

4088



Министерство образования
Республики Беларусь

БЕЛОРУССКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ
ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра «Горные работы»

В.И. Сенкевич

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

*Методическое пособие
к выполнению курсового проекта*

Минск
БНТУ
2011

Министерство образования
Республики Беларусь

БЕЛОРУССКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ
ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра «Горные работы»

В.И. Сенкевич

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Методическое пособие к выполнению курсового
проекта для студентов специальности 1- 51 02 01
«Разработка месторождений полезных ископаемых»

2-е издание, исправленное

Минск
БНТУ
2011

УДК 622.271:378.147.091.313(075.8)

~~ББК 33.22я7~~

~~С 29 С 31~~

Р е ц е н з е н т ы:

доцент кафедры «Горные машины» Белорусского национального
технического университета, кандидат технических наук

Г. А. Таяновский ;

главный специалист Республиканского унитарного предприятия
«Белгеология» **С.В. Коваленко**

Сенкевич, В.И.

С 29

Открытые горные работы: методическое пособие к выполнению курсового проекта для студентов специальности 1- 51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых» / В.И. Сенкевич. – 2-е изд., исп. – Минск: БНТУ, 2011. – 99 с.

ISBN 978-985-525-731-9.

Методическое пособие предназначено для студентов специальности «Разработка месторождений полезных ископаемых» при выполнении ими курсового проекта. Издание содержит теоретические сведения по курсу "Открытые горные работы", а также рекомендации по работе над курсовым проектом, методические указания по его составлению и оформлению, сведения по безопасному ведению открытых горных работ. Приведен список рекомендуемой литературы.

Первое издание выпущено БГПА в 1998 году.

УДК 622.271:378.147.091.313(075.8)

ББК 33.22я7

ISBN 978-985-525-731-9

© Сенкевич В.И., 2011

© БНТУ, 2011

Введение

Горные предприятия в отличие от многих других промышленных объектов и сооружений являются природно-технологическими комплексами. Параметры и показатели экономической эффективности горных предприятий определяются для данного уровня техники, в основном, природными факторами (строением и размерами месторождения, рельефом местности, гидрологическими условиями и др.) и допустимым воздействием их на окружающую среду. В отличие от других природно-технологических комплексов (гидроэлектростанций, транспортных коммуникаций и т.д.) карьеры являются динамичными объектами, развивающимися в течение нескольких десятилетий во времени и пространстве. Вследствие этого ежегодно изменяются размеры карьеров, длина транспортных коммуникаций и горно-геологические условия, а также перемещаются в пространстве рабочие места. Оптимизация в выборе решений при выполнении проектов карьеров осложняется большой разнородностью определяющих факторов (природные, технические, экономические и социальные), вероятностным характером их воздействия, высокой степенью неопределенности и недостаточной изученностью ряда факторов к началу проектирования.

С учетом вышеизложенного целью выполнения курсового проекта по дисциплине "Открытые горные работы" является закрепление знаний, полученных при изучении теоретического курса, выработка умения самостоятельно решать основные горнотехнические задачи на достаточном инженерном уровне при открытой разработке месторождений полезных ископаемых с простыми горно-геологическими условиями.

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Как правило, горное предприятие включает в себя горный цех (собственно карьер) и цех по переработке или обогащению исходного сырья с выпуском заданного объема и номенклатуры готовой продукции. Учитывая, что вторая часть горного предприятия (цех по переработке полезных ископаемых) рассматривается в самостоятельной дисциплине, темой курсового проекта является открытая разработка поля применительно к условиям конкретного месторождения. Курсовой проект выполняется на основании индивидуального задания и в сроки, предусмотренные учебным планом.

2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Исходные данные для выполнения курсового проекта излагаются руководителем курсового проектирования в выдаваемом индивидуальном задании. В их качестве служат следующие данные:

1) описание месторождения (геологическая характеристика месторождения, качественная и технологическая характеристика полезного ископаемого, подсчет запасов, характеристика физико-механических свойств полезного ископаемого и вскрышных пород, оценка разведанности месторождения, климатические данные района, гидрологическая характеристика месторождения и т.д.);

2) топографический план месторождения, совмещенный с планом подсчета запасов, М 1: 1000...1:5000;

3) геолого-литологические разрезы, М гор.1 :1000... 1:5000; верт. 1:100...1:500);

4) дальность транспортирования горной массы.

Могут указываться дополнительные сведения или требования к проектированию. Например: "Разработка насосов осуществляется способом гидромеханизации"; "Применить бестранспортную схему проведения траншей" и т.д.

3. СТРУКТУРА И ОБЪЕМ ПРОЕКТА

1. Курсовой проект состоит из расчетно-пояснительной записки объемом 25-40 страниц рукописного текста и графической части, представленной тремя листами.

2. Пояснительная записка содержит краткие описания, расчеты и необходимые эскизные схемы по разделам:

1) введение;

2) краткая геологическая и горно-техническая характеристика месторождения;

3) горная часть;

а) исходные положения проекта;

б) подготовка горных пород к выемке;

в) система разработки и структура комплексной механизации;

г) вскрытие рабочих горизонтов и горно-капитальные работы;

д) транспорт;

с) отвалообразование;

ж) рекультивация;

з) безопасное ведение открытых горных работ.

3. Графическая часть включает:

Первый лист:

1) топоплан месторождения, совмещенный с планом подсчета запасов (М 1:1000..1:5000), геолого-литологические разрезы (М гор. 1:1000...1:5000, верт. 1:100 ...1:500);

2) горно-геометрический анализ карьерного поля.

Второй лист:

1) план карьера на расчетный год (рекомендуется на десятый год эксплуатации или на год достижения проектной мощности) со схемой вскрытия, размещения горного оборудования, транспортных коммуникаций, отвалов вскрышных пород, плодородного слоя, складов готовой продукции;

2) поперечные разрезы с указанием параметров элементов системы разработки;

3) технологические паспорта производства горных работ при добыче полезного ископаемого, разработке вскрыши и при отвалообразовании.

Третий лист {горно-капитальные работы}:

1) план карьера на момент ввода его в эксплуатацию (на пусковую мощность, но не менее 25 % от плана добычи);

2) технологические схемы проведения капитальных и разрезных траншей с расстановкой оборудования;

3) поперечные разрезы с указанием параметров элементов вскрышающих выработок;

4) планы трасс капитальных траншей и транспортных коммуникаций с определением уклонов и общей длины трасс,

4. ОФОРМЛЕНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Графическая часть должна быть выполнена, как правило, в карандаше на листах формата А 1 согласно ГОСТ 2100-78.

Раздел 1 "Общие требования к рабочим чертежам": горно-геологические чертежи выполняются в соответствии с ГОСТ 2850-75 - ГОСТ 2857-75.

Текст пояснительной записки должен быть аккуратно написан либо отпечатан на пишущей машинке и оформлен в соответствии с ГОСТ 7.3-77 с соблюдением установленных ГОСТ 7.32-81 полей: левое-- 30 мм, правое - 10 мм, верхнее - 15 мм, нижнее - 20 мм.

Все эскизы и таблицы в тексте должны быть пронумерованы, иметь название; формулы должны быть снабжены пояснениями буквенных обозначений с указанием размерности входящих в них величин и ссылками на соответствующие источники. Не допускается использование одинаковых обозначений для различных величин.

Пояснительная записка должна содержать титульный лист, задание на курсовое проектирование, оглавление, текст пояснительной записки, приложения, полный перечень фактически использованной литературы с указанием автора, названия работы, места (город и издательство) и года издания.

5. СОДЕРЖАНИЕ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ

1. Введение:

- 1) общие сведения об объемах и потребностях в данном виде полезного ископаемого в Республике Беларусь;
- 2) особенности добычи;
- 3) уровень механизации и автоматизации производственных процессов;
- 4) негативные последствия для окружающей среды.

2. Краткая геологическая и горно-техническая характеристика месторождения (описание месторождения):

- 1) общие сведения о районе расположения месторождения, его климатических особенностях;
- 2) характеристика залежи (запасы, размеры, угол падения, форма, структура и т.д.), характеристика полезного ископаемого, покрывающих и вмещающих пород (плотность, влажность, прочностные показатели, трещиноватость и др.);
- 3) сведения о потребителях полезного ископаемого;
- 4) технические требования на данный вид полезного ископаемого и другие виды продукции, получаемые из исходного сырья при переработке.

3. Горная часть.

3.1. Исходные положения проекта, основные для принятия решения по разработке месторождения :

- 1) оконтуривание карьерного поля (установление устойчивых углов откосов уступов и бортов карьера, разнос бортов карьера) в зависимости от свойств пород и полезного ископаемого, предполагаемой конструкции бортов карьера и средств механизации основных процессов;
- 2) горно-геометрический анализ карьерного поля;
- 3) определение в контурах карьера запасов полезного ископаемого (промышленных и эксплуатационных), объемов вскрышных пород и плодородного слоя, среднего коэффициента вскрыши;
- 4) обоснование годовой программы карьера по добыче полезного ископаемого (по горно-геологическим, транспортным и другим условиям);

5) расстояние транспортирования полезного ископаемого, места расположения отвалов пустых пород и плодородного слоя;

6) определение типоразмера оборудования на основных операциях.

3.2. Подготовка горных пород к выемке.

В разделе должны быть обоснованы и рассчитаны:

1) способ подготовки горных пород к выемке;

2) необходимая степень дробления горных пород;

3) основные технологические параметры подготовки горных пород к выемке на основании показателей трудности бурения, разрушения, взрывания, экскавации;

4) технические характеристики используемого оборудования, их производительность и количество, а также схемы работы.

