемый средний размер куска взорванной породы, м.

Коэффициент K_T учитывает влияние трещиноватости породного массива, так как в трещиноватом массиве неизбежны потери энергии ВВ. В частных случаях поверхности раздела могут полностью отражать волны напряжений или резко ослаблять их. В общем случае эти потери можно принять равными 20%, а при определении дополнительного расхода ВВ ввести коэффициент, равный 1,2. Вместе с тем следует учитывать, что развитая трещиноватость массива сокращает расход ВВ на создание новых поверхностей. С трещиноватостью связаны также потери энергии (в среднем 20 %) на взаимное перемещение кусков без их дробления. Таким образом,

$$K_m \approx 1,2t_{cp} + 0,2 \quad (3.6)$$

Коэффициент $K_{c.з}$ учитывает фактически принимаемую степень сосредоточенности зарядов ВВ, т. е. форму заряда в массиве, отличную от принятой при определении q_0 сосредоточенного заряда с размещением его в центре куба. При методе скважинных зарядов $K_{c.з}$ зависит от диаметра скважин. При $d_c=200$ мм $K_{c.з} \approx 1$; при $d_c=100$ мм соответственно при легко-, средне- и трудновзрывааемых породах $K_{c.з} \approx 0,95 \div 1,0$; 0,85-0,9 и 0,7-0,8; при $d_c=300$ мм $K_{c.з} \approx 1,05 \div 1,1$; 1,2-1,25 и 1,35-1,4. При рассредоточении заряда в скважинах

большого диаметра рекомендуется величину $K_{с.з.}$ умножить на поправочный коэффициент $k_n=0,95$.

Коэффициент K_V учитывает высоту уступа. Для уступов высотой до 15-18 м поправочный коэффициент, учитывающий влияние объема взрываемой породы

$$K'_V = \sqrt[3]{\frac{15}{H_y}}, \quad (3.7)$$

При высоте уступа более 15-18 м расход ВВ одно - двухрядном взрывании возрастает, так как увеличивается доля энергии ВВ, требующейся на перемещение взорванной породы (с преодолением сил тяжести) для создания развала допустимой высоты. При этом

$$K''_V = \sqrt[3]{\frac{15}{H_y}}, \quad (3.8)$$

Местоположение заряда и число свободных поверхностей взрываемой части массива значительно влияют на величину проектного расхода ВВ, что учитывается коэффициентом $K_{с.п.}$. С увеличением числа свободных поверхностей возрастает объем породы, разрушаемый за счет преодоления ее сопротивления сдвигу и растяжению. Опытные данные показывают, что если принять $K_{с.п.} = 1$ при шести свободных поверхностях, то при пяти свободных поверхностях $K_{с.п.} \approx 2$; при четырех $K_{с.п.} \approx 4$; при трех $K_{с.п.} \approx 6$; при двух свободных поверхностях, что характерно для мгновенного однорядного и короткозамедленного многорядного взрывания, $K_{с.п.} \approx 8$; при одной свободной поверхности $K_{с.п.} \approx 10$.

На основе проектного расхода ВВ в конкретных условиях составляются местные классификации пород по взрываемости для каждого карьера. Целесообразна унификация этих местных классификаций на основе единой шкалы эталонного расхода ВВ.

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.

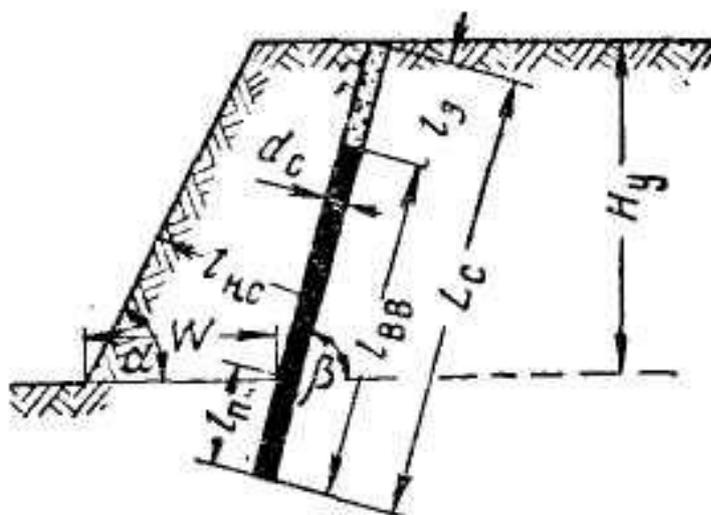


Рис. 3.1. Взрывная скважина

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:

$$L_c = \frac{1}{\sin \beta} (H_y + l_n), \text{ м.} \quad (3.9)$$

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

$$l_n = (10 \div 15)d_c, \text{ м.} \quad (3.10)$$

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 $l_n > 15d_c$. 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

$$l_3 = (20 \div 35)d_c, \text{ м.} \quad (3.11)$$

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

$$l_{ВВ} = L_c - L_3 \approx (0,6 \div 0,85)L_c \approx (0,65 \div 1,0)H_y, \text{ м.} \quad (3.12)$$

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:

$$p = 7,85d_c^2 \Delta, \text{ кг/м}. \quad (3.13)$$

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.

Расположение и порядок взрывания скважинных зарядов

Взрывание пород каждого уступа производят отдельными блоками шириной $Ш_{в.б.}$ и длиной $L_{в.б.}$. Объем одновременно взрываемого блока

$$V_{в.б.} = H_y Ш_{в.б.} L_{в.б.}, \text{ м}^3. \quad (3.14)$$

Расположение скважин в пределах взрываемого блока может быть однорядным или многорядным (рис. 3.2, 3.3). Параметрами серии взрываемых зарядов являются при их

однорядном расположении расстояние a между скважинами в ряду, а при многорядном - расстояние между скважинами a , между рядами b и число рядов n .

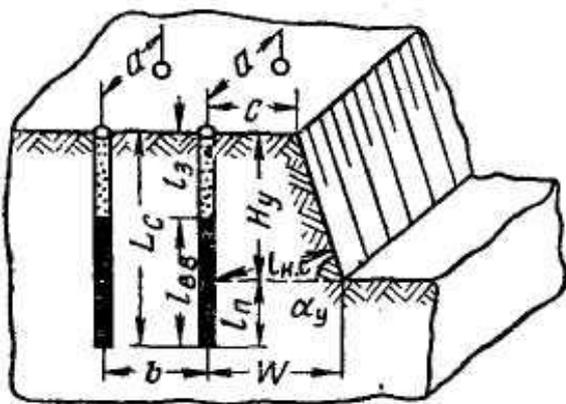


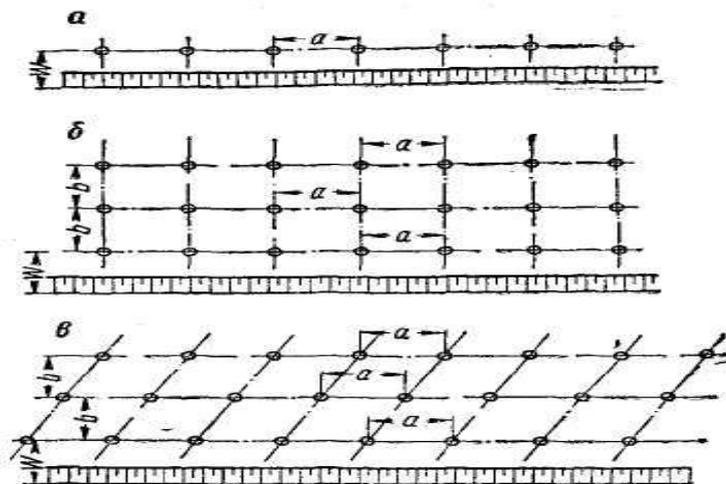
Рис. 3.2. Параметры расположения группы скважинных зарядов на уступе

Горизонтальное расстояние от оси скважин до нижней бровки уступа W называется *сопротивлением по подошве уступа*.

Отношение $m = a/W$ называют коэффициентом сближения скважин; для второго и последующего рядов скважин $m' = a/b$.

Рис. 3.3. Схемы расположения взрывных скважин на уступе:

а-однорядная; *б, в* - многорядные по прямоугольной и косоугольной (шахматной) сетке.



Выбор одно- или многорядного расположения скважин на уступе, помимо случаев технологических ограничений, в основном зависит от порядка взрывания, определяющего последовательность взрыва зарядов ВВ во времени. Порядок взрывания влияет на качество дробления, проработку подошвы уступа и форму развала взорванной породы. Порядок взрывания может быть: *мгновенным*, когда интервал между взрывами $\tau = 0$, т. е. все заряды взрываются одновременно, *замедленным* ($\tau > 0,25$ с) и *короткозамедленным* (КЗВ), когда интервалы между взрывами отдельных зарядов измеряются миллисекундами ($\tau = 0.005 \div 0.250$ с). По правилам безопасности замедленное взрывание на карьерах не допускается из-за опасности подбоя скважин.

Многорядное короткозамедленное взрывание по сравнению с однорядным существенно улучшает качество взрыва за счет интенсивного дробления породы вокруг каждого заряда, в том числе за счет соударения отдельных кусков, и резкого сокращения нарушенности массива в объеме взрываемого блока. Многорядное КЗВ позволяет сократить число массовых взрывов и создать большой запас взорванной породы, повысить производительность экскаваторов (до 30 %) и буровых станков (15-20%). При этом легче достигаются разделение во времени буровых, взрывных и выемочно-погрузочных работ и их концентрация в пространстве.

Число скважин ограничивается величинами $Ш_{в.б}$ и $V_{в.б}$, а также допустимой высотой развала. Перебур скважин второго и последующих рядов увеличивают на 0,5-1,5 м или оставляют равным перебору скважин первого ряда. Длина забойки, как правило, при этом увеличивается и не уменьшается.

При КЗВ важно правильно определить интервал замедления. При его увеличении уменьшается ширина развала, но может произойти подбой смежных скважин. Ориентировочно интервал замедления при однорядном взрывании

$$\tau = KW, \text{мс.} \quad (3.15)$$

где K - коэффициент, зависящий от взрываемости породы, мс/м (для трудновзрываемых пород $K=1,5-2,5$, для средневзрываемых $K=3-4$; для легковзрываемых $K=5-6$).

При многорядном взрывании интервал замедления увеличивается на 25%.

Порядок КЗВ в пространстве реализуется выбором *схем взрывания*.

При однорядном КЗВ основными схемами коммутации зарядов являются: *через скважину, волновая, последовательная, с одно - или двусторонним врубом*.

Основные схемы многорядного КЗВ – *порядные и врубовые*.

Порядные схемы (рис. 3.4, а) имеют интервалы замедления между смежными рядами $\tau = 25 \div 75$. При $\tau < 25$ мс затрудняется проработка подошвы и наблюдаются выбросы породы на верхнюю площадку уступа. Схемы просты и целесообразны при завышенных величинах W и b , а также взрывании без переизмельчения; $n \leq 3$.

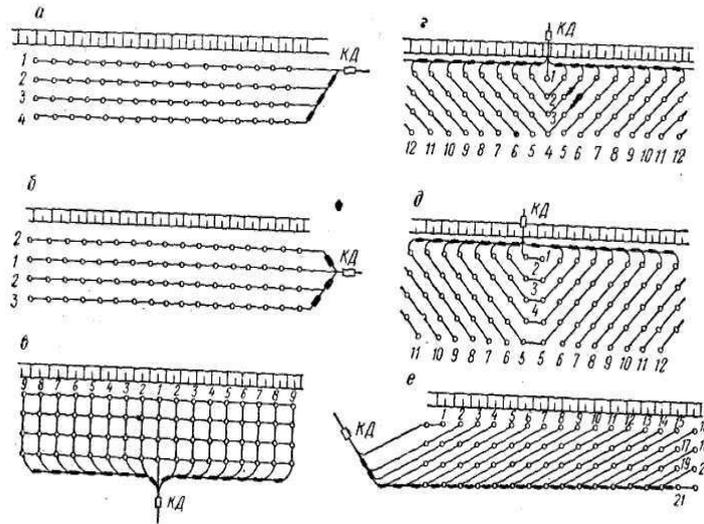


Рис. 3.4. Схемы коммутаций зарядов ВВ при многорядном короткозамедленном взрывании: 1-21-порядок взрывания серий зарядов

Врубовые схемы более совершенны, так как ведут к образованию дополнительных свободных поверхностей, в ряде случаев к дополнительному соударению породных кусков и к направленному формированию развала.

Схемы с продольным врубом широко применяются при проведении траншей, а также на уступах для сокращения ширины развала, что достигается удалением врубового ряда от их верхней бровки (рис. 3.4, б). Перебур скважин врубового ряда на 1-2 м больше остальных. Схемы обеспечивают качественное дробление, но характеризуется выбросом породы в сторону массива, недостаточной переработкой подошвы и увеличением сейсмического действия взрыва.

Схемы с поперечным (торцовым) врубом обеспечивают сокращение ширины развала на 20-30% за счет направления взрыва в сторону торца уступа (*прямой торцовый вруб*) (рис. 3.4, в), а также встречное движение и соударение породных кусков при взрыве (*клиновые и трапецевидные схемы*, рис. 3.4, г, д). Последние схемы применяют в трудно - и весьма трудно взрываемых породах.

Диагональные схемы (рис. 3.4, е), особенно пологие, позволяет резко уменьшить величину линии наименьшего сопротивления зарядов смежных рядов скважин и соответственно улучшить дробление

Расчет зарядов и параметров их расположения (при заданных модели станка и диаметре скважин)

Основой расчета скважинного заряда ВВ является правильное определение величин эталонного и проектного расхода ВВ ($q_э$ и q_n) и объема породы $V_з$, взрывааемой зарядом.

При этом масса заряда

$$Q_з = q_n \cdot V_з, \text{ кг}. \quad (3.16)$$

При определенной высоте уступа H_y расчет заряда заключается в его проверке по вместимости скважины

$$Q_з = Pl_{ВВ} = K_1 \cdot PH_y, \text{ кг}. \quad (3.17).$$

Из формул (3.16) и (3.17) определяется величина

$$V_з = \frac{Q_з}{q_n} = \frac{K_1 \cdot P \cdot H_y}{q_n}, \text{ м}^3. \quad (3.18)$$

При этом линия наименьшего сопротивления

$$l_{н.с.} \approx W \approx \sqrt{\frac{V_з}{H_y}} \approx \sqrt{\frac{K_1 P}{q_n}}, \text{ м}. \quad (3.19)$$

где K_1 - коэффициент, зависящий от трудности взрывания породы в массиве; для легко -, средне - и трудновзрывааемых пород равен соответственно 0,65; 0,8; и 1.

В практике взрывания при вытянутых вдоль фронта уступа взрывааемых блоках ($L_{в.б.} \gg Ш_{в.б.}$) принято считать величину линии наименьшего сопротивления $l_{н.с.}$ равной величине линии сопротивления по подошве W . Методика расчета величины $l_{н.с.}$, изложенная выше, применима и к определению величины W .

Полученная по приведенной методике величина W определена по условию достижения заданного эффекта дробления и должна быть проверена:

1) по возможности безопасного обуривания уступа

$$W_{\min} \geq H_y \text{ctg} \alpha + C, \text{ м} \quad (3.20)$$

где C -минимально допустимое расстояние от скважины до верхней бровки уступа, м ($C=3$);

2) по наибольшей преодолеваемой зарядом определенного диаметра величине СПП, исключающей образование порогов в подошве уступа,

$$W_{np} = 53K_e \cdot d_c \sqrt{\frac{\Delta K_{ВВ}}{\gamma_m}}, \text{ м}. \quad (3.21)$$

где K_B - коэффициент, учитывающий взрываемость пород в массиве и равный для легко -, средне и трудновзрывааемых пород соответственно 1,2; 1,1; 1.

Опыт и исследования показывают, что величина W_{np} находится в функциональной зависимости от величины d_c : для легко взрывааемых пород $W_{np}=(40 \div 45)d_c$, для пород средней взрываемости $W_{np}=(35 \div 40)d_c$ и для трудновзрывааемых пород $W_{np}=(25 \div 35)d_c$.

Величина W является основой дальнейших расчетов сетки скважин с учетом коэффициента их сближения m . По условию дробления для легковзрывааемых пород $m=1,1 \div 1,2$; для пород средней взрываемости $m=1 \div 1,1$; и для трудновзрывааемых пород $m=0,85 \div 1$. Следует отличать приведенные показатели m , характеризующие положение скважинных зарядов относительно продольного откоса уступа, от расстояний между одновременно взрываемыми зарядами (с одним интервалом замедления) при различных схемах КЗВ.

При пологих откосах уступов, когда фактическая величина СПП $W_{ф} > W_{пр}$, коэффициент сближения скважин уменьшается. К мероприятиям по преодолению завышенной величины СПП относятся также применение наклонных скважин, котловых зарядов, парносближенных скважин в первом ряду.

Для изотропных пород $a = mW$; при квадратной сетке $b \approx a$, при шахматной сетке $b \approx 0.85a$.

При анизотропных породах параметры сетки скважин более точно устанавливаются с учетом эллипсоидной формы зон дробления отдельных зарядов, расположение которых в плане зависит от направления основных трещин по отношению к откосу уступа.

Ключевые термины:

удельный расход	эталонный расход
водоустойчивость	сосредоточенность заряда
поправочный коэффициент	проектный расход
проектный расход	перебур скважины
рассредоточение заряда	сплошной заряд
линия наименьшего сопротивления	однорядная
многорядная	коэффициент сближения
мгновенная	короткозамедленная
интервал замедления	схема взрывания
порядная	врубовая

Контрольные вопросы

1. На какие группы делятся буровые станки?
2. Перечислите виды бурения.
3. Классификация пород по буримости.
4. Каких факторов необходимо учитывать при определении проектного расхода ВВ?
5. Основные параметры взрывных скважин.
6. Определение понятия «линия наименьшего сопротивления».
7. Порядок взрывания.
8. Схемы взрывания.

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.
7. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., «Недра», 1978. 542 с.

Лекция №4

Тема: Технологические и технические основы выемочно-погрузочных работ.

План:

1. Типы забоев
2. Типы заходок
3. Общие сведения о производительности выемочных машин

Цель занятия – формирование знаний о технологических и технических основах выемочно-погрузочных работ и их производительности.

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 площадкой*. 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.

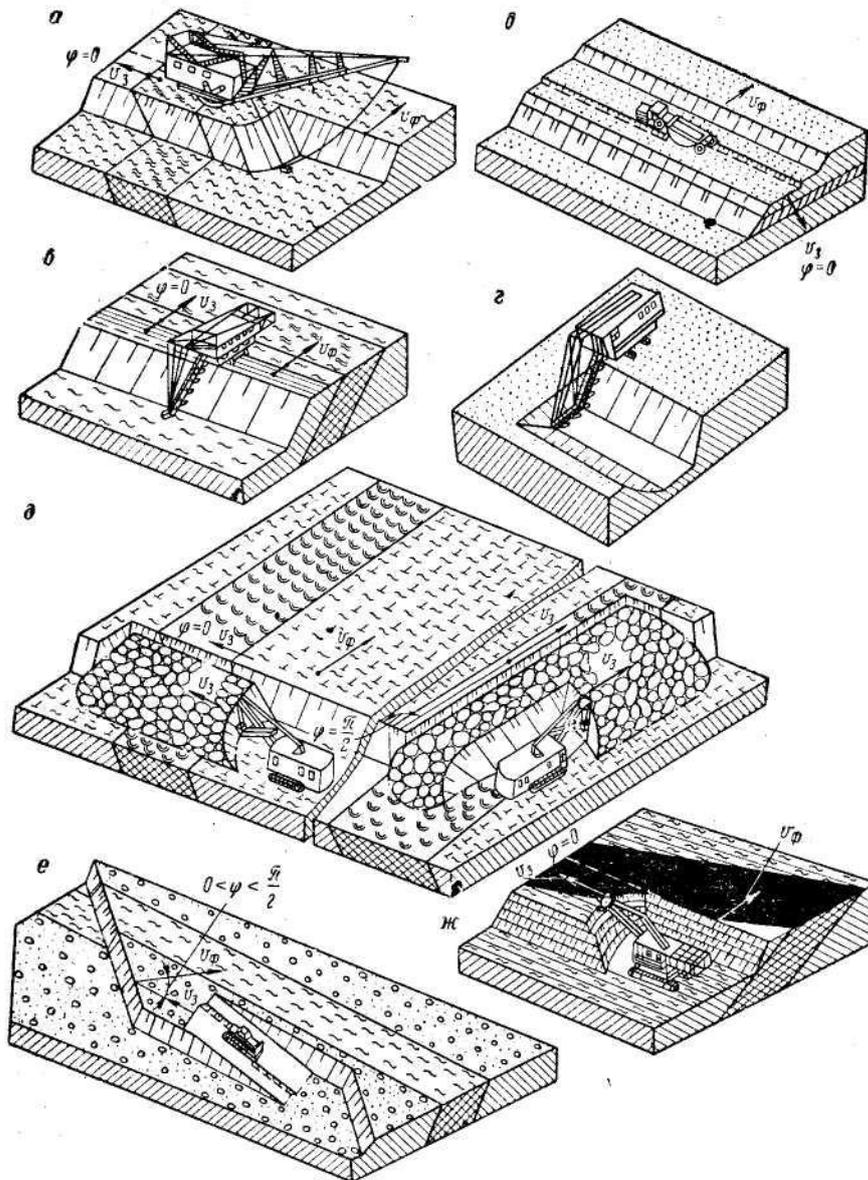


Рис. 4.1. Типы забоев:

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 заходов 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 заходов.

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

Часть панели, разрабатываемая отдельной выемочной машиной, называется *блоком* панели. Часто блок панели называют по виду выемочного оборудования, например

экскаваторный блок, скреперный блок и т. п. Понятия панели и блока панели относится только к массиву горных пород в пределах уступа, но не к развалу.

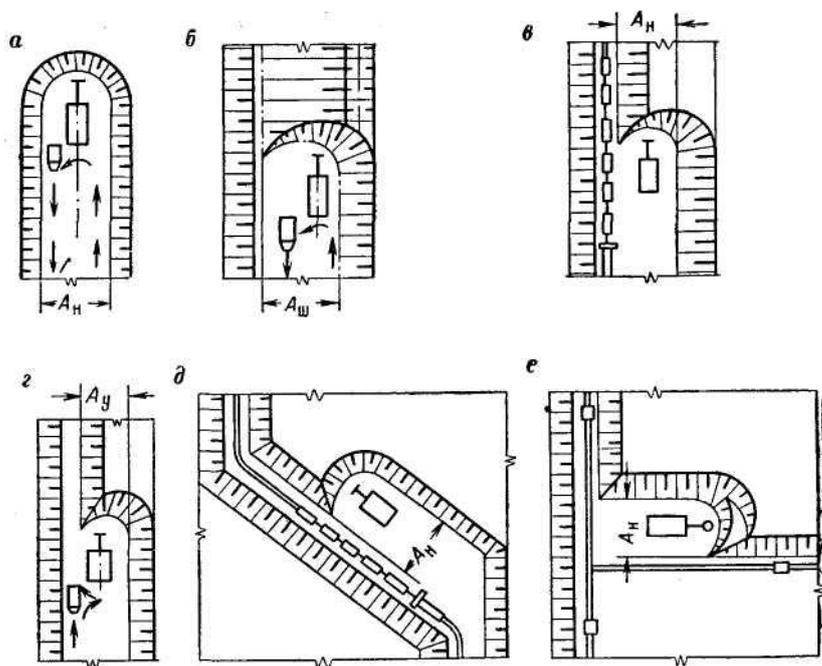


Рис. 4.2. Типы заходок:

а, б – тупиковые 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 циклического 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

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

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.; $K_{\text{з}}$ - 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

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.
7. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., «Недра», 1978. 542 с.
8. Томаков П. И., Манкевич В. В. Открытая разработка угольных и рудных месторождений. М., Изд. МГГУ, 1995. 611 с.
9. Теория и практика открытых разработок. Под общей ред. Н. В. Мельникова. М., «Недра», 1979. 512 с.
10. Щадов В.М. Открытая разработка сложноструктурных угольных месторождений Восточной Сибири и Дальнего Востока: 2 – е изд., стер. М., Изд. МГГУ 2004. 300 с.
11. Ялтанец И.М., Щадов М.И. Практикум по открытым горным работам: Учебное пособие. 2 – е изд., доп. и перераб. М., Изд. МГГУ 2003. 510 с.

Лекция № 5

Тема: Выемка пород одноковшовыми экскаваторами

План:

1. Технологические параметры механических лопат
2. Выемка мягких пород карьерными мехлопатами
3. Выемка взорванных пород карьерными мехлопатами
4. Раздельная выемка мехлопатами

Цель занятия – формирование знаний, навыков и умений в области эксплуатации и условий применения 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_q – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша при черпании. Различают: *максимальный радиус $R_{q\max}$* – при максимально выдвинутой горизонтальной рукояти, *минимальный радиус $R_{q\min}$* – при подтянутой к гусеницам рукояти с ковшом на горизонте установки экскаватора, *радиус черпания экскаватора на горизонте установки R_{qu}* – максимальный радиус на горизонте установки экскаватора, а также *радиус черпания при максимальной его высоте R_{qH}* .