3.3. Система разработки и структура комплексной механизации, производительность основного оборудования:

1) уточнение в соответствии с геологической и горнотехнической характеристикой месторождения, а также на основе установленных исходных положений проекта и задания на проектирование, оборудования на всех основных процессах: при выемке вскрыши и полезного ископаемого, транспортировании, отвалообразовании и складировании;

2) обоснование системы разработки в соответствии с горно-геологическими условиями залегания полезного ископаемого, требуемым качеством полезного ископаемого, размерами и формой карьерного поля, внешним или внутренним отвалообразованием, календарными объемами горных работ и т.д.;

3) определение параметров системы разработки: числа и высоты вскрышных и добычных уступов; протяженности фронта вскрышных и добычных работ; минимальной ширины рабочих площадок на основных технологических процессах, транспортных и предохранительных берм; размеров экскаваторных блоков; скорости продвижения и темпа углубления горных работ и т.д.;

4) определение производительности и количества оборудования на основных производственных процессах;

5) определение величины сменных и суточных объемов на вскрыше, добыче и отвалообразовании.

3.4. Вскрытие рабочих горизонтов и горно-капитальные работы:

1) определение грузопотоков горной массы;

2) обоснование применительно к грузопотокам в соответствии с принятой системой разработки, комплексами горного и транспортного оборудования, расчетной и конечной глубиной карьера и его размера-

ми в плане, размещением отвалов и пунктов приема полезных ископаемых способа, схем и системы вскрытия рабочих горизонтов;

3) обоснование в соответствии с принятым видом транспорта и тяговыми средствами руководящего уклона вскрывающих выработок, формы трасс, местоположения и конструкции пунктов примыкания к рабочим горизонтам; расчет теоретической и действительной протяженности трасс;

4) обоснование вида вскрывающих и подготовительных выработок (внешних или внутренних капитальных траншей и полутраншей, постоянных или скользящих съездов, разрезных траншей или котлованов), их местоположения и размеров;

5) выбор схем проведения горно-подготовительных выработок; расчет скорости и сроков их проведения, применяемого оборудования и его производительности;

6) определение общего объема горно-капитальных работ.

3.5. Транспорт:

Здесь должны быть приведены:

1) техническая и технологическая характеристика используемого вида транспорта;

2) производительность и число транспортных единиц на всех видах горных работ;

3) параметры транспортных коммуникаций: пропускная и провозная способность дорог.

3.6. Отвалообразование:

1) обоснование расположения отвалов;

2) параметры, порядок формирования;

3) приемная способность;

4) оборудование и его производительность.

3.7. Рекультивация:

1) описание технической и биологической рекультивации выработанного карьера и отвалов;

2) обоснование основных параметров бортов карьера и выработанного пространства;

3) определение основных объемов работ по срезке бортов, перемещению вскрышных пород, планировке и т.д.

3.8. Безопасное ведение открытых горных работ:

перечень основных правил и мер по безопасному ведению открытых горных работ и эксплуатации оборудования на основных производственных процессах, использованных в курсовом проекте.

6. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО СОСТАВЛЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

6.1. Исходные положения проекта

Устойчивость бортов карьера зависит от трех основных факторов:

- 1) геологических (состав, состояние, строение и свойства горных пород);
- 2) гидрогеологических (влияние подземных вод, изменяющих свойства массива);
- 3) технологических (способы вскрытия, системы разработки, отдельные технологические процессы).

Нарушение устойчивости откосов ведет за собой увеличение объемов вскрыши, непроизводительные расходы на дополнительную переэкскавацию, нарушает режим работы на карьерах, вызывает простои и аварии горнотранспортного оборудования и приносит значительный материальный ущерб.

Выбираемые рабочих и нерабочих углы откоса уступа и борта карьера (/1/, с. 59-61; /2/, с. 6-10) должны прежде всего удовлетворять требованиям безопасного ведения горных работ, устойчивости бортов и условиям размещения на бортах необходимых площадок и транспортных коммуникаций.

В общем случае угол откоса борта карьера может быть определен по формуле

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{H}{\sum B_m + b_n + b_{km} + \sum H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha},$$

где B_m - ширина транспортной бермы, м; b_n - ширина предохранительной бермы, м; b_{km} - ширина располагаемой на борту капитальной траншеи, м; H - высота борта карьера, м; H_y - высота уступа, м; α - угол устойчивого откоса уступа, град.

6.2. Оконтуривание карьерного поля

Оконтуривание залежи полезного ископаемого (/2/, с. 10) заключается в установлении на планах и геологических профилях ее объемного контура при известных кондициях. При этом учитываются качественные и количественные характеристики залежи, пригодность ее для разработки (в целом или по частям), возможные для извлечения запасы, вероятностная точность разведочных данных и других факторов. Оконтуривание залежи однородного строения обычно осуществля-

ется по мощности (допустимой) с последующим исключением из полученного контура участков, не удовлетворяющих кондициям. Оконтуривание сложных залежей с неясно выраженными контактами производится, в основном, по бортовому содержанию полезного компонента, под которым понимается предельное (минимальное) его содержание в краевых пробах, обеспечивающих возврат всех затрат на добычу и переработку полезного ископаемого (включая капитальные затраты).

При оконтуривании обязательно выделяются технологические типы и сорта (классы, марки) полезного ископаемого, определяющие область его использования, что предполагает селективную его разработку. В этом случае расчет минимального промышленного содержания, минимальной мощности и других показателей производится для каждого типа и сорта отдельно.

На основе оконтуривания залежи и изучения поверхности производится оконтуривание карьерного поля. Под последним понимается установление на планах и геологических профилях объемного контура карьера при конечном положении его бортов (/1/, с. 6; /3/, с. 172-186).

Для оконтуривания карьерного поля при горизонтальных и пологих залежах имеет значение принятая разбортовка карьера. Она может быть по отношению к граничной мощности полезного ископаемого в бортах карьера внешняя, внутренняя и половинчатая (см. рис. 6.1).

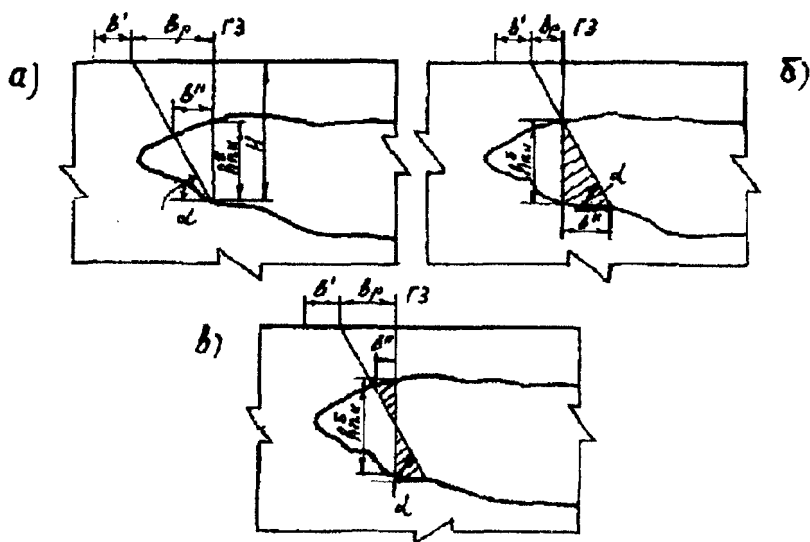


Рис. 6.1. Разбортовка карьерного поля:
а) внешняя; б) внутренняя; в) половинчатая

В случае внешней разбортовки (рис. 6.1 а) полезное ископаемое используется полностью, но увеличивается объем экскавируемых вскрышных пород в бортах карьера; в случае внутренней разбортовки (рис. 6.1 б) имеют место потери полезного ископаемого и наименьшие объемы экскавируемых вскрышных пород; при половинчатой разбортовке потери полезного ископаемого принимаются равными нулю, а объем вскрышных пород в бортах средний.

Потери залежи в бортах карьера V_6 , м³, (рис. 6.1 б) определяются по формуле

$$V_6 = \frac{h_{ни}^2}{2 \cdot \operatorname{tg} \alpha} \cdot P,$$

где $h_{ни}$ - средняя мощность полезного ископаемого в бортах карьера, м;
 P - периметр карьера или его отдельных участков, м.

6.3. Горно-геометрический анализ карьерного поля

6.3.1. Распределение затрат при разработке месторождения

Распределение затрат при разработке месторождения зависит от распределения объемов добычи и вскрыши во времени, т.е. от динамики рабочей зоны карьера. Поэтому необходимо провести горно-геометрический анализ карьерного поля с целью установления оптимального варианта формирования рабочей зоны карьера и распределения объемов полезного ископаемого и вскрыши за время разработки месторождения в контурах карьера или его этапа. Результаты горно-геометрического анализа служат основой для составления календарных графиков разработки месторождения. Экономическая оценка календарных графиков позволяет выбрать оптимальный вариант глубины и контуров карьера, производительности и срока службы, способа вскрытия и вида транспорта, системы разработки и способа механизации технологических процессов (/3/, с. 117; /2/, с. 25).

Критерием оценки режима горных работ является график текущего коэффициента вскрыши. Конечным результатом анализа является календарный график объемов вскрышных работ с обоснованием количества вскрышного и добычного оборудования. Во время анализа производится подсчет запасов полезного ископаемого в контурах карьера, общих и поэтапных объемов вскрыши и текущих коэффициентов вскрыши.

6.3.2. Геометрический анализ карьерного поля по методу академика В.В.Ржевского для горизонтальных и пологих залежей

Исходным материалом являются топографические планы с нанесенными изоμοшностями пород и полезного ископаемого и границами карьера. Для каждого из возможных вариантов развития горных работ устанавливают начальное положение фронта работ, ряд промежуточных и конечное. Для каждого положения фронта работ определяют извлекаемые объемы вскрыши и полезного ископаемого при подвигании фронта на единицу длины, т.е. находят элементарные приращения объемов, с помощью которых строится график режима.

Порядок выполнения работ следующий:

1. Согласно принятому направлению развития горных работ карьерное поле разбивается серией параллельных линий, фиксирующих этапы работ. Число линий в простых условиях равно 6...8. В сложных условиях число линий равно 10...15 и более. Линии проводят через одинаковый или разный по величине интервал (рис. 6.2).