Высота черпания H_q – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша при черпании; *максимальная высота черпания $H_{q\max}$* соответствует максимально поднятой рукояти.

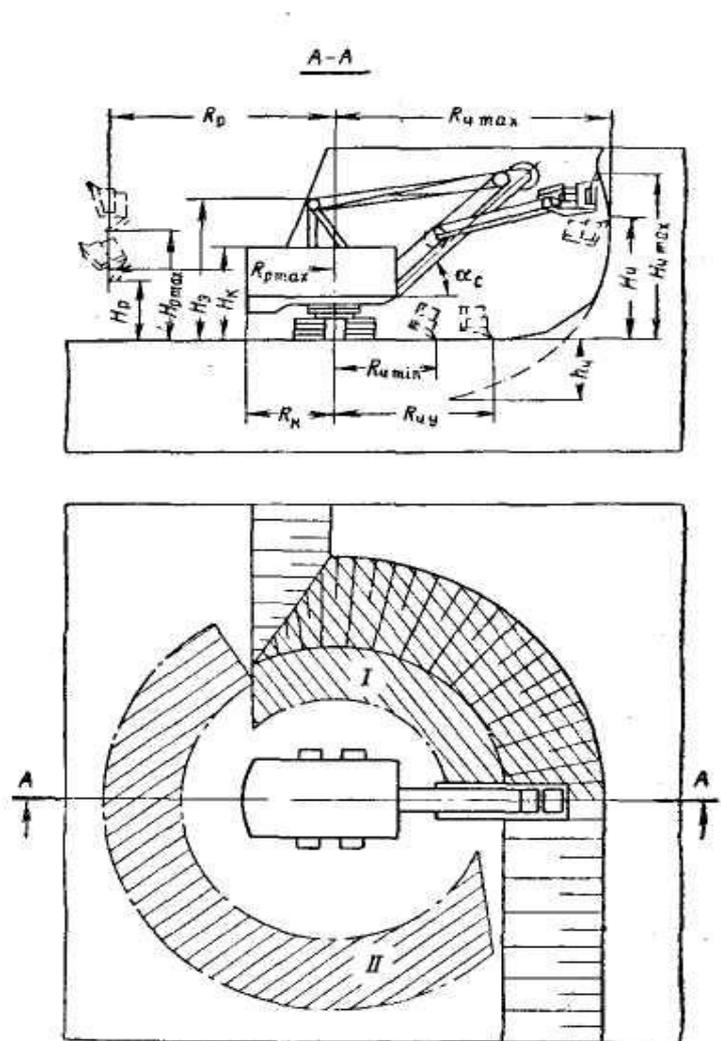


Рис.5.1. Забой и рабочие параметры мехлопаты: I, II - зоны черпания и разгрузки

Различают также высоту черпания при максимальном его радиусе $H_{ч.R}$ и максимальную глубину черпания ниже горизонта установки экскаватора $h_ч$.

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 30-50°. 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 12° при массе экскаватора до 100 т и до 7° 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 90°, 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 110-140° 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 отдельной 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 $70-80^0$. 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) $l_1 \leq R_{q,y}$. 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 $30-45^0$; при этом $l_2 = (0,5 \div 0,7) R_{q,y}$. Ширина нормальной заходки $A_H = (1,5 \div 1,7) R_{q,y}$. 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 $A_H = (1,5 \div 1,7) R_{q,y}$, узкими ($A_y < A_H$) 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 $A_y = (0,7 \div 1,0) R_{ч,y}$ и двухстороннюю погрузку автосамосвалов.

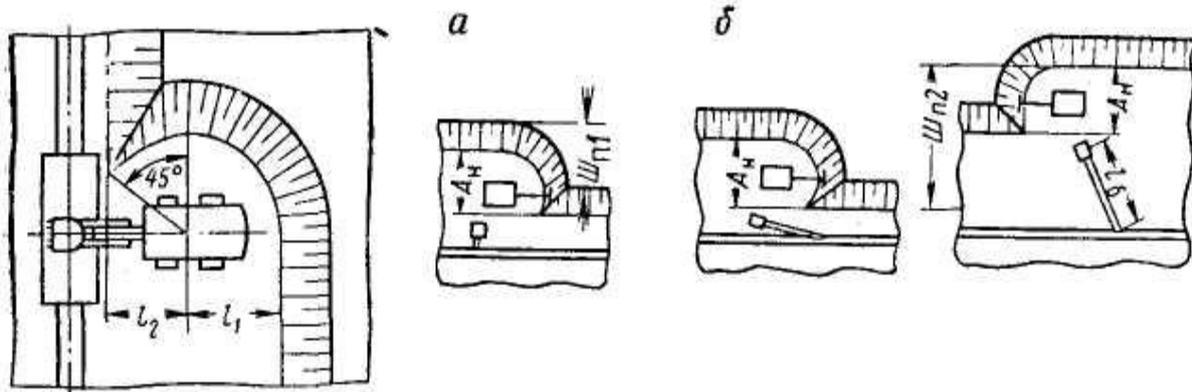
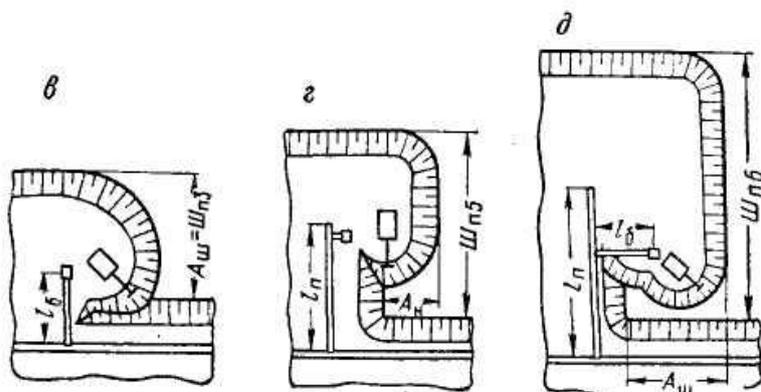


Рис. 5.2. Схема к определению ширины нормальной заходки мехлопаты

Рис. 5.3. Типы сквозных заходок при погрузке породы мехлопатой 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)

Схем а (рис. 6.3)	Ширина панели $Ш_{П}$, м	Расчетная длина, м	
		бункер питателя с консольным конвейером l_{δ}	перегрузате ля $l_{П}$
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

$$H_y = H_{pmax} - h_B - e, \text{ м}, \tag{5.1}$$

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

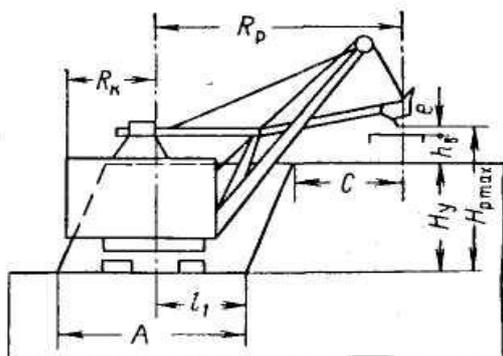


Рис. 5.4. Забой мехлопаты при верхней погрузке

по условию полного использования радиуса разгрузки

$$H_y = (R_{p.H} - R_{ч.у} - C) \operatorname{tg} \alpha, \text{ м}, \quad (5.2)$$

где $R_{p.H}$ - 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

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

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 заходок ($A_{ш.т} = 40 \div 60$ м); поэтому их довольно часто применяют в период разгона верхних уступов карьера после временной консервации, отгона нижнего уступа для нарезки следующего горизонта и т. д.

Применяют тупиковые широкие заходки и при конвейерном транспорте. Забойный конвейер устанавливают в выработанном пространстве заходки и по мере продвижения 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).

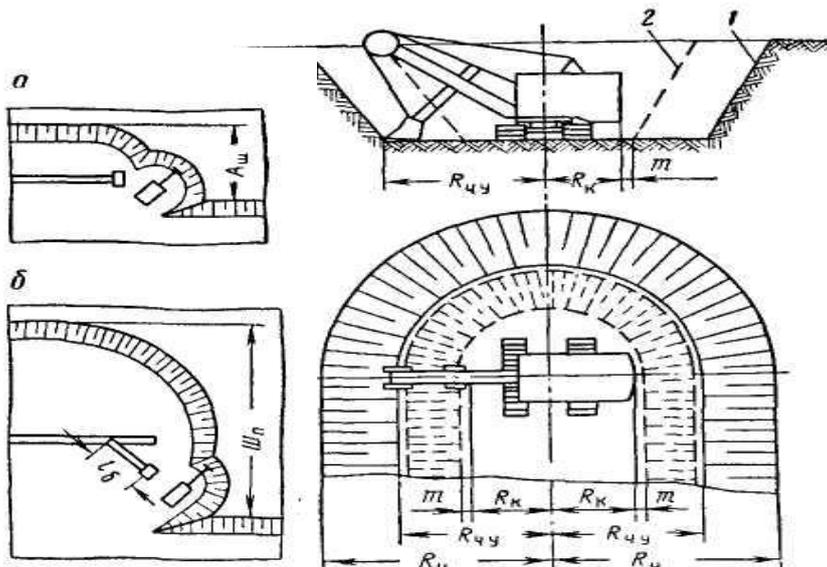


Рис. 5.5. Тупиковые широкие заходки при выемке мягких пород мехлопаты с погрузкой на конвейер

Рис. 5.6. траншейный забой мехлопаты:

1, 2 - борта траншеи при $A_{у.т.р}$ и $A_{у.т.р}$

Траншейный забой является разновидностью торцового забоя при проведении траншей (рис. 5.6). При любом виде транспорта в сквозных или либо тупиковых заходках по условиям экскавации нормальная ширина траншейного забоя $A_{н.тр} = 2R_{ч.у}$, а минимальная ширина узкого забоя $A_{у.тр} = 2(R_K + m)$. Фактическая возможная ширина траншей определяется с учетом размещения транспортного оборудования.

Выемка взорванных пород карьерными мехлопатами.

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

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 $1,3 H_з$ до $(5 \div 6) H_з$.

Рис. 5.7. Торцовый забой мехлопаты при выемке взорванной породы

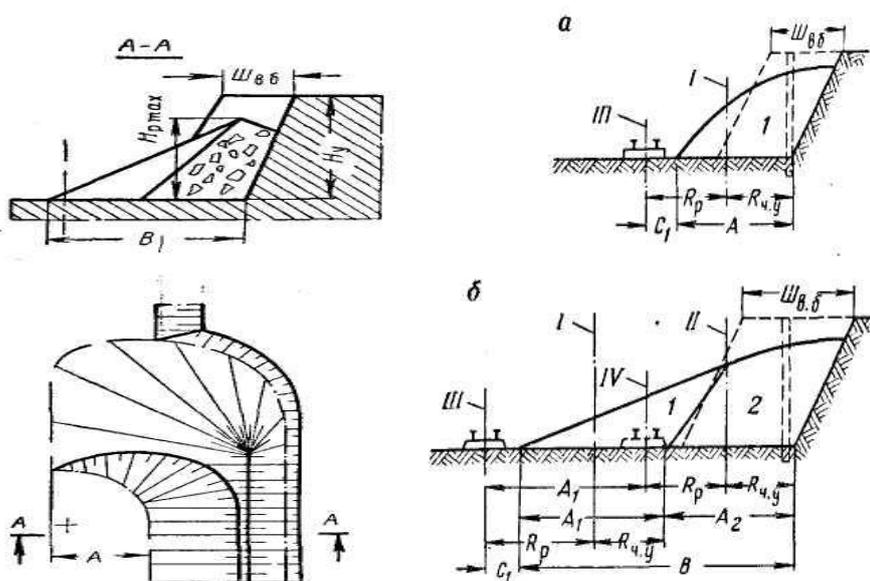


Рис. 5.8. Выемка пород развала одной и двумя заходками:

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

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

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 звеня 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 $1,7 R_{q,y}$), 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 ковшом 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 ($A_{III} = 40 \div 60$ 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 мелковзорванных 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 удлинением оборудования 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) $H_v = (0,7 \div 1,0) R_{q,y}$.

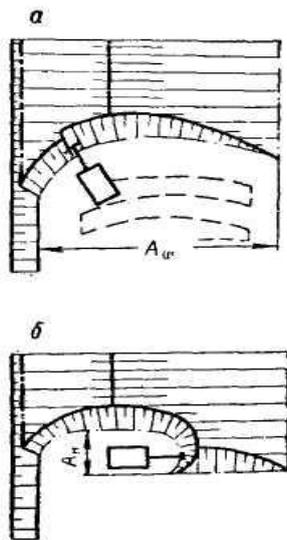


Рис. 5.9. Выемка взорванной породы мехлопатой широкой продольной и поперечными нормальными заходками

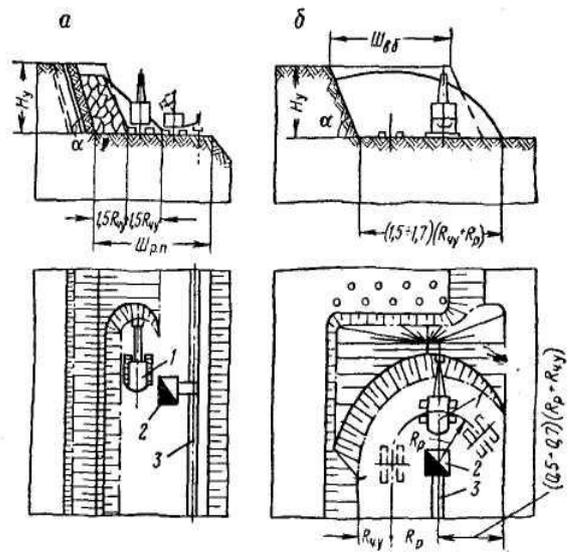


Рис. 5.10. Выемка взорванной породы мехлопатой с погрузкой на конвейер в сквозной нормальной и тупиковой широкой заходках: 1 - экскаватор; 2 - бункер-дозатор; 3 - забойный конвейер

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, врываемые блоки и заходки при горизонтальном и пологом ($\alpha \leq 5^\circ$) залегании пластов мощностью $m_{\text{пл}} > 2$ 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 ($m_{\text{пл}} = 0,5 \div 2$ 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 складывают в штабели бульдозерами, а из штабелей погрузка производится мехлопатой (рис. 5.11, б).

Раздельная выемка пластов пологого падения при $\alpha > 5^0$ чаще всего ведется двумя-тремя заходками по высоте уступа с опережающей обработкой 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 обработке уступа со стороны висячего бока пласта и направления заходок по простиранию пласта (рис. 5.11, г).

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 обработке уступа со стороны лежащего 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 $A_{v\min} = (0,6 \div 0,8) R_{q.v}$.

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 обработка 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 подуста, которые обрабатываются отдельными однородными заходками (рис. 5.11, и).

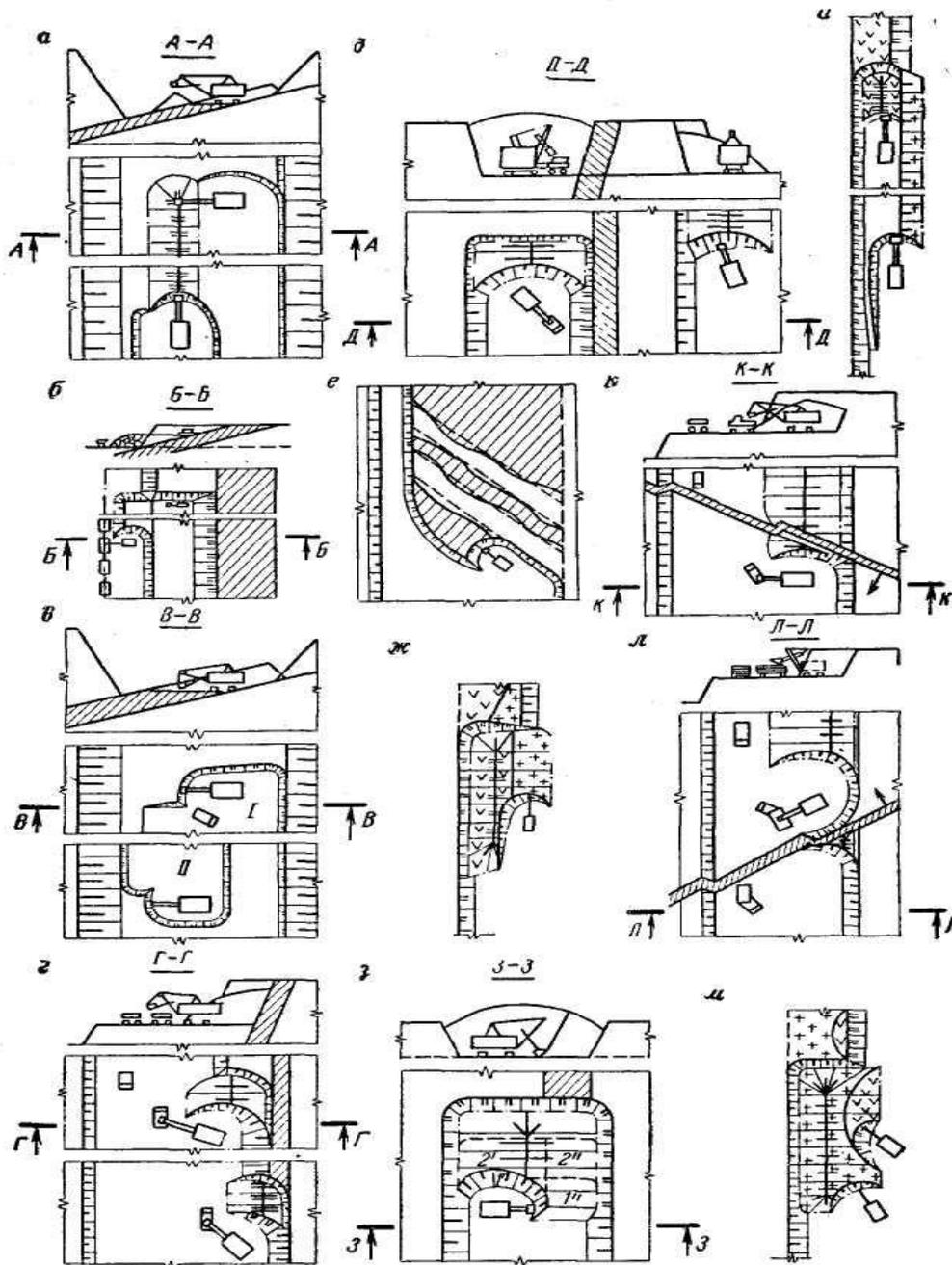


Рис. 5.11. Схемы простой раздельной выемки:

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 вкрест 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 лежачего 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 лежачего бока залежи, применении автотранспорта и отсутствии взрывных работ. При этом ограничивающим фактором является минимальный угол падения пластов пол условиям черпания и устойчивости вмещающих пород.

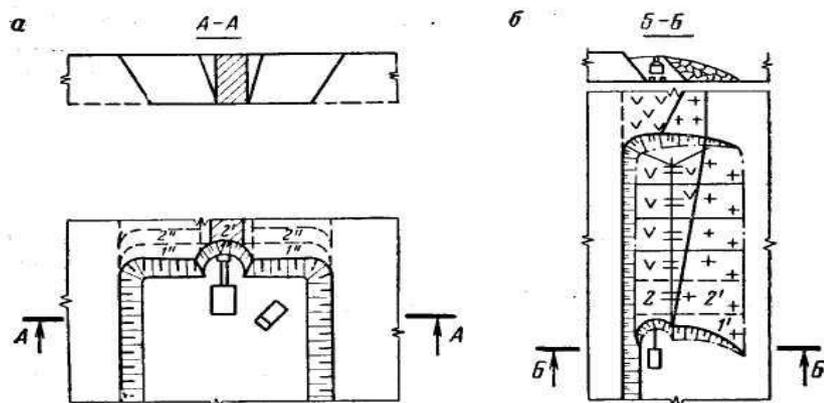


Рис. 5.12. Схемы простой сортировки

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.

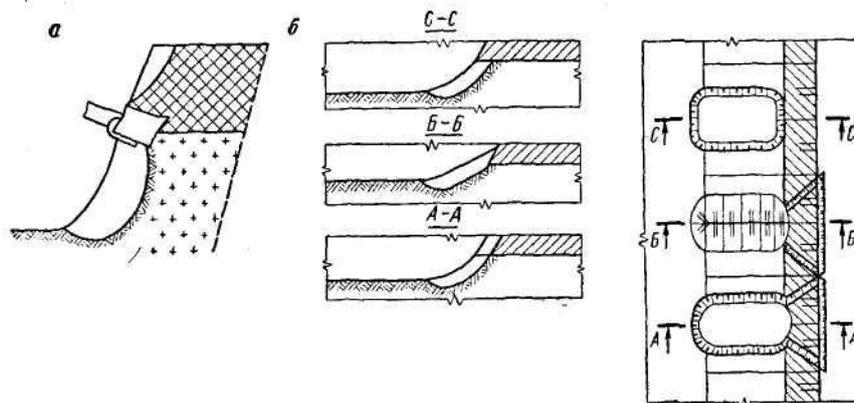


Рис. 5.13. Схемы сложной сортировки

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, обработкой узкими заходками, траншейной выемкой отдельных участков развала), а также сортировкой по фракциям, выделением разнотипных и разносортных 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 забюю.

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 подступов. 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	клиновое зарезка
тяговое усилие	ленточная зарезка
валики	челноковая схема
последний способ	экскавационный способ
раздельный способ	совмещенный способ
фронтальные	высота забоя
ширина панели	однородные заходки
сложная раздельная выемка	раздельное черпание
управляемое обрушение	комбинированные способы

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.
8. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых, ч. I. Под общей ред. М. Г. Новожилова. М., «Недра», 1971. 635 с.
9. Типовые элементы открытых разработок горнодобывающих предприятий черной металлургии. Л., изд. Гипроруды, 1971. 293 с.

Лекция №6

Тема: Карьерный железнодорожный транспорт.

План:

1. Технологическая характеристика подвижного состава и железнодорожного пути
2. Раздельные пункты
3. Обмен поездов и путевое развитие на уступах карьера и отвалов

Цель занятия – формирование знаний, навыков о карьерном железнодорожном транспорте, его эксплуатации и условия применения.

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:

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

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

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

Сцепной вес локомотива $P_{сц}$ и *сцепная масса его* $Q_{сц}$ - 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:

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

где F_k и $F_{сц}$ - касательная и сцепная сила тяги; Ψ - коэффициент сцепления между бандажами ведущих колес локомотива и рельсами; при движении $\Psi_{тр} = 0,18 \div 0,26$, а при трогании с места $\Psi_{тр} = 0,24 \div 0,34$; 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 выпирания 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.

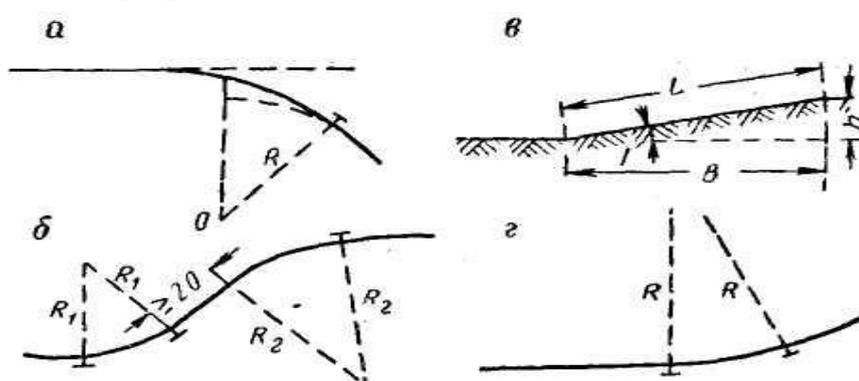


Рис. 6.1. Элементы плана и профиля пути:

a - 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 раздельных пунктов, как правило, должны располагаться на горизонтальной площадке, а в отдельных случаях на уклоне $i_{р.п.} \leq 2,5\%$, в стесненных условиях при отсутствии отцепки локомотивов допускаются уклоны $i_{р.п.} \leq 0,75 i_p$. В плане пути раздельных пунктов, как правило, должны быть прямолинейным; 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 раздельных 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).