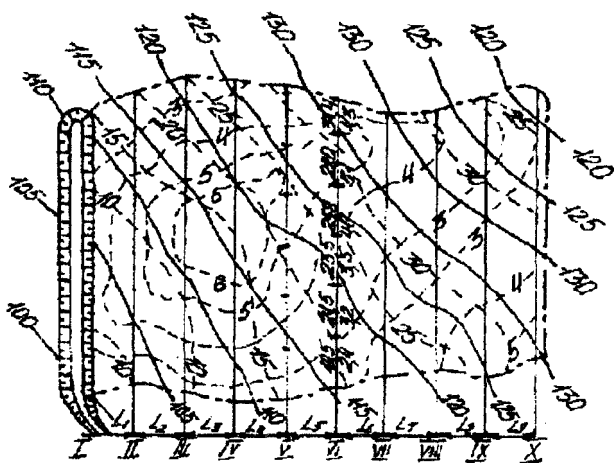


Рис. 6.2. План изолиний карьерного поля

2. Фронт работ на каждой линии разделяют на участки одинаковой длины (в зависимости от масштаба чертежа и сложности планов изоμοшностей вскрыши и залежи участки могут быть длиной 10, 20 и 50 м). В середине каждого участка, пользуясь отметкой изоμοшностей, проставляют значение мощностей вскрыши и полезного ископаемого.

Для каждого этапа эти значения соответственно суммируются, умножаются на длину участка и линейный масштаб. Полученные произведения откладывают в виде ординат полезного ископаемого и вскрыши на графике (рис. 6.3). Площадь, заключенная между графиком полезного ископаемого, осью абсцисс и любой парой ординат, показывает объем извлекаемого полезного ископаемого при подвигании фронта работ в пределах этих этапов. Площади, заключенные между осью абсцисс и графиком вскрыши, показывают извлекаемые объемы вскрыши. Разделив средние для каждого этапа ординаты вскрыши на соответствующие ординаты полезного ископаемого, получим значение текущего коэффициента вскрыши. Откладывают также длину фронта работ для каждого этапа.

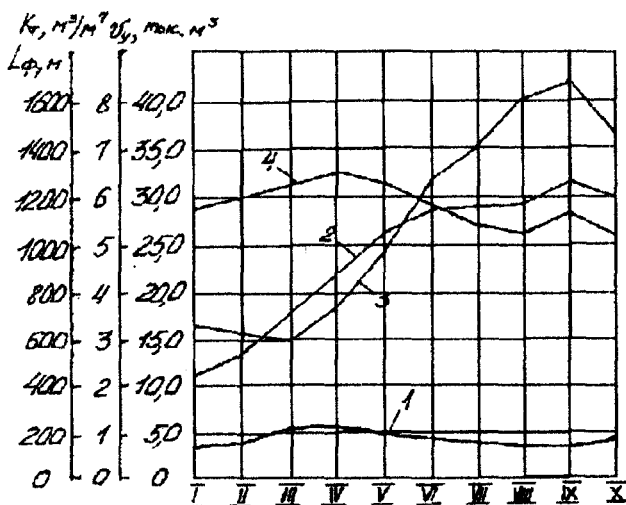


Рис. 6.3. График геометрического анализа карьерного поля для горизонтальной залежи:

- 1 - полезное ископаемое; 2 - вскрыша; 3 - текущий коэффициент вскрыши; 4 - протяженность фронта работ; 1-8 - положение фронта работ

6.3.3. Геометрический анализ карьерного поля на поперечных сечениях по методу академика В.В.Ржевского

Площадь любой фигуры *abvc* (рис. 6.4), заключенной в границах параллельных линий, может рассчитываться как площадь трапеций. Криволинейность сторон *ab* и *vc* относительно невелика, и в задачах горного дела их можно рассматривать как прямые отрезки.

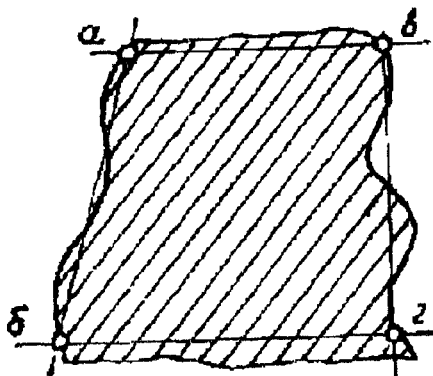


Рис. 6.4. Расчет площади фигуры методом трапеций

Так как при разработке наклонных и крутых залежей выделяются горизонтальные слои, площадь вскрыши и полезного ископаемого, заключенную на поперечном сечении между двумя смежными положениями рабочих бортов карьера, можно определить как сумму трапеций. В связи с этим метод геометрического анализа назван *методом трапеций*. Он может быть использован для анализа вытянутых карьерных полей, разделенных на блоки, каждый из которых достаточно полно характеризуется поперечным геологическим разрезом. Порядок графических построений на разрезе при геометрическом анализе следующий (см. рис. 6.5):

1. Определяется ширина разрезной траншеи по низу; в соответствии с принятой схемой вскрытия и порядком развития горных работ выбирается ее местоположение для каждого этапа. Этапы работ в простых условиях назначаются через 2-3 уступа, а в сложных условиях - через уступ. Каждому этапу присваивается порядковый номер; определяются высотные отметки подошвы разрезных траншей.

2. Для каждого этапа проводятся линии откосов рабочих бортов со стороны лежачего и висячего боков залежи до встречи с поверхностью или конечным контуром карьера.

3. Посередине между каждыми двумя смежными положениями рабочих бортов на каждом горизонте проводят средние линии.

4. На том же или на другом листе проводится вертикальная ось, на которую переносятся отметки подошвы разрезных траншей по каждому этапу. На горизонтальных линиях для каждого этапа развития работ в карьере откладываются ординаты, выражающие объемы горной массы, полезного ископаемого и вскрыши.

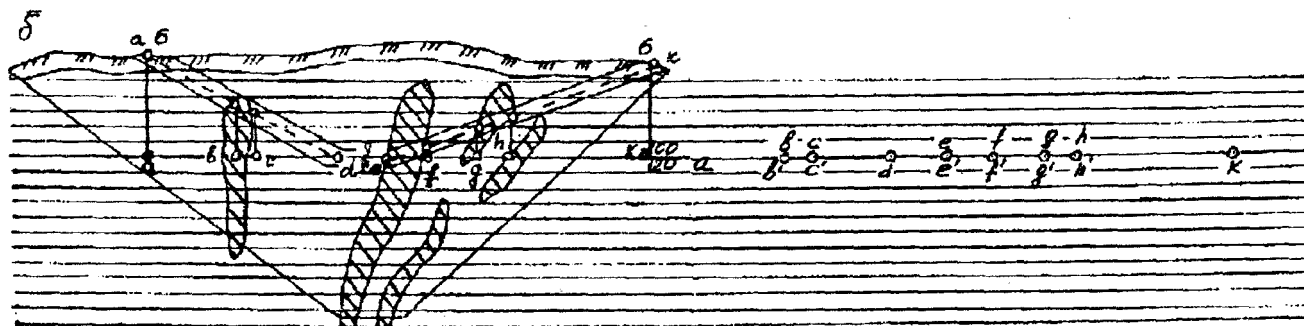
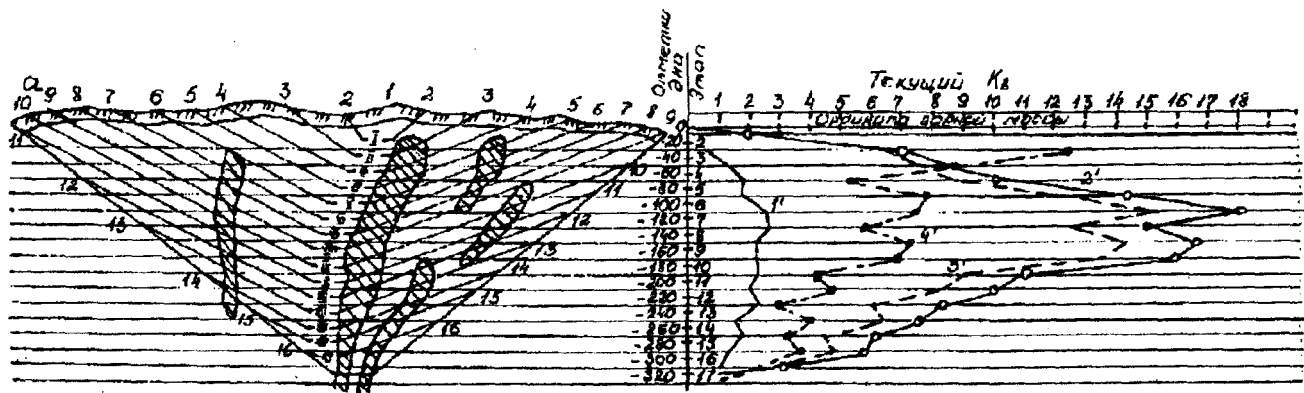


Рис. 6.5. Схемы построения графика режима горных работ методом трапеций:
 1 - полезное ископаемое; 2 - горная масса; 3 - вскрышные породы; 4 - текущий коэффициент вскрыши

5. Суммируют все горизонтальные отрезки между границами этапа. Полученная сумма является ординатой горной массы для данного этапа. В этом же масштабе она откладывается на линии ординат, проходящей посередине между конечными отметками данного этапа.

6. Аналогично суммированием всех отрезков средних линий горизонтов, находящихся в пределах залежей на данном этапе, определяются ординаты полезного ископаемого.

7. График горной массы и полезного ископаемого строится путем соединения конечных точек соответствующих ординат.