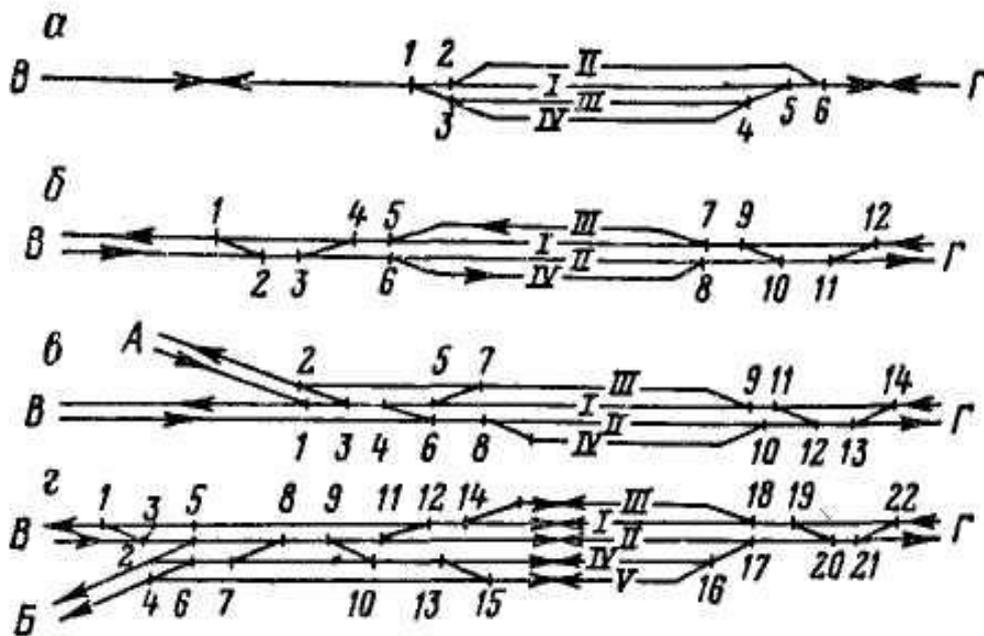


Рис. 6.2. Путьное развитие породных станций:

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.13.3, 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 $\frac{1}{9}$, $P=5,3$ 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. 13.3, 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).

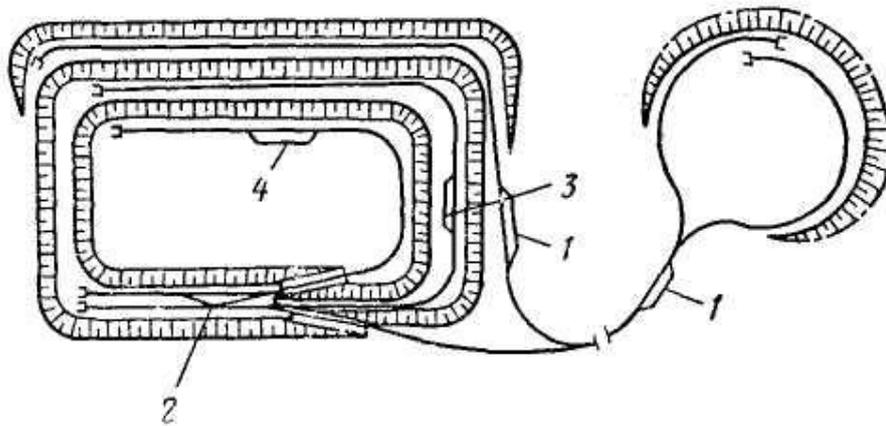


Рис. 6.3. Расположение обменных пунктов:

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

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. 6.4. Конструкции разъездов:

I, II, III – пути разъездов; 1, 2, 3, ... – стрелочные переводы; А, Б – направления движения на выше- и ниже лежащие horizontы; В, 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; *A, B* – направления движения на выше- и ниже лежащие горизонты; *B, 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, противощерстным – 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:

$$l_P'' = l_{ПОЛ} + 2l_O + d_1 + l_C + T_C, м \quad (6.8)$$

$$l_P''' = l_{ПОЛ} + 2l_O + d + 2d_1 + 2l_O + 2T, м \quad (6.9)$$

где d – расстояние между началами стрелочных переводов при встречной укладке, м ($d_{1min}=6,5м$); 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 $\frac{1}{9}$ $l_P''=395-470$ м, а $l_P'''=460-555$ м.

На рис. 6.4, д, е приведены схемы тупиковых разъездов при однопутных съездах и примыкании противощерстным 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 $l_{\text{тп}}=30$ 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 пошерстности 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 раздельному 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 $l_{\text{пол}}=180$ м и $l_{\text{тп}}=50$ м).

Обмен поездов и путевое развитие на уступах карьера и отвалов

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

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

где $t_{\text{п}}$ и t_0 - соответственно среднeminимальное по технологическим условиям время погрузки и обмена поездов, мин.

Технологические условия характеризуются применяемым оборудованием и путевым развитием. Время $t_{\text{п}}$ при выемке пород определенного типа зависит от соотношения емкостей ковша экскаватора и состава. При $t_{\text{п}} = \text{const}$ показатель η_0 определяется величиной t_0 . 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 ($\eta_0=0,6-0,7; 0,75-0,85; 0,95-1$); 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 ($\eta_0=0,9-1$ при $t_0=2-3$ 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 однокольном соединительном 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.

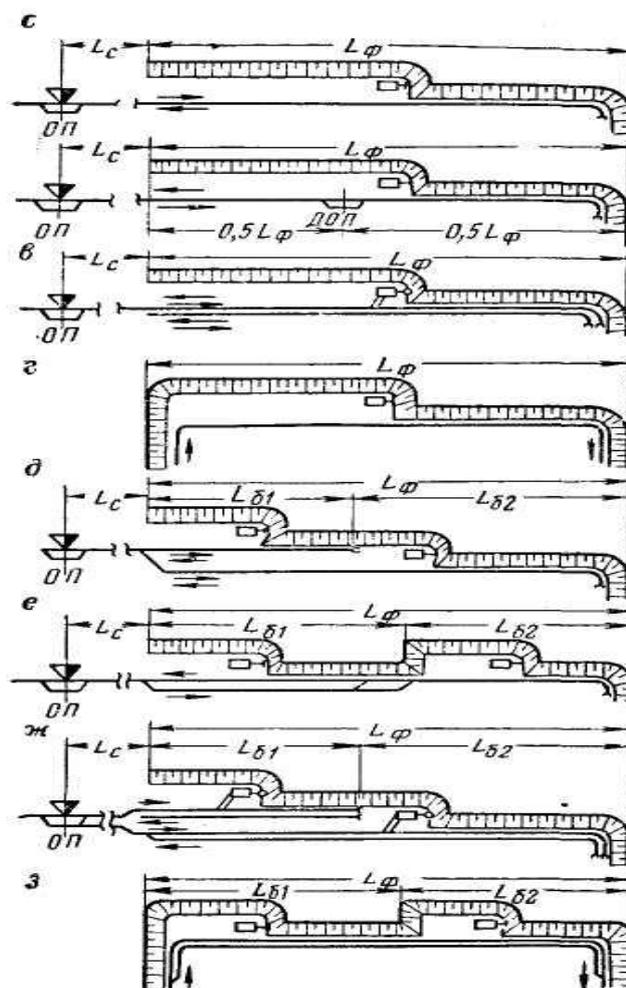


Рис. 6.6. Схемы путевого развития на уступе

При использовании одноковшовых и многоковшовых экскаваторов с расчетной производительностью до 400-500 м³/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 $L_{ф.у.}=1,2-1,8$ км и $L_{ф.у.}>2,5$ 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>	$t_o = \frac{l_{б.у}}{v_3}$	-
<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>	$t_o = 2 \cdot \left(\frac{L_c}{v_c} + \frac{0,5 \cdot L_{\phi 1}}{v_3} + \tau \right)$	$t_o = \frac{2 \cdot (l_{п} + 0,015)}{v_3} + \frac{0,5 \cdot L_{\phi 2}}{v_3} + \tau$
<i>ж</i>	$t_o = 0$	$t_o = 0$
<i>з</i>	$t_o = \frac{l_{б.у}}{v_3}$	$t_o = \frac{l_{б.у}}{v_3}$

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; $l_{б.у}$ - 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; $l_{п}$ - 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
карьерные станции	породные станции
разъезды	простейший разъезд
простейшие посты	путевые посты

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.
9. Типовые элементы открытых разработок горнодобывающих предприятий черной металлургии. Л., изд. Гипроруды, 1971. 293 с.

Лекция №7

Тема: Карьерный автомобильный транспорт.

План:

4. Технологическая характеристика подвижного состава
5. Технологическая характеристика карьерных дорог
6. Обмен автомашин в забоях и на отвалах
7. Пропускная и провозная способность карьерных дорог
8. Обмен поездов и путевое развитие на уступах карьера и отвалов

Цель занятия – формирование знаний, навыков о карьерном автомобильном транспорте, его эксплуатации и условия применения.

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 избежать 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

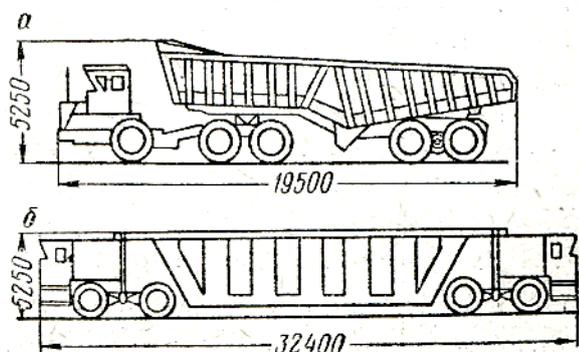


Рис.7.1. Перспективные автопоезда:

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, % ($i_{\text{п}} = 0-6\%$).

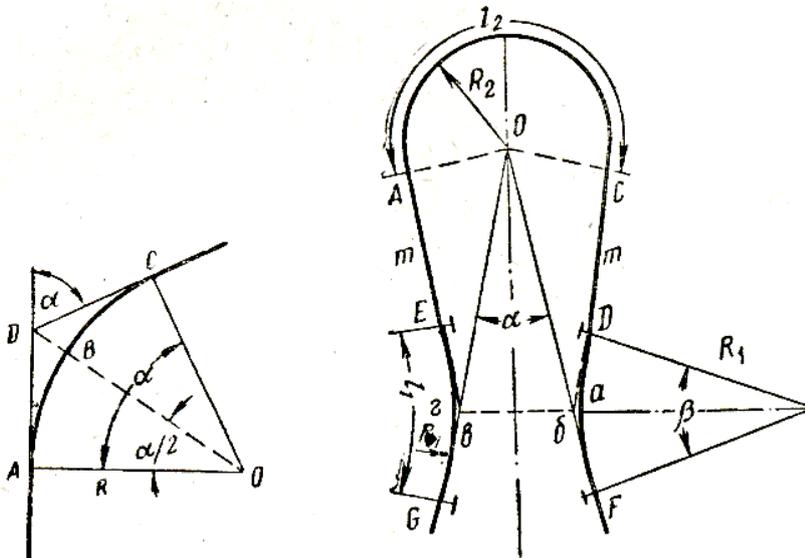


Рис. 7.2. Элементы закругления трассы автодороги:

α и R - угол и радиус поворота.

Рис. 7.3. Серпантина и ее элементы.

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 серпантинной, м; α, β -углы поворота основной и сопрягающих кривых, градус; m -длина горизонтальных вставок серпантинной, 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
	300	200	100	50
Расчетное расстояние видимости, м: поверхности дороги	60	50	40	30
	125	100	80	60

Продольный уклон дорог устанавливаются 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

Таблица 7.4

Ширина двухполосных автодорог

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).

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),	Допустимая скорость движения по покрытию, км/ч	Ориентировочная работоспособность, млн. т брутто		Затраты на 1 м покрытия при $Ш_{п.ч}=8-10$ м и $С_{г.ч}=27$ т/км/ч
			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 $A_n \approx (1,5-1,7)R_{\text{ч.у}}$	Широкие рабочие площадки	1	2	3	4	19	20	21	22
	Сквозная тупиковая эсплутационная	Нормальная и узкая $A_y \approx 0,5R_{\text{ч.у}}$	Минимальная ширина на рабочих площадках	5	6	7	8	23	24	25	26
	Сквозная	Широкая $A_w > 2R_{\text{ч.у}}$	Без забойной сортировки	9	10	11	12	27	28	29	30
			С забойной сортировкой			13	14			31	32
Тупиковая траншейная		Достаточная для петлевого разворота $A \geq 2(R_{\text{мин}} + t)$						33			34
		Недостаточная для петлевого разворота $A < 2(R_{\text{мин}} + t)$									35
Продольный	Сквозная	Узкая		15	16	17	18	36	37	38	39

Рис.7.5. Схемы подачи автомашин под погрузку:

$R_{\text{мин}}$ - минимальный радиус поворота автомашин; t - зазор между автомашиной и бортом траншей.

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 раздельной 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.

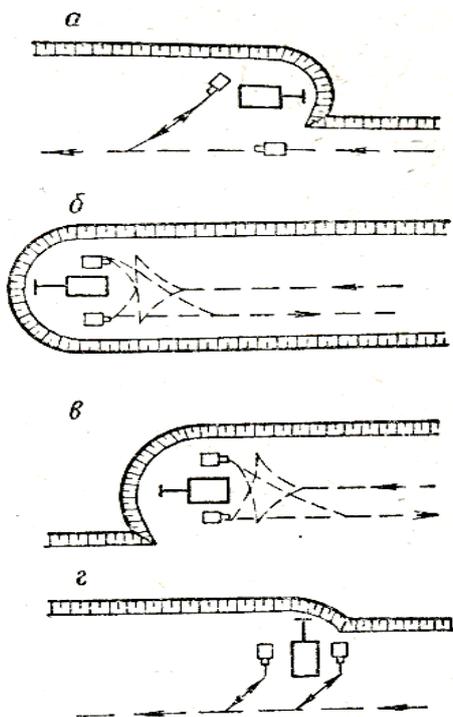


Рис. 7.6. Схема спаренной двусторонней установки автомашин под погрузку.