Если залежь содержит прослойки пустых пород, извлекаемые отдельно, то во избежание частных измерений можно установить их среднее содержание (в процентах) и уменьшить соответственно ординаты полезного ископаемого на графике. Аналогично учитываются потери полезного ископаемого. Вычитанием из ординат горной массы ординат полезного ископаемого получают ординаты объемов вскрыши, по которым строится соответствующий график (см. рис. 6.5, кривая 3). Делением ординат вскрыши на ординаты полезного ископаемого находят значения текущего коэффициента вскрыши, по которым строится соответствующий график (см. рис. 6.5, кривая 4). Каждая ордината выражает приращение площади горной массы полезного ископаемого, вскрыши при увеличении глубины карьера на единицу. Поэтому площадь, заключенная между двумя ординатами горной массы, осью абсцисс и кривой горной массы, является площадью горной массы, извлекаемой при углублении горных работ между высотными отметками соответствующих ординат. Общая площадь между начальной и конечной ординатами, графиком горной массы и осью абсцисс соответствует в масштабе общей площади горной массы, извлекаемой по данному сечению при производстве горных работ до конечной глубины. Аналогично площадь между кривой полезного ископаемого и осью абсцисс соответствует площади извлекаемого полезного ископаемого, а площадь между кривой вскрыши и осью абсцисс - площади извлекаемой вскрыши.

8. По формуле или по данным практики определяется значение граничного коэффициента вскрыши, которое вычерчивается на графике исследования режима горных работ в виде вертикальной прямой.

9. Точка пересечения графиков текущего коэффициента вскрыши с граничным по теории определения конечных контуров карьеров для наклонных крутопадающих месторождений означает горизонт с максимальным разносом бортов карьера по поверхности, где достигается условие: $k_m = k_{cp}$.

10. Из точек пересечения контура с максимальным разносом бортов карьера с поверхностью проводятся линии бортов карьера под углами

погашения. Точка их пересечения означает максимальную глубину карьера на исследуемом профиле.

11. После отстройки конечных контуров карьера значения ординат горной массы, вскрыши и полезного ископаемого после горизонта с максимальным разносом по поверхности уточняются, так как значения их ограничиваются конечным контуром карьера.

Для подсчета площадей на графике их значения заносятся в таблицу, которая обычно помещается ниже графика (табл. 6.1). Натуральные значения извлекаемых объемов в блоке получают путем умножения площади на квадрат масштаба чертежа и на длину блока по простиранию. Для построения сводного графика извлекаемых объемов горной массы по простиранию карьера или его участка рассматривается несколько сечений. С этой целью на каждом этапе по глубине карьера суммируются объемы горной массы, вскрыши и полезного ископаемого в отдельных блоках по простиранию карьерного поля и вычисляются в сводной таблице (табл. 6.2) значения текущих и средних коэффициентов вскрыши. По данным сводной таблицы строится сводный график (рис. 6.6).

Аналогично строятся графики для других вариантов режима горных работ. Варианты определяются местом и трассой положения разрезной траншеи на поперечном сечении и углом наклона рабочих бортов карьера.

6.3.4. Трансформация графика горно-геометрического анализа в календарный график. Производительность карьера

Календарный график может быть получен путем преобразования (трансформации) графика режима горных работ $V = f(H)$. Для этого сначала находят возможную максимальную производительность карьера по горно-геологическим условиям Π_{max} : для горизонтальных месторождений - умножением минимальной ординаты полезного ископаемого на графике исследования режима горных работ l_{min} на скорость продвижения фронта работ при принятой технологии отработки карьера V_{ϕ}

$$\Pi_{max} = l_{min} \cdot v_{\phi};$$

для крутопадающих месторождений - умножением минимальной ординаты полезного ископаемого на скорость углубления горных работ y

$$\Pi_{max} = l_{min} \cdot y.$$

Таблица для подсчета площадей на графике

Показатели	Значение показателей									
Отметки, м	240	220	200	180	160	140	120	100	80	60
Глубина, м	0	20	40	60	80	100	120	140	160	180
Вскрыша										
Ординаты, мм	17,6	17,6	55	73	88	1222	172	237	295	337
Площадь, мм ²	—	352	1100	1460	1760	2440	3440	4740	5900	6740
Суммарная площадь, мм ²	—	352	1452	2912	4672	7112	10552	15292	21192	27332
Полезное ископаемое										
Ординаты, мм	—	4,75	15	28	47	48	41	34	31	28
Площадь, мм	—	95	300	560	940	960	820	620	620	560
Суммарная площадь, мм ²	—	95	395	955	1895	2855	3675	4355	4975	5535
Средний коэффициент вскрыши, м ³ /м ³	—	3,72	3,68	3,07	2,46	2,5	2,86	3,52	4,26	5,60

Сводная таблица исследования режима горных работ
на наклонных и крутопадающих пластообразных залежах (направление . . .)

Этап	Горизонт	Индекс	Вскрыша					Сумма, м ³	Полезное ископаемое					Текущий коэффициент вскрыши			
			Геологический профиль						Геологический профиль								
			Торцевая часть	I-II	II-II	III-III			Торцевая часть	Торцевая часть	I-II	II-II	III-III			Торцевая часть	Сумма, м ³
				Длина блока, м							Длина блока, м						
100	150	100	200	100	150	100	200										
1		Ордината Площадь Объем															
2																	
3																	

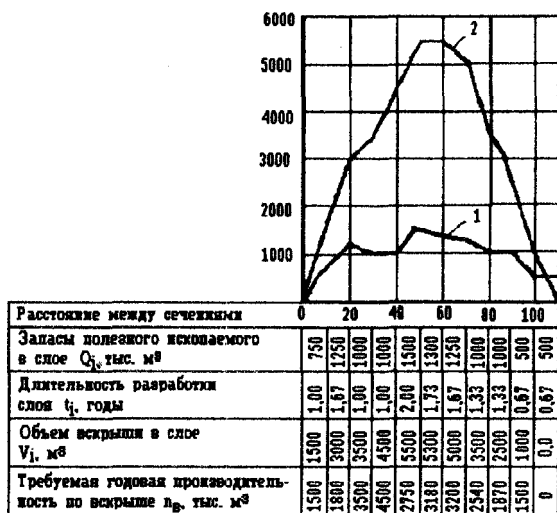


Рис. 6.6. График режима горных работ

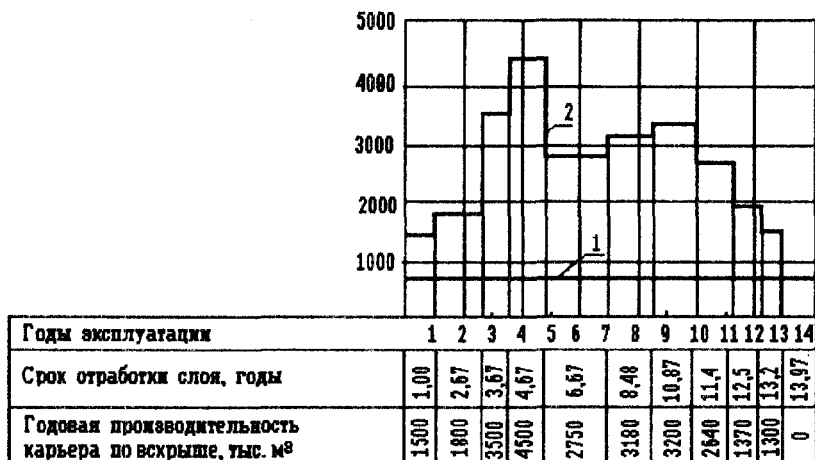


Рис. 6.7. Календарный график объемов вскрышных и добычных работ

Необходимая производительность карьера может быть меньше или равна максимальной производительности по горнотехническим условиям

$$\Pi'_k \leq \Pi_{\max}.$$

Затем по принятой производительности Π'_k карьера по полезному ископаемому определяется срок отработки i -го контура с запасами Q_i полезного ископаемого

$$t_i = \frac{Q_i}{\Pi'_k}.$$

Исходя из срока отработки контура и объема V_i вскрыши в нем определяют годовую производительность карьера по вскрыше в течение срока отработки контура

$$\Pi_b = \frac{V_i}{t_i};$$

или

$$\Pi_b = \Pi'_k \cdot k_m,$$

где k_m - текущий коэффициент вскрыши,

$$k_m = \frac{V_i}{Q_i}.$$

Результаты расчетов выражают в виде таблиц и графиков. На рис. 6.6 показан сводный график режима горных работ, на котором по оси абсцисс отложена глубина горизонта от поверхности карьера, по оси ординат - объемы вскрыши и полезного ископаемого. В таблице, расположенной ниже графика режима, показаны запасы полезного ископаемого и объем вскрыши в каждом горизонте. Эти данные получены в результате выполненного ранее горно-геометрического анализа.

На основании этих данных строится календарный график. Для этого в верхней строке (см. рис. 6.7) указываются календарные годы разработки, а ниже в этом же масштабе времени откладывается продолжительность отработки каждого горизонта. Верхняя строка этой таблицы является также шкалой оси абсцисс календарного графика. Получен-

ные календарные графики служат в качестве исходных данных для обоснования годовых объемов вскрышных работ на карьере.

После определения производительности по горно-геологическим условиям устанавливают ограничивающие факторы и проверяют максимально допустимую производительность в зависимости от интенсивности развития горных работ, провозной способности грузотранспортных потоков, числа и производительности добычных экскаваторов (/2/, с. 15).

6.3.5. Потери полезного ископаемого

Согласно "Единой классификации потерь твердых полезных ископаемых при разработке месторождений" потери подразделяются на общекарьерные и эксплуатационные.

Общекарьерные потери включают все виды потерь в целом в пределах контура подсчета запасов и определяются по формуле

$$f_o = \sum_{i=1}^n \frac{V_{ni}}{V_{np}} \cdot 100, \%,$$

где f_o - общекарьерные потери;

V_{ni} - объем потерь, м^3 ;

V_{np} - объем полезного ископаемого в контурах карьера, м^3 .

Эксплуатационные потери f_3 складываются из потерь в массиве и отделенного от массива полезного ископаемого (/7/, с. 260). Потери в массиве складываются из потерь в подошве, при зачистке и в бортах карьера (см. рис. 6.1). Потери при зачистке и в подошве определяются по формуле

$$f_3^{a,n} = \frac{h^{3,n} \cdot S_k}{V_{np}} \cdot 100, \%,$$

где $h^{3,n}$ - толщина потерь полезного ископаемого в подошве и при зачистке, м;

S_k - площадь карьера в контурах подсчета запасов, м^2 .