Спаренная двусторонняя установка машин под погрузку целесообразна при торцовом забое для сквозных широких заходок (особенно при раздельной 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 $B_{нв}$ м между загружаемой и порожней машинами. Время обмена для этой группы схем

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

где g_0 - средняя скорость движения автомашин при обмене с учетом времени трогания, м/с ($g_0 = 6 \div 8$ км/ч).

Время простоя экскаватора при обмене

$$t_{np} = t_0 - t_u, c \quad (7.8)$$

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

Как правило, $t_0' \ll t_u$ 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

$$t_0'' = \frac{2L_n}{g_0}, c \quad (7.9)$$

Здесь t_0 и t_u 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 I_u , типичны для узких траншейных заходок. При этом

$$t_0^{///} = \frac{2L_n}{g_0} + t_m, c \quad (7.10)$$

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 груженный 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).

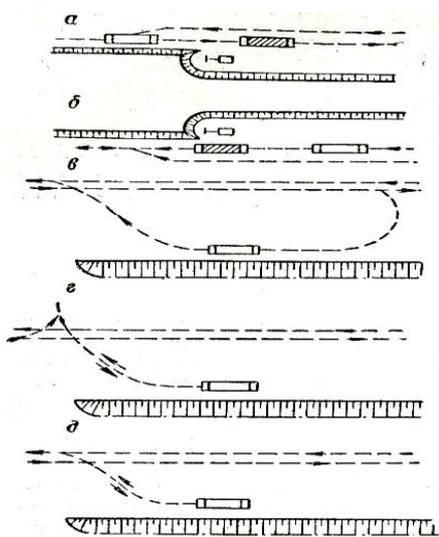
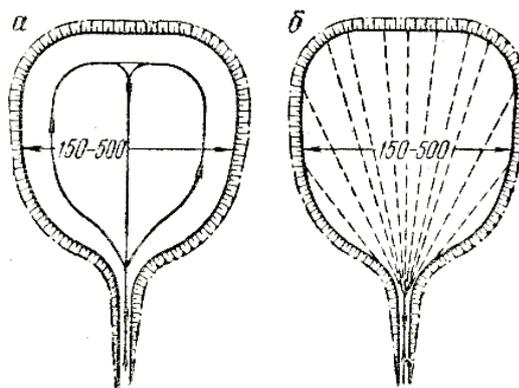


Рис. 7.7. Схемы подачи карьерных автопоездов под погрузку и разгрузку.

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

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



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.

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, $\omega_o = 20 \text{ кгс/м}^*$	30	28	25	22
Усовершенствованные облегченные, $\omega_o = 30 \text{ кгс/м}$	28	25	22	20
Переходные, $\omega_o = 40 \text{ кгс/м}$	25	20	20	16
Низшие (грубоспланированные), $\omega_o = 60 \text{ кгс/м}$	18	16	15	12

* ω_o - сопротивление качению.

Безопасная скорость движения по криволинейным участкам дороги радиусом R , м

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

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 5 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 5 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:

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

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

Лекция №8

Тема: Комбинированный транспорт на карьерах

План:

1. Общие сведения

2. Перегрузочные пункты при комбинированном транспорте

Цель занятия – формирование знаний об основных понятиях и принципах применения комбинированного транспорта на карьерах.

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.

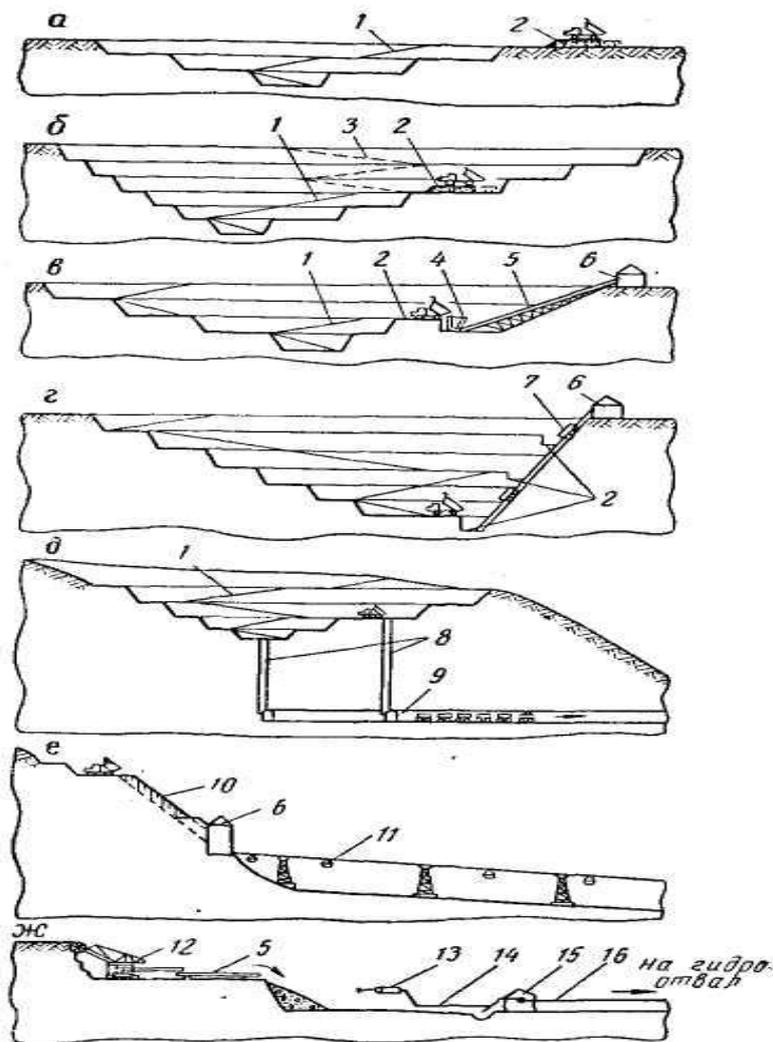


Рис. 8.1. Комбинации видов карьерного транспорта:

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; *жс* - конвейерного и гидравлического; *1* - автосъезды; *2* - перегрузочные пункты; *3* - железнодорожные съезды; *4* - дробильная установка; *5* - конвейеры; *6* - перегрузочный (разгрузочный) бункер; *7* - скиповой 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.

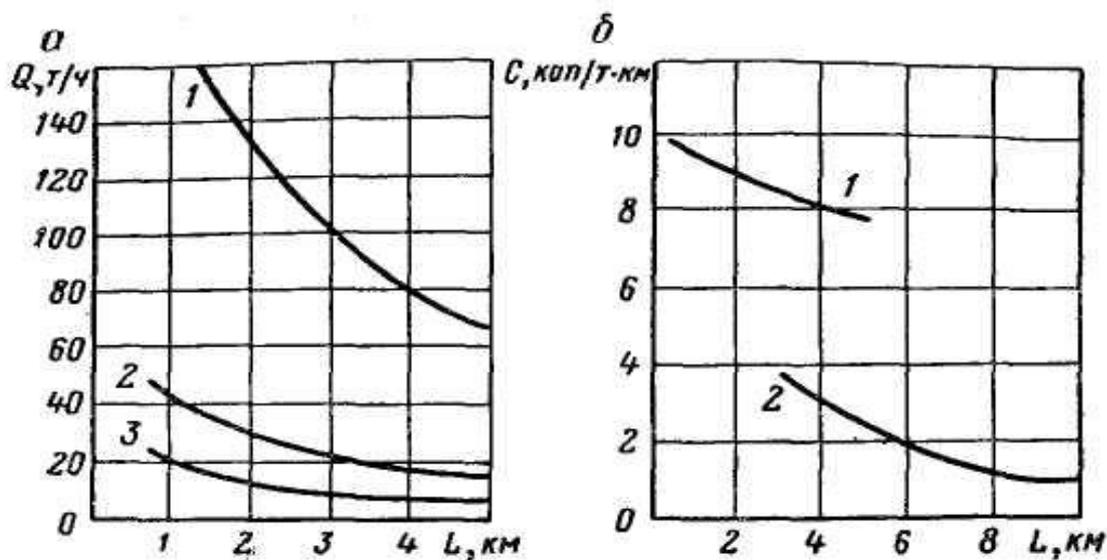


Рис.8.2. Зависимость показателей работы транспорта от расстояния перевозок:
 а - производительности автосамосвалов: 1 - БелАЗ-540; 2 - КрАЗ-222; 3 - МАЗ-205; б - затрат на транспортирование: 1 - автотранспортом; 2 - железнодорожным транспортом

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. 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 $m_б = 0,5 - 1,5$ 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

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

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); $t_{p.м}$ - продолжительность разгрузки и маневров автосамосвалов на ЭПП, мин ($t_{p.м} = 1,5 \div 2$ мин); n_o - число одновременно разгружающихся автосамосвалов

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

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

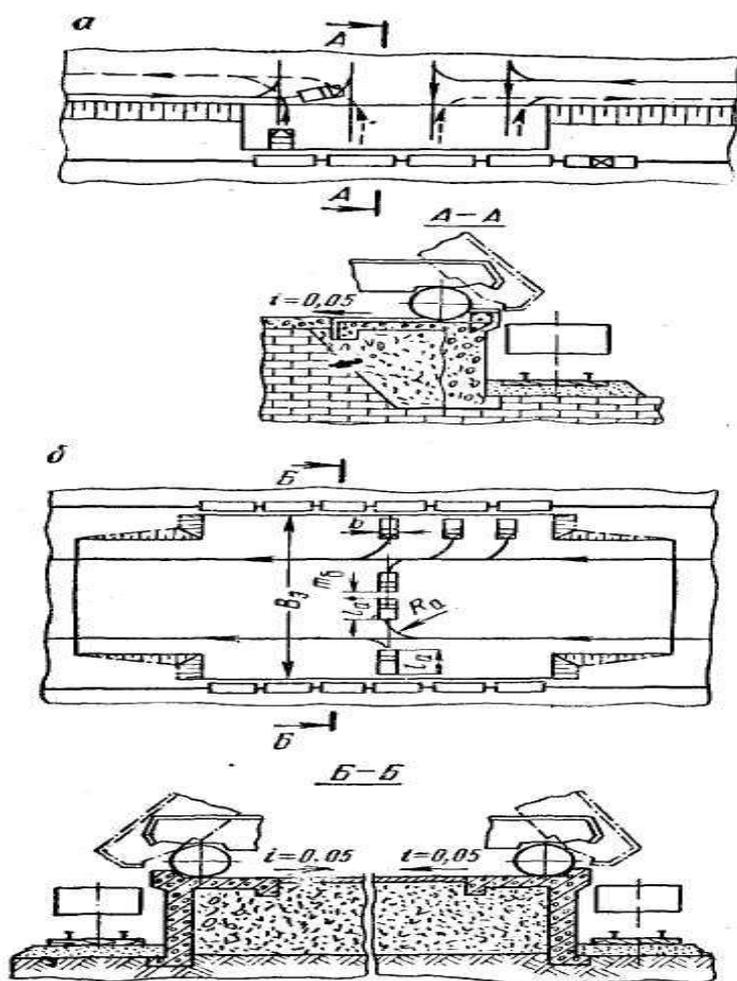


Рис.8.3. Эстакадный перегрузочный пункт при односторонней разгрузке и фронтальном выезде (а) и при фланговом въезде и двусторонней разгрузке (б)

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.