Потери в бортах определяются по формуле

$$f_3^b = \frac{V_b}{V_{np}} \cdot 100, \%,$$

Потери отделенного от массива полезного ископаемого f_m складываются из потерь при транспортировке, разгрузке и перегрузках (данный вид потерь определяется нормами). Эти потери учитываются при расчете годовой программы карьера.

6.3.6. Определение промышленных и эксплуатационных запасов полезного ископаемого. Годовая программа карьера по полезному ископаемому и срок существования карьера

Промышленные запасы в контуре подсчета запасов полезного ископаемого V_{np} принимаются по данным описания месторождения, по результатам горно-геометрического анализа или по формуле

$$V_{np} = h_{ни}^{cp} \cdot S_k, \text{ м}^3,$$

где $h_{ни}^{cp}$ - средняя глубина залежи полезного ископаемого, м.

Подсчет запасов ведется только в плотном теле.

Эксплуатационные запасы $V_э$ определяются по формуле

$$V_э = V_{np} \cdot \frac{100 - \sum (f_o + f_э)}{100}, \text{ м}^3.$$

Срок существования карьера T_k , лет,

$$T_k = \frac{V_э}{\Pi_k \cdot k},$$

где k - коэффициент, учитывающий потери отделенного от массива полезного ископаемого ($k = 1 + \sum_{i=1}^n f_{mi}/100$);

Π_k - уточненная годовая программа карьера по полезному ископаемому, м^3 .

6.3.7. Определение объемов вскрыши и плодородного слоя при разработке карьера. Средний коэффициент вскрыши

Объем вскрыши $V_в$ складывается из вскрыши в контурах подсчета запасов $V_в^к$ при разносе бортов карьера $V_в^б$ и потерь полезного ископаемого при зачистке $V_в^з$

$$V_g^k = h_g \cdot S_k, \text{ м}^3,$$

где h_g - средняя глубина вскрыши по карьере без учета толщины плодородного слоя, м.

Объем вскрыши при разноте V_g^b определяется согласно принятой схеме разбортовки карьера (см. рис. 6.1).

Объем при зачистке кровли полезного ископаемого определяется по формуле

$$V_g^3 = h^3 \cdot S_k, \text{ м}^3.$$

Общий объем вскрыши по карьере определяется по формуле

$$V_g = V_g^k + V_g^b + V_g^3, \text{ м}^3.$$

Объем плодородного слоя складывается из объема в контурах подсчета запасов V_{nl}^k под отвалами V_{nl}^o , объема на ширину разноса борта карьера V_{nl}^b и объема на ширину защитной полосы, предотвращающей срыв плодородного слоя в карьер, V_{nl}^c

$$V_{nl}^k = h_{nl} \cdot S_k, \text{ м}^3,$$

где h_{nl} - толщина плодородного слоя, м;

$$V_{nl}^o = h_{nl} \cdot S_{om}, \text{ м}^3,$$

где S_{om} - площадь, занимаемая отвалами (определяется объемом вскрыши во внешних отвалах и их параметрами), м^2 ;

$$V_{nl}^b = h_{nl} \cdot P \cdot b_p, \text{ м}^3,$$

где b_p - ширина разноса борта карьера (см. рис. 6.1), м;

$$V_{nl}^c = h_{nl} \cdot b' \cdot P, \text{ м}^3;$$

b' - ширина защитной полосы (см. рис. 6.1), м.

Общий объем плодородного слоя V_{nl} (без учета объема плодородного слоя при вскрытии карьера внешней капитальной траншеей) определяется по формуле

$$V_{nl} = V_{nl}^* + V_{nl}^o + V_{nl}^b + V_{nl}^c, \text{ м}^3.$$

Средний коэффициент вскрыши k_{cp} определяется по формуле

$$k_{cp} = \frac{V_6}{V_3}.$$

Примечание. Если в контуре подсчета запасов имеются целики (площади, занятые железной дорогой, зданиями, сооружениями и т.д.), то площади, занимаемые ими, исключаются из S_k .

6.3.8. Количество и качество полезного ископаемого при добыче и переработке

В процессе добычи и переработки полезное ископаемое может находиться в стадии исходного сырья (т.е. руды в массиве); сырой руды, подаваемой на обогатительную фабрику; концентрата, т.е. продукта обогащения сырой руды, и конечного продукта (агломерата, окатышей), получаемого в результате обработки концентрата (/3/, с. 223; /5/, с. 325).

Количество и качество полезного ископаемого при переходе из одной стадии в другую изменяется вследствие эксплуатационных потерь и разубоживания (т.е. примешивания пустой породы или бедных руд при рыхлении, погрузке или на др. стадиях технологического процесса).

Исходная руда характеризуется содержанием полезного компонента в массиве α_n , %. Содержание полезного компонента в сырой руде α'_n , %, обычно ниже, чем в массиве, в результате разубоживания. Разубоживание - это показатель качественных потерь при добыче полезного ископаемого.

Разубоживание выражается в долях единицы или процентах и определяется по формулам

$$\rho = \frac{\alpha_n - \alpha'_n}{\alpha_n}; \quad r = \frac{\alpha_n - \alpha'_n}{\alpha_n} \cdot 100, \%$$

или

$$\rho = \frac{r}{100}; \quad r = \rho \cdot 100, \%$$

При открытой разработке разубоживание руд цветных металлов колеблется в широких пределах: в среднем - от 5 до 60%, черных металлов - в пределах 3-5%.

Предельный коэффициент разубоживания не должен превышать предельно допустимого значения, определяемого по формуле

$$\rho_{\max} = \frac{\alpha_n - \alpha_n^{\min}}{\alpha_n - \alpha_n^p} \cdot 100, \%,$$

где α_n^{\min} - бортовое содержание полезного компонента для данного месторождения, % ;

α_n^p - содержание полезного компонента в разубоживающих породах, % ;

α_n - содержание полезного компонента в балансовых запасах, % .

Из определенного количества руды в массиве Q с содержанием полезного компонента α_n с учетом потерь η и разубоживания ρ может быть добыто количество P_p сырой руды с содержанием α'_n , %. Содержание полезного компонента может определяться по объему и массе. В соответствии с этим значения Q и P_p выражаются в кубометрах или тоннах

$$P_p \cdot \alpha'_n = Q \cdot \alpha_n \cdot (1 - \eta), \text{ или } P_p = Q \cdot \frac{1 - \eta}{1 - \rho}.$$

Здесь ρ и η измеряются в долях единицы.

Потери полезного ископаемого определяются по формуле

$$\eta = 1 - \frac{P_p \cdot \alpha'_n}{Q \cdot \alpha_n}, \text{ или } \eta = \left(1 - \frac{P_p \cdot \alpha'_n}{Q \cdot \alpha_n}\right) \cdot 100, \% .$$

Объем добытой сырой руды является исходным показателем для расчета производительности карьера, определения выхода товарной продукции и расчета технико-экономических показателей.

Из добытой сырой руды P_p , имеющей содержание полезного компонента α'_n , может быть получен концентрат P_p^k с содержанием β' , % .

$$P_p^k = P_p \cdot \frac{\alpha'_n}{\beta'} \cdot \epsilon_k \text{ или } \gamma_k = P_p \cdot \frac{\alpha'_n}{\beta'} \cdot \epsilon_k,$$

где ϵ_k - извлечение компонента из руды в концентрат, доли единицы;

γ_k - выход концентрата из единицы добытой сырой руды.

Расход сырой руды для производства 1 т концентрата

$$q_p^k = \frac{\beta'}{\alpha_n' \cdot \varepsilon_k}$$

Годовая добыча руды, необходимая для производства заданного количества концентрата, определяется по формуле

$$\Pi_p = \Pi_p^k \cdot \frac{\beta'}{\alpha_n' \cdot \varepsilon_k}$$

Выход товарного продукта (металла) из единицы концентрата

$$\gamma_m = \frac{\beta \cdot \varepsilon_m}{\delta}$$

где ε_m - извлечение полезного компонента из концентрата, доли единицы;
 δ - содержание полезного компонента в товарной продукции, %.

Выход товарной продукции из единицы добытой сырой руды

$$\gamma_m = \frac{\alpha_n'}{\delta} \cdot \varepsilon_k \cdot \varepsilon_m$$

Расход сырой руды для производства 1 т товарной продукции

$$q_p^m = \frac{\delta}{\alpha_n' \cdot \varepsilon_k \cdot \varepsilon_m}$$

Расход промышленных запасов для производства 1 т концентрата

$$Z = \frac{\beta}{\alpha_n (1 - \eta) \cdot \varepsilon_k}$$

Расход промышленных запасов для производства 1 т металла

$$Z = \frac{\delta}{\alpha_n (1 - \eta) \cdot \varepsilon_k \cdot \varepsilon_m}$$

Примечание. Расход строительного сырья для производства 1 т готовой продукции определяется нормами /4/, с. 47.

6.3.9. Календарный режим работы на карьерах

При проектировании карьеров большое значение имеет выбор оптимального календарного режима работы, при котором обеспечивается рациональное использование горнотранспортного оборудования, максимальная производительность труда и минимальные затраты на производство товарной продукции.

Нормы технологического проектирования рекомендуют следующий календарный режим работы на железорудных карьерах:

непрерывная рабочая неделя при восьмичасовой смене в сутки - для карьеров с годовой производительностью по горной массе более 25 млн. т;

шестидневная рабочая неделя при двух- и трехсменной работе - для карьеров с годовой производительностью от 1...1,5 до 25 млн. т;

пятидневная рабочая неделя при двух сменах в сутки - для карьеров с годовой производительностью до 1...1,5 млн. т.

Режим вскрышных работ может отличаться от режима добычных работ. При сезонной работе карьера на вскрышных работах рекомендуется принимать непрерывную рабочую неделю при трех восьмичасовых сменах в сутки.

На карьерах цветной металлургии с годовой производительностью по горной массе более 5 млн. м³ и для всех карьеров Заполярья рекомендуется непрерывная рабочая неделя при трех восьмичасовых сменах в сутки, а с годовой производительностью до 5 млн. м³ - пятидневная рабочая неделя при двух или трех сменах в сутки (табл. 6.3).