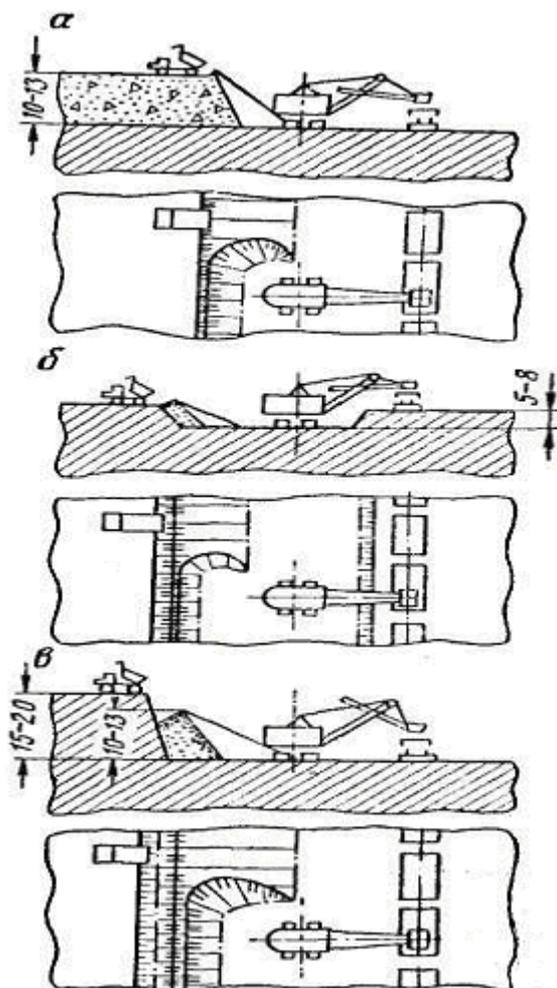


Рис. 8.4. Типы экскаваторных перегрузочных пунктов

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). $H_{C.max} = H_q + 1m$, где H_q - высота черпания экскаватора. Общая емкость склада

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

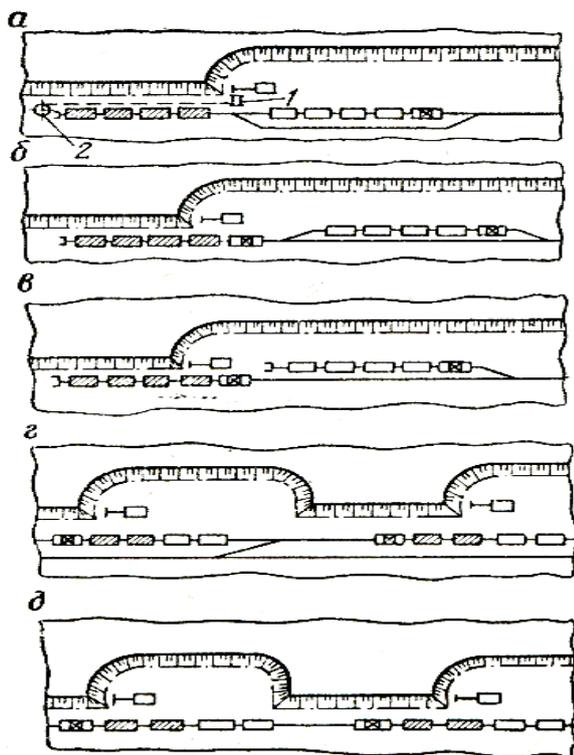
где f - коэффициент неравномерности добычи ($f=1,05 \div 1,15$); W_C - объем поступающей на склад руды, $\text{м}^3/\text{год}$; n - число рабочих дней в году; m - число дней, на которое рассчитывается запас руды на складе (обычно до двух недель).

Активная емкость склада $V_{C.АКТ} = \kappa_o V_{C.ОБ}$, где $\kappa_o = 0,75 \div 0,8$ - коэффициент отгрузки складываемой руды. Чтобы не требовалась переукладка погрузочного пути на складе, его активная емкость не должна превышать объема одной заходки складского экскаватора:

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

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:

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

где: l_{Π} - длина поезда, м; \mathcal{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 автомобильным 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.

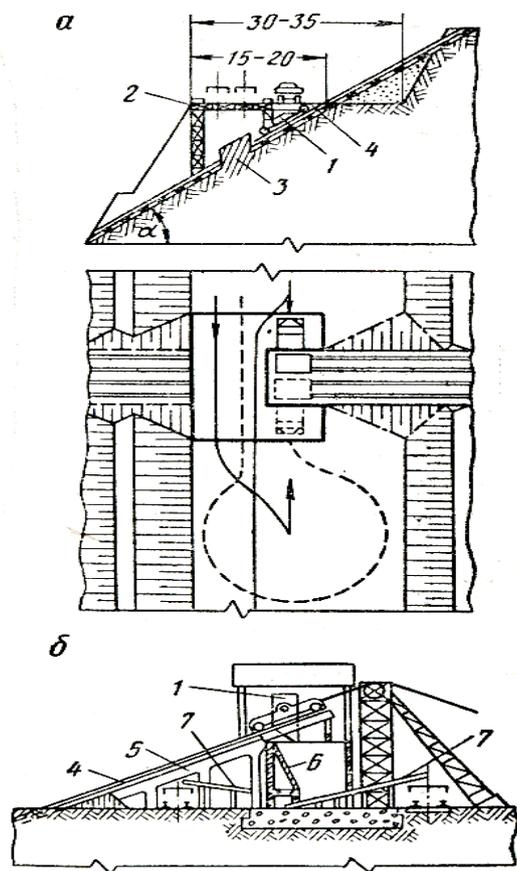


Рис. 8.6. Перегрузка горной массы из автосамосвалов в скипы и разгрузка скипов в бункер:

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 целевого 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.

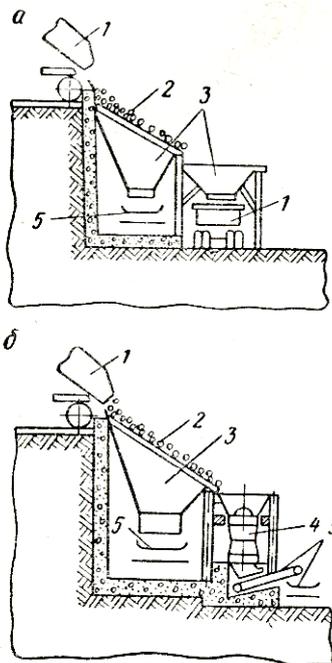


Рис. 8.7. Схемы перегрузочных пунктов:

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 дробленных 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. 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.
9. Типовые элементы открытых разработок горнодобывающих предприятий черной металлургии. Л., изд. Гипроруды, 1971. 293 с.
10. Теория и практика открытых разработок. Под общей ред. Н. В. Мельникова. М., «Недра», 1979. 512 с.
11. Шешко Е. Ф. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. М., Углетехиздат, 1957. 495 с.

Лекция №9

Тема: Отвалообразование на карьерах.

План:

1. Сооружение отвальных насыпей
3. Отвалообразование мехлопатами
4. Отвалообразование драглайнами
5. Отвалообразование при конвейерном транспорте
6. Бульдозерное отвалообразование

Цель занятия – формирование знаний об основных понятиях и принципах отвалообразования на карьерах

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 $b_{пт.мин} = 12 \div 14$ 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 сооружение *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 :

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

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 ($\alpha = \beta$)

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

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).

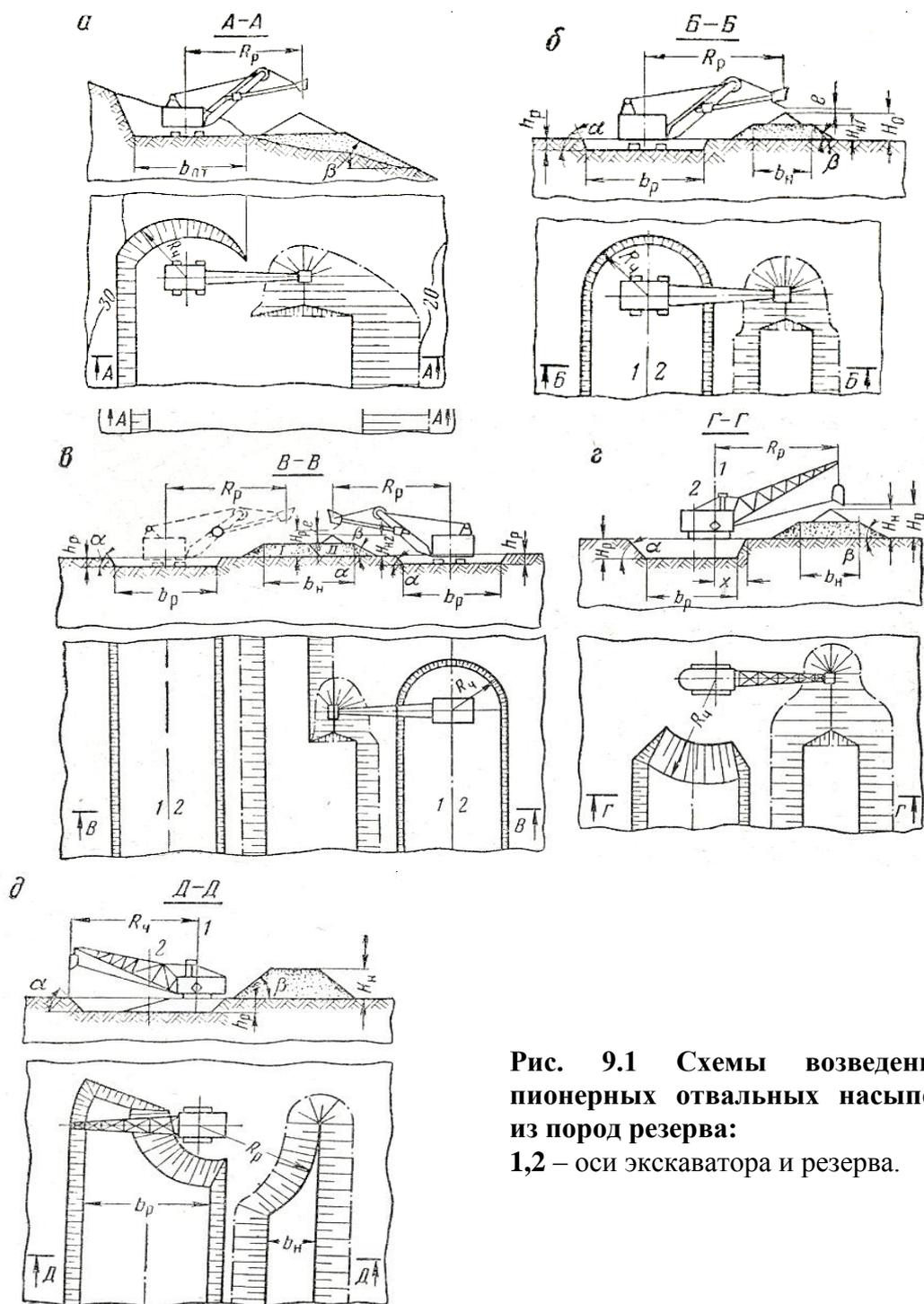


Рис. 9.1 Схемы возведения пионерных отвальных насыпей из пород резерва:
1,2 – оси экскаватора и резерва.

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 $H_ч$ и радиусом $R_ч$ черпания драглайна, а высота насыпи H_n - высотой H_p и радиусом R_p разгрузки (рис. 9.1, г). 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 ($x = 0,5 \cdot b_p + h_p \cdot \operatorname{ctg} \alpha$). Если объем пород резерва достаточен для возведения насыпи, рабочие параметры драглайна ограничены, его целесообразно устанавливать в створе верхней борозки 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, е). 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

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

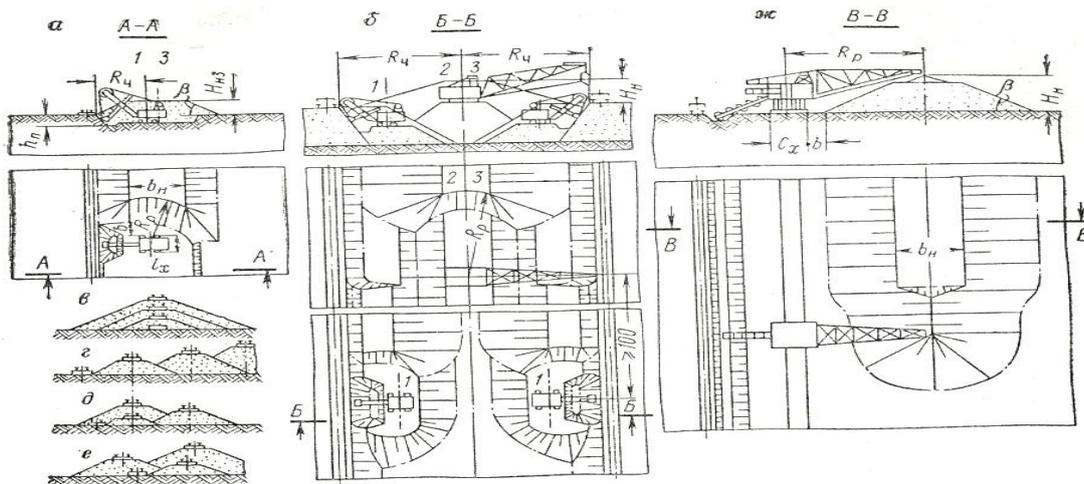


Рис. 9.2 Схемы возведения пионерных насыпей на привозных породах:

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.