Таблица 6.3

Календарный режим работы на железорудных карьерах

Районы	Число рабочих дней в году на карьерах				
	черной металлургии			цветной металлургии	
	при числе рабочих дней в неделю				
	7	6	5	7	5
Северный	340	290	242	340	247
Средние	350	300	250	345 (340)	255
Южные	355	305	254	350 (340)	259

К северным отнесены районы, расположенные севернее линии Сыктывкар-Свердловск-Омск-Новосибирск-Минусинск-Черемхово-Благовещенск-Петропавловск-Камчатский; к южным - районы, расположенные южнее линии Клайпеда-Вильнюс-Брянск-Орел-Харьков-Волгоград-Гурьев-Аральск-Коунрад. На карьерах строительных мате-

риалов принимаются 260 рабочих дней в году и пятидневная рабочая неделя при двух или трех восьмичасовых сменах в сутки. Однако во всех случаях (особенно при сезонной работе) режим работы необходимо принимать в зависимости от климатических и горно-геологических условий, масштаба работ, вида и мощности горнотранспортного оборудования и режима работы обогатительных фабрик.

6.3.10. Возможная сменная производительность карьера по полезному ископаемому

$$Q_{см} = \frac{P_k}{T_{раб} \cdot n_{см}},$$

где $Q_{см}$ - сменная производительность карьера, м³/смену;
 $T_{раб}$ - число рабочих дней в году;
 $n_{см}$ - число рабочих смен в сутки.

Аналогично определяется производительность (сменная, суточная) на вскрыше и на снятии плодородного слоя (вместо P_k подставляется среднегодовой объем по вскрыше или плодородному слою).

6.4. Подготовка горных пород к выемке

6.4.1. Кусковатость горной массы

Кусковатость горной массы, определяемая по размеру среднего куска, должна быть оптимальной. Уменьшение размера куска способствует повышению производительности экскаваторов и транспортных средств, но ведет к увеличению затрат на буровзрывные работы.

Средний размер куска взорванной породы можно ориентировочно определить для любой породы по трещиноватости, зная требуемый размер кондиционного куска и задавая выход негабарита после взрыва, по формуле

$$d_{ср} = 0,27 d \left(1 - \frac{V_n}{V_{нм}} \right)^3,$$

где $d_{ср}$ - средний размер куска после взрыва, см;

d - размер кондиционного куска, см;

V_n - расчетный (заданный) выход негабарита, % (принимается от 3...5 до 15% от содержания негабарита в массиве в зависимости от его размеров и категории пород по трещиноватости);

$V_{нм}$ - содержание негабарита в массиве до взрыва, % (/5/, с. 65, табл. 7).

Использование разнообразного оборудования для погрузки, перемещения и дробления разрушенных пород выдвигает определенные требования к максимальной их кусковатости. Руководствуются следующими зависимостями между характерными параметрами горного и транспортного оборудования и максимальными линейными размерами кусков.

По емкости ковша экскаватора

$$d \leq 0,75 \cdot \sqrt[3]{E} \text{ , м ,}$$

где E - емкость ковша экскаватора, м^3 .

По емкости кузовов думпкаров и автосамосвалов (емкость кузова должна не менее чем в 3-4 раза превышать емкость ковша экскаватора)

$$d \leq 0,5 \cdot \sqrt[3]{V} \text{ , м ,}$$

где V - емкость кузова, м^3 .

При погрузке породы в приемные воронки дробилок, грохотов, перегрузочных бункеров

$$d \leq (0,75 \dots 0,85) b \text{ , м ,}$$

где b - длина меньшей стороны приемного отверстия бункера или дробильной установки, м.

При погрузке на конвейер

$$d \leq 0,5 B - 0,1 \text{ , м ,}$$

где B - ширина ленты конвейера, м.

6.4.2. Определение общего показателя трудности разрушения породы

$$P_p = 0,005 K_{тр} (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 0,5 \gamma \text{ ,}$$

где $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ - пределы прочности пород на сжатие, сдвиг и растяжение, кг/см^2 ;

$K_{тр}$ - коэффициент, учитывающий трещиноватость породы;

γ - объемный вес породы, кг/дм^3 .

На основе результата выражения породу относят к одному из классов или к одной из категорий классификации пород по трудности разрушения (по которой все горные породы по относительной трудности разрушения разделены на 5 классов и 25 категорий).

6.4.3. Механическое рыхление горных пород

Механическое рыхление плотных, полускальных пород и угля осуществляется прицепными или навесными рыхлителями.

К параметрам рабочего органа рыхлителя относятся: угол резания $\gamma_{рез}$, угол заострения ω , задний угол φ , толщина и длина зуба, расстояние между зубьями. Оптимальный угол рыхления при полускальных и мерзлых породах составляет 30-45°.

При движении рыхлителя порода разрушается в границах трапециевидной прорези. Параметры прорези и режима работы рыхлителя выбираются в зависимости от свойств полезного ископаемого, режимов работы и т.д. (/6/, с. 45, табл. 3.2; /5/, с. 46; /7/, с. 126...133).

Производительность определяется режимом и схемой работы рыхлителя при принятых параметрах трапециевидной прорези.

6.4.4. Подготовка горных пород к выемке взрывом

Параметры буровзрывных работ взаимосвязаны, и поэтому расчет их представляет сложную многовариантную задачу, особенно в том случае, когда ставится цель достичь не только приемлемых технических результатов, но и наименьших расходов на подготовку горной массы к выемке и погрузке, а иногда - и на весь процесс ее разработки.

В практике применяют различные методики и алгоритмы как ручных, так и автоматизированных расчетов в зависимости от категорий взрываемости и крепости пород для одиночных скважин, для однорядных и многорядных взрывов, с подпорной стенкой, для взрывания в зажатой среде при проходке траншей и т.д. Обычно, принимая в качестве исходных ряд параметров для конкретных пород, производят расчеты нескольких вариантов и, таким образом, подбирают для заданных условий технически приемлемые, т.е. отвечающие взаимосвязям и ограничениям, а также экономически целесообразные основные элементы, параметры и показатели БВР. Расчеты проверяются опытным путем.

6.4.5. Параметры взрывных скважин. Общие сведения о характере породы и механизации работ

Диаметр скважины должен обеспечивать размещение требуемого заряда для разрушения заданного объема породы при установленной его длине $l_{зар}$, а также возможно большую зону регулируемого дробления заряда.

Для определенного вида бурового оборудования и инструмента диаметр скважины является обычно заданной величиной, и применительно к нему и проектному удельному расходу ВВ устанавливают массу заряда и объем породы, подлежащей взрыванию.

Диаметр скважин ориентировочно может быть определен по формуле

$$D'_{скв} = k \cdot d, \text{ м},$$

где k - коэффициент пропорциональности, равный: 0,1 - для труднорыхлимых пород; 0,2 - для среднедробимых пород; 0,3 - для легкодробимых пород;

d - максимальный кондиционный по крупности размер куска горной породы, м.

Значение требуемого диаметра скважины

$$D'_{скв} = \frac{H_y \cdot \text{ctg } \alpha_c + c}{26,5 (3,2 - m) \cdot k_{мп}} \cdot \frac{\gamma \cdot k_{вв}}{\Delta}, \text{ м};$$

$$D_{скв} = D'_{скв} \cdot k_{рб}, \text{ м},$$

где $k_{рб}$ - коэффициент разбуривания (1,05...1,08) для шарошечного и ударно-вращательного бурения;

$k_{мп}$ - коэффициент трещиноватости.

Глубина скважины

$$l_{скв} = \frac{1}{\sin \alpha_c} (H_y + l_{пер}), \text{ м},$$

где α_c - угол наклона скважины, град;

H_y - высота уступа, м;

$l_{пер}$ - перебур скважины, необходимый для качественного разрушения пород в подошве уступа, м.

Перебур скважины может быть принят равным $0,3 W$, $0,2 H_y$, $(10...15) D_{скв}$ или рассчитан по формуле

$$l_{пер} = \sqrt{H_y + W} - H_y, \text{ м},$$

где W - величина линии сопротивления по подошве, м.

$$W_o = 53 \cdot k_{тр} \cdot D_{скв} \sqrt{\frac{\Delta_{\phi} \cdot k_{\text{вв}}}{\gamma}}, \text{ м},$$

где $k_{тр}$ - коэффициент, учитывающий трещиноватость пород в массиве и равный для легко-, средне- и трудно взрывааемых пород соответственно 1,2; 1,1; 1,0;

$D_{скв}$ - диаметр скважины, м;

Δ_{ϕ} - $0,8...1,1$ кг/дм³ (фактическая плотность заряжения);

$k_{\text{вв}}$ - переводной коэффициент от аммонита № 6-ЖВ к практически используемому ВВ в карьере; для аммонита № 6-ЖВ $k_{\text{вв}} = 1$;

γ - объемный вес породы, кг/дм³.

Перебур скважины ведет к увеличению объема бурения, нарушению кровли нижнего уступа, вследствие чего в легко взрывааемых породах его принимают минимальным. В трудно взрывааемых породах при использовании многорядного короткозамедленного взрывания иногда $l_{пер} > 15 D_{скв}$. Перебур скважины не производят, или даже не добуривают до подошвы уступа, если ниже лежащий уступ представлен пластом полезного ископаемого или пластичными породами. При горизонтальном напластовании пород $l_{пер}$ может быть уменьшена на 50%.

Формула для определения W_o характеризует ее при одиночной скважине (/6/, с. 92). Для скважины первого ряда (/1/, с. 125) рекомендуется формула

$$W = \sqrt{\frac{0,56 p^2 + 4 m \cdot q \cdot p \cdot H_y \cdot l_{скв} - 0,75 p}{2 \cdot m \cdot q \cdot H_y}}, \text{ м},$$

где p - количество ВВ, размещаемое в 1 м скважины,

$$p = 7,85 \cdot D_{скв} \cdot \Delta, \text{ кг};$$

Δ - плотность заряжения ВВ в скважине, кг/дм³ (/6/, с. 87);

m - относительное расстояние между скважинами;

q - действительный расход ВВ, кг/м³;

$D_{скв}$ - диаметр скважины, дм.

$$q = q_p \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_{\text{вв}} \cdot \frac{\gamma}{2,6}, \text{ кг/м}^3,$$

где q_p - удельный расчетный расход ВВ, кг/м³;

k_1 - поправочный коэффициент на размер кондиционных кусков (1/5, с. 67);

k_2 - коэффициент, учитывающий изменение диаметра скважины (1/5, с. 67);

k_3 - коэффициент на заданный процент выхода негабарита,

$$k_3 = 1 - \frac{V_n}{V_{н.м}};$$

V_n - задаваемый выход негабарита, %;

$V_{н.м}$ - содержание негабаритных кусков в массиве, %;

γ - плотность породы, т/м³;

$k_{\text{вв}}$ - коэффициент относительной работоспособности ВВ.

Для наклонных скважин

$$W = \frac{0,9}{\sin \alpha_c} \sqrt{\frac{p}{q}}, \text{ м.}$$

Для парносближенных скважин W рассчитывается по формуле

$$W = 0,9 \sqrt{\frac{2 \cdot p}{q}}, \text{ м.}$$

Расстояние между сближенными скважинами принимается равным (4...6) $D_{\text{скв}}$. Линия сопротивления по подошве уступа должна быть проверена по условиям безопасности при бурении 1-го ряда скважин

$$W_6 = H_y \cdot \text{ctg} \alpha + c, \text{ м,}$$

где c - расстояние от первого ряда скважин до бровки уступа, $c = 3$ м.

Должно соблюдаться условие

$$W > W_6.$$

Если условие $W > W_6$ не соблюдается, то применяют наклонные скважины, увеличенные заряды внизу скважин, парносближенные скважины в первом ряду.

Общая глубина скважины

$$l_{скв} = H_y + l_{нер}, \text{ м};$$

$$l_{скв} = \frac{H_y}{\sin \alpha_c} + l_{нер}, \text{ м}.$$

Масса заряда в скважине

$$Q_3 = q \cdot H_y \cdot W \cdot a, \text{ кг}.$$

Длина заряда в скважине

$$l_{зар} = \frac{Q_3}{\rho}, \text{ м}.$$

Длина забойки

$$l_{заб} = l_{скв} - l_{зар}, \text{ м}.$$

$l_{заб}$ должна быть больше $(25...30) D_{скв}$ или больше $(0,5...0,75) W$. Если это условие не выполняется, делают перерасчет. Для обеспечения минимальной ширины развала $l_{заб} = W$.

Расстояние между скважинами в ряду a , м,

$$a = m \cdot W,$$

где m - коэффициент сближения скважины, $m = 1,66 - 0,066 f$
(f - коэффициент крепости пород по шкале Протоdjяконова).

Значения m по условию дробления пород принимают: для легко-взрывааемых 1,1...1,2, средневзрывааемых 1...1,1, трудновзрывааемых 0,85...1.

Максимальное расстояние между рядами скважин b_{max} определяют по формуле

$$b_{max} = \frac{\rho \cdot (l_{скв} - l_{заб})}{a \cdot H_y \cdot q}, \text{ м},$$

или принимают при КВЗ и квадратной сетке $b \approx W$, при шахматной сетке $b \approx 0,85 W$.

6.4.6. Определение параметров развала породы и фронта работ

Определение развала породы от первого ряда скважин и без подпорной стенки для многорядного короткозамедленного взрывания см. /5/, с. 76; /6/, с. 99.

$$B'_p = k_g \cdot k_\beta \cdot k_{кз} \sqrt{q \cdot H_y}, \text{ м},$$

где k_g - коэффициент взрываемости породы ($k_g = 3 \dots 3,5$ для трудновзрываемых, $k_g = 2,5 \dots 3,0$ - для средневзрываемых и $k_g = 2 \dots 2,5$ - для легко взрываемых пород);

$k_{кз}$ - коэффициент дальности отброса породы в зависимости от интервала замедления (/6/, с. 99);

k_β - коэффициент, учитывающий угол наклона скважины к горизонту, равный

$$k_\beta = 1 + 0,5 \sin 2 \left(\frac{\pi}{2} - \alpha_c \right).$$

Ширина взрываемого блока

$$Ш'_6 = B''_p - B'_p + W, \text{ м},$$

где B''_p - планируемая принимаемая ширина развала блока, кратная ширине заходки экскаватора, м.

Расчетное число рядов скважин при $v = W$

$$n'_p = \frac{Ш'_6}{W}.$$

Фактическая ширина взрываемости блока

$$Ш_6 = n_p \cdot W, \text{ м}.$$

Фактическая ширина развала взорванной породы

$$B_p = B'_p + (n_p - 1) \cdot b, \text{ м}.$$

Фактическая ширина экскаваторной заходки

$$A_{\phi} = \frac{B_p}{n_3}, \text{ м},$$

где n_3 - количество планируемых заходок.

Высота развала при однорядном взрывании:
вертикальных скважин зарядов

$$H_p^{\sigma} = \frac{2 \cdot H_y \cdot Ш_{\sigma} \cdot k_p}{B_p'} = \frac{2 \cdot H_y \cdot W \cdot k_p}{B_p'}, \text{ м},$$

где $Ш_{\sigma}$ - ширина взрываемого блока, м;
 k_p - коэффициент разрыхления пород;

наклонных скважин зарядов

$$H_p^{\mu} = \frac{2 \cdot H_y \cdot W \cdot k_p}{B_p' + p^{\sigma}}, \text{ м},$$

где p^{σ} - длина верхнего основания трапецевидного профиля развала породы,

$$p^{\sigma} \approx 0,3 (B_p' - W) + 3,5, \text{ м}.$$

Высота развала при многорядном взрывании на 5...30% превышает высоту уступа.

На основании предыдущих расчетов, принятой технологии составляется схема отработки уступа (схема панелей и блоков панелей).

6.4.7. Расположение, число и порядок взрывания скважин (/8/, с. 104)

Взрывание породы на уступе производят отдельными блоками шириной $Ш_{\sigma}$ и длиной L_{σ} .

Объем одновременно взрываемого блока

$$V_{\sigma\delta} = H_y \cdot Ш_{\sigma} \cdot L_{\sigma}, \text{ м}^3.$$

Величина $V_{об}$ устанавливается в соответствии с принятой технологией открытых горных работ.

Расположение скважин в пределах взрываемого блока может быть однорядным или многорядным.

Выбор одно- или многорядного расположения скважин на уступе зависит, в основном, от порядка взрывания (помимо технологических факторов). Порядок взрывания в карьерах может быть мгновенным (все заряды взрываются одновременно) и короткозамедленным (интервалы между взрывами отдельных зарядов измеряются миллисекундами - от 5 до 250 мс).

Рациональный интервал замедления при однорядном взрывании (ориентировочно)

$$\tau = k \cdot W, \text{ мс},$$

где k - коэффициент, зависящий от взрываемости породы, мс/м (для трудно взрываемых пород $k = 1,5 \dots 2,5$; для средневзрываемых $k = 3 \dots 4$; для легко взрываемых $k = 5 \dots 6$).

При многорядном взрывании интервал замедления увеличивается на 25%.

При однорядном короткозамедленном взрывании основными схемами коммутации являются: 1) последовательная; 2) через скважину; 3) волновая; 4) с врубом.

Основные схемы многорядного короткозамедленного взрывания - порядные и врубовые.

6.4.8. Расход ВВ на основные работы

Объем горной массы, взрываваемой одним зарядом ВВ,

$$V = H_y \cdot a \cdot W, \text{ м}^3.$$

Число скважин, которое необходимо прорубить за год для выполнения заданного объема работ в карьере,

$$N_{скв} = \frac{V_{год}}{V} \cdot k_{ном},$$

где $V_{год}$ - годовой объем работ в карьере по горной массе, м^3 ;
 $k_{ном}$ - коэффициент потерь скважин, $k_{ном} = 1,07$.

Общий объем бурения скважин в карьере

$$L_{\text{скв}}^{\text{б}} = l_{\text{скв}} \cdot N_{\text{скв}}, \text{ м}.$$

Годовой расход ВВ в карьере

$$Q_{\text{вв год}} = \frac{q \cdot V_{\text{год}}}{1000}, \text{ т}.$$

6.4.9. Расход ВВ для разделки негабарита

Объем негабарита по взрывному блоку определяется в зависимости от категории трещиноватости породы и содержанию негабарита в породе до взрыва, по максимальному требуемому размеру куска (/5/, с. 64, табл. 7), а также по планируемому проценту негабарита после взрыва,

$$V_{\text{нм}} = k_{\text{нм}} \cdot V, \text{ м}^3,$$

где $k_{\text{нм}}$ - содержание негабарита во взрываемом блоке, доля единицы.

$$V_{\text{н}} = k_{\text{н}} \cdot V_{\text{нм}}, \text{ м}^3,$$

где $k_{\text{н}}$ - содержание негабарита после взрыва (3...5 до 15%).

Расход ВВ на разделку негабарита

$$Q_{\text{н}} = q_{\text{н}} \cdot V_{\text{н}}, \text{ кг},$$

где $q_{\text{н}}$ - принимаемый расход ВВ для разделки негабарита, кг/м³.

Общий расход ВВ в карьере

$$Q_{\text{вв общ}} = Q_{\text{вв год}} + Q_{\text{н}}, \text{ т}.$$

Общий удельный расход ВВ в карьере

$$q_{\text{общ}} = \frac{Q_{\text{вв общ}}}{V_{\text{год}}}, \text{ кг/м}^3.$$

6.4.10. Производительность буровых станков и их число для выполнения всего объема работ

Показатель трудности бурения пород может быть определен по формуле (/4/, с. 162)

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

По показателю P_b горные породы делятся на 5 классов, которые подразделяются на 25 категорий.