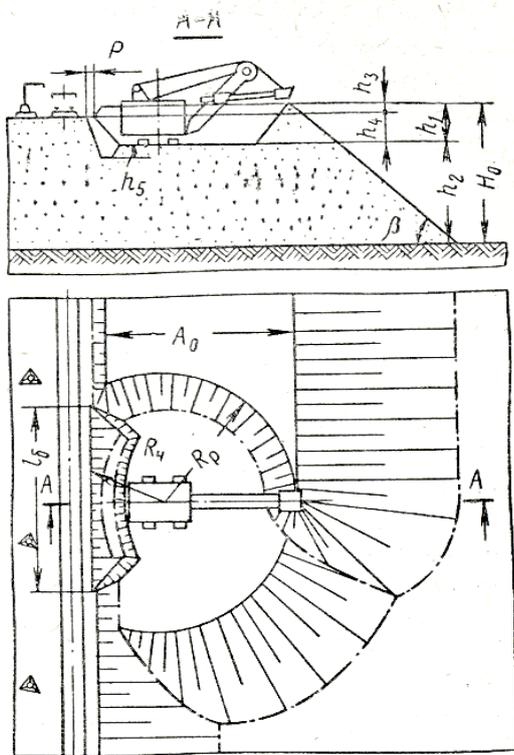


Рис. 9.3. Отвалообразование мехлопатами.

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 $H_0 = h_1 + h_2$ где h_1 и h_2 – высота верхнего и нижнего подступов.

Высота отвальных уступов зависит от типа складываемых и залегающих в основании пород, рельефа поверхности отвального отвала, 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 отсыпаемого отвального уступа над старым

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

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 потребная 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_δ определяется его длиной l_δ (длиной фронта разгрузки), высотой отвального забоя h_5 , равной глубине черпания экскаватора (см. рис. 9.3). Приближенно

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

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

Приямок (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_δ 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_δ , так как доставляемый поездом объем породы $n V_\delta$ должен быть уложен в отвал за время обмена поезда. При времени разгрузки состава $t_p = n \cdot \tau_p$

$$n \cdot V_\delta - \frac{P \cdot l_\delta \cdot (h_4 - h_5)}{K'_p} \leq Q_\delta \cdot n \cdot \tau_p \quad 9.5$$

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_q и R_p и длины думпкаров и может быть определен по формуле

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

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

$$A_{\min} = 2A_o + H_o \cdot \text{ctg} \beta + 12, \text{ м} \quad 9.9$$

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.

Экскаваторное 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 $h_o=4 \div 8$ м (в зависимости от модели

драглайна и типа породы) и длиной $l_6 = (2 \div 3)l_д$ $l_6 = (2 \div 3) \cdot l_д$ где $l_д$ - 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)

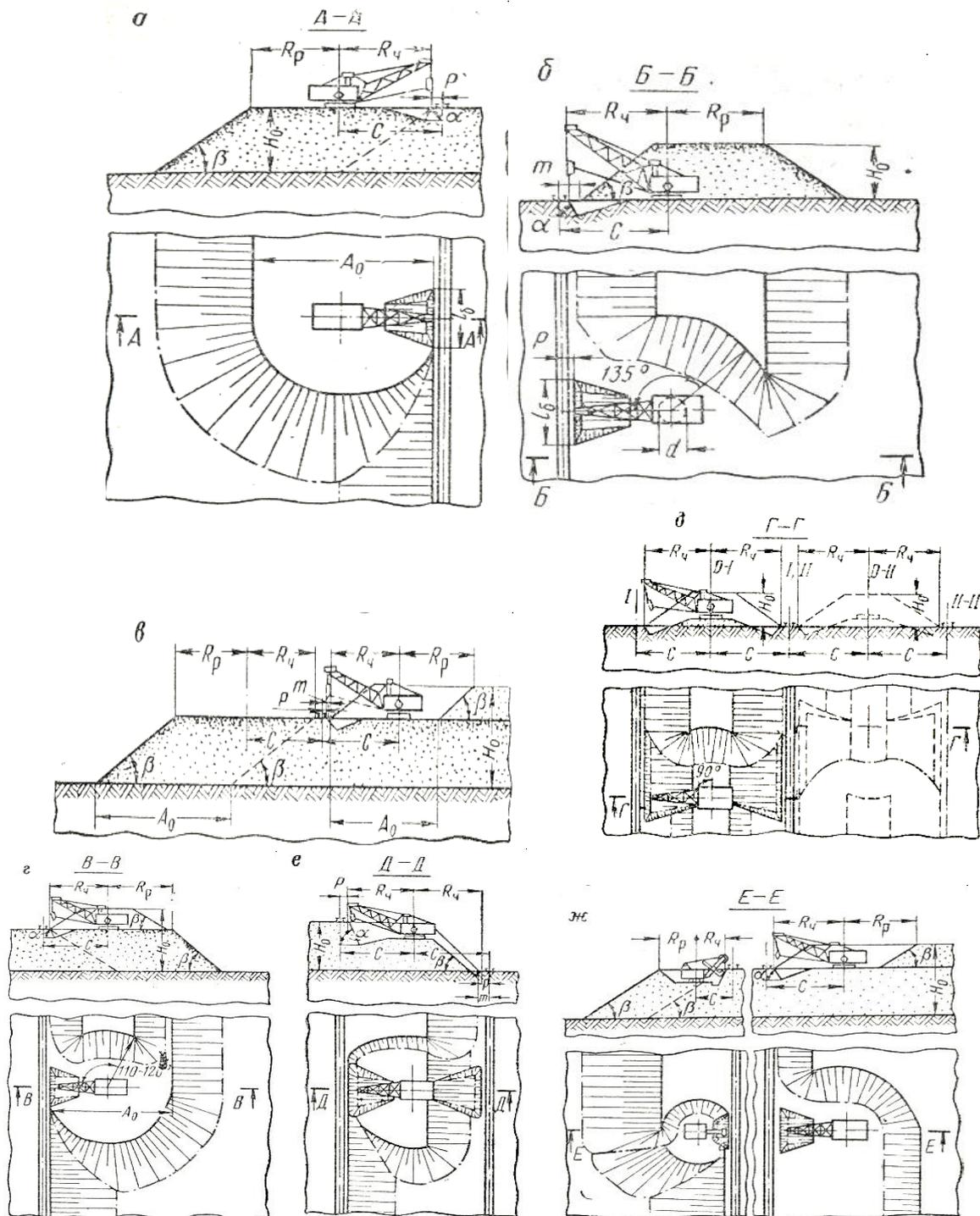


Рис. 9.4 Схемы отвалообразования драглайнами.

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

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

где

$$C_{\max} = \sqrt{R_q^2 - \frac{l_0^2}{2} + P}, \text{ м}; \quad 9.11$$

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 :

$$H_o = [R_q - 0,5 \cdot d - b - h_0 \cdot (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \alpha) - P] \cdot \operatorname{tg} \beta + H_p, \text{ м} \quad 9.12$$

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

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

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 1 м^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 $\beta_o \leq \beta_y$. 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).

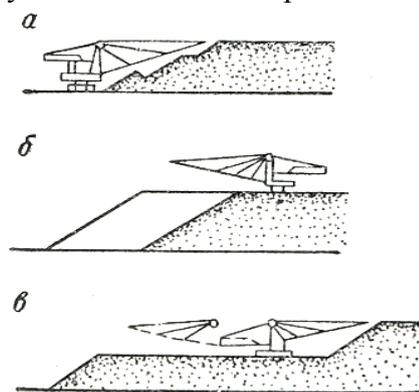


Рис. 9.5. Внешние конвейерные отвалы:

- а** – одноступный трехъярусный при верхней отсыпке;
- б** – одноступный одноярусный при нижней отсыпке;
- в** – двухподступный при верхней и нижней отсыпке.

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

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

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

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.

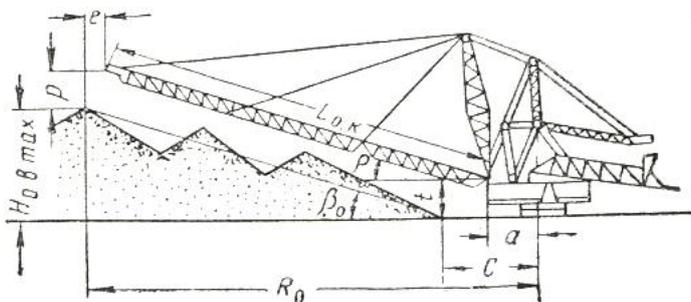


Рис. 9.6. Схема к расчету отвального уступа при верхней отсыпке.

Из условия безопасного прохода и поворота отвалообразователя

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

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

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

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

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

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

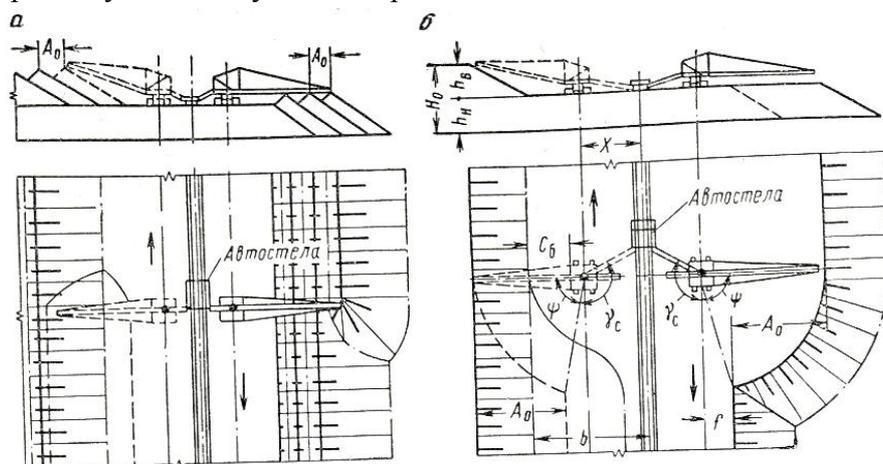


Рис. 9.7. Схемы к определению ширины заходки при конвейерном отвалообразовании: а, б – при работе отвалообразователя соответственно с неповоротной приемной консолью.

Отвалообразователями с поворотной приемной консолью осуществляют обычно верную 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 *поворотно-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).

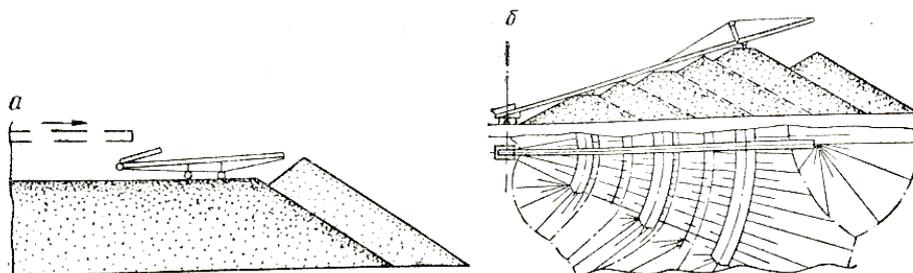


Рис. 9.8. Нижняя отсыпка самоходных консольным конвейером и неповоротно-звеньевым отвалообразователем.

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 бровки 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 90^0 к верхней бровке откоса; планировка разгрузочной площадки осуществляется при параллельных бровке отвала (продольных) проходах с подъемом $1-2^0$ 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

$$L'_{o.y} = \frac{Q_6}{W_0}, \text{ м} \quad 9.18$$

где Q_6 - производительность бульдозера, $\text{м}^3/\text{смену}$; W_0 - удельная приемная способность отвала, $\text{м}^3/\text{м}$,

$$W_0 = \frac{V_a \lambda}{b}, \text{ м}^3/\text{м}, \quad 9.19$$

где: V_a - емкость кузова автосамосвала, м^3 ; 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

$$N_o = \frac{W_c}{n_o \cdot Q_6}, \quad 9.21$$

где: W_c - объем складированных на отвале, м³/смену; n_6 - 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 200-250 м.

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

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

где: Z - ширина зоны разлета породных кусков от нижней бровки вышележащего яруса, м ($Z = 3 \div 25$ при высоте отвального яруса 4-30 м); $Ш_o$ - 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 60-80 м.

Производительность бульдозерных отвалов достигает 10-15 млн. м³/год. Производительность труда отвальных рабочих составляет 350-500 м³/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	железнодорожный тупик
плужные отвалы	верхняя отсыпка
нижняя отсыпка	внешние и внутренние отвалы
конвейер-стеккер	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 расстояние между драглайном и мехлопатой 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?

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. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых, ч. I. Под общей ред. М. Г. Новожилова. М., «Недра», 1971. 635 с.
7. Типовые элементы открытых разработок горнодобывающих предприятий черной металлургии. Л., изд. Гипроруды, 1971. 293 с.