С учетом показателя трудности бурения пород P_b для бурения скважины могут применяться:

шнековые станки ($P_b = 1...5$) марок СБР-125, СБР-160, СБР-200 с эксплуатационными характеристиками: диаметр скважин - 125-160 мм; глубина бурения - до 25 м; производительность - 15-100 м/см;

шарошечные станки ($P_b = 5...16$) марок СБШ-200, 2СБШ-200Н, СБШ-320 с эксплуатационными характеристиками: диаметр скважин - 190-320 мм; глубина бурения - до 35 м; производительность - 20-150 м/см;

станки ударно-вращательного бурения с погружными пневмоударниками ($P_b = 5...20$) марок СБМК-5, СБУ-125, СБУ-160, СБУ-200 с эксплуатационными параметрами: диаметр скважин - 190-320 мм; глубина бурения - до 35 м; производительность - 20-150 м/см.

Сменная эксплуатационная производительность бурового станка

$$P_{бсм} = \frac{T_{см}}{T_o + T_a} \cdot k_{нрв}, \text{ м/смену,}$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, ч;

T_o, T_a - соответственно время выполнения основных и вспомогательных операций, приходящееся на 1 м скважины, ч.

Число удлинений бурового става при длине буровой штанги определяется как целое число

$$n_c = \frac{l_{скв}}{l_{шт}},$$

где $l_{шт}$ - длина штанги, м.

Вспомогательное время на бурение одного метра скважины

$$T_a = (t_1 + n_c \cdot t_2) / l_{скв}, \text{ мин/пог.м,}$$

где t_1 - время переезда станка для бурения следующей скважины, мин,
 $t_1 = 10$ мин;

t_2 - время удлинения става, $t_2 = 4$ мин;

$k_{ирв}$ - коэффициент использования бурового станка во времени в течение смены ($k_{ирв} = 0,7 \dots 0,9$),

$$k_{ирв} = \frac{T_{см} - (T_{пз} + T_p + T_{вп})}{T_{см}},$$

где $T_{пз}$, T_p , $T_{вп}$ - соответственно время подготовительно-заключительных операций, регламентированных перерывов и внеплановых простоев.

Продолжительность основных операций

$$T_o = \frac{1}{v_b}, \text{ ч},$$

где v_b - техническая скорость бурения, определяемая для каждого типа станка на основе хронометражных наблюдений или расчетным методом. Например, для станков шарошечного бурения

$$v_b = \frac{35 \cdot P_o \cdot n_b}{\Pi_b \cdot D_{скв}^2}, \text{ м/ч},$$

где P_o - осевое давление на долото, т;

n_b - частота вращения бурового стана, об/мин.

Величины P_o и n_b приводятся в технической характеристике станков. Верхние пределы осевых усилий на долото соответствуют нижним пределам частот вращения (/2/, с. 8).

Годовая производительность буровых станков

$$Q_{б год} = \Pi_{б см} \cdot N_{дн} \cdot n_{см}, \text{ м},$$

где $N_{дн}$ - число дней работы станка в году;

$n_{см}$ - число рабочих смен в сутки.

Рабочий парк $N_{б см}$ буровых станков определенного типа зависит от заданного объема $V_{год}$ горной массы, подлежащей обурированию, и определяется по формуле

$$N_{б см} = \frac{L_{скв}^b}{Q_{б год}}, \text{ шт.}$$

6.4.11. Определение зон безопасности при ведении взрывных работ (/3/, с. 262)

Радиус опасной зоны по действию воздушной волны на человека определяется по формуле

$$R_g = k_{cn} \cdot \sqrt[3]{Q}, \text{ м},$$

где k_{cn} - коэффициент, учитывающий расположение зарядов относительно свободных поверхностей, $k_{cn} = 10 \dots 15$;

Q - общая масса одновременно взрываемого ВВ, кг.

Радиус опасной зоны по действию воздушной волны на сооружения

$$R'_g = 200 \cdot \sqrt[3]{Q}, \text{ м}.$$

Радиус опасной зоны по сейсмическому действию на здания и сооружения

$$R_c = (1,1 \dots 1,2) k_c \cdot \sqrt[3]{Q}, \text{ м},$$

где k_c - коэффициент, зависящий от свойств пород в основании зданий и сооружений, $k_c = 3 \dots 15$ (меньшее значение соответствует скальным монолитным породам, большее - песчанистым и глинистым).

6.5. Система разработки и структура комплексной механизации, производительность основного оборудования

6.5.1. Комплексная механизация

Проектирование комплексной механизации предусматривает технический анализ, в процессе которого отбираются варианты оборудования, и технико-экономическую оценку вариантов. Проектирование ведется в несколько этапов.

На первом этапе анализируются исходные данные для проектирования и выявляются главные факторы, определяющие выбор комплексной механизации.

На втором этапе разрабатываются основные требования к комплексной механизации. Устанавливается требуемый уровень производительности труда, себестоимости полезного ископаемого, удельных затрат.

На третьем этапе выбираются варианты. При небольших масштабах горных работ и четко выраженных горнотехнических условиях на этой стадии принимается один окончательный вариант.

На завершающем этапе производится технико-экономическая оценка вариантов, выбор рациональных типов оборудования, определение парка машин и расчет показателей. Критерием при оценке затрат, как правило, является минимум приведенных затрат.

Класс комплексной механизации (табл. 6.4) определяется видом разрабатываемой горной массы и геологическими условиями залегания месторождения. Структура комплексной механизации может быть однотипной или различной.

Таблица 6.4

Определение класса комплексной механизации

Класс	Тип оборудования			
	Процессы			
	подготовка пород	выемка пород	транспортирование	отвалообразование
I	Механические рыхлители, буровые станки	Скреперы, бульдозеры, ковшовые погрузчики, драглайны, вскрышные мехлопаты	нет	нет
II	Буровые станки	Драглайны, вскрышные мехлопаты, роторные экскаваторы	нет	Драглайны, отвалообразователи, транспортные отвальные мосты
III		Мехлопаты, ковшовые погрузчики, роторные экскаваторы	Автосамосвалы, железнодорожные составы, конвейеры	нет
IV		Мехлопаты, ковшовые погрузчики, роторные экскаваторы	Автосамосвалы, железнодорожные составы, конвейеры	Бульдозеры, мехлопаты, драглайны, отвальные плуги, гидравлические установки, отвалообразователи

При разработке наклонных и крутых месторождений используются только III и IV классы. На горизонтальных и пологих месторождениях используются все четыре класса. При этом решающее значение имеют

мощность вскрышных пород и местоположение отвалов (в выработанном пространстве или на поверхности).

При выборе типов машин для основных производственных процессов руководствуются следующими положениями. Механическое рыхление предпочтительно при выемке пород скреперами, бульдозерами, одноковшовыми погрузчиками и экскаваторами с ковшом емкостью до $2,5...3 \text{ м}^3$. Оно экономично на карьерах небольшой производительности (до $5...7$ млн. т в год), при разработке угля (с прослойками), фосфоритов, сланцев, песчаников, известняков, трещиноватых и полуразрушенных скальных пород с коэффициентом трудности разработки $P_p < 9$. В остальных случаях применяется взрывное рыхление. В породах I класса по буримости, I и II классов по взрываемости целесообразно применять шнековое бурение, в остальных случаях - шарошечное, пневмоударное и термическое. При пневмоударном бурении диаметр скважин не превышает 200 мм, поэтому его следует использовать в высокоабразивных и исключительно труднобуримых породах. В связи с небольшой производительностью станков пневмоударного бурения ($10...30 \text{ м/смену}$) их рекомендуется применять на карьерах с годовым объемом работ до $4...6$ млн. м^3 . Огневое бурение эффективно в труднобуримых породах с показателем буримости $P_b = 16...25$. В породах с показателем буримости $P_b = 6...16$ широко применяется шарошечное бурение.

Колесные скреперы используются для выемки пород при расстоянии перемещения пород до $1,0...1,5 \text{ км}$. Для бульдозеров это расстояние не должно превышать $0,1...0,2 \text{ км}$. Одноковшовые погрузчики грузоподъемностью до 16 т целесообразно использовать на карьерах с годовой производительностью $1...5$ млн.т при расстоянии перемещения до $1,2...1,4 \text{ км}$.

Колесные скреперы используются для разработки рыхлых пород, а роторные экскаваторы - для разработки пород с сопротивлением копанью до $2...2,2 \text{ МПа}$. Мехлопаты применяют во всех породах в сочетании с транспортом циклического действия и с конвейерным транспортом.

На выбор типов машин решающее влияние оказывают масштабы горных работ, глубина карьера, высота уступов, способ выемки пород и др. Существует тенденция: чем мощнее и больше карьер, тем крупнее и производительнее должно быть оборудование. При селективной выемке пород используется менее производительное оборудование, чем при валовой выемке. При проектировании в первую очередь выбирается тип выемочно-погрузочной машины. Тип скреперов, бульдозеров и ковшовых погрузчиков определяется, в основном, производительностью карьера и расстоянием перемещения пород. Емкость ковша экскаваторов и их тип зависят от производительности карьера, грузоподъемности автосамосвалов и железнодорожных составов. В зависимости от

типа экскаваторов выбирается тип буровых станков. Мощному экскаватору, допускающему повышенную крупность кусков взорванной горной массы и более широкий ее развал, должны соответствовать буровые станки для бурения скважин повышенного диаметра. Оптимальное сочетание типов экскаваторов и буровых станков для бестранспортных схем приведено в табл. 6.5-6.7.

Таблица 6.5

Оптимальное сочетание типов экскаваторов
и буровых станков

Годовая производительность карьера	Мощность насосов, м	Мощность залежи, м	Рекомендуемое оборудование		Годовая производительность комплекса, млн. т
			экскаваторы	буровые станки	
2-6	до 5-7	до 3	ЭКГ-4У	СБР-125 СБШ-200	2-2,2
	до 10-12	до 5	ЭКГ-6,3У ЭШ-6/45	СБР-125 СБШ-200	2,2-2,9 1,5-1,9
	до 15-18	до 10	ЭШ-10/70	СБР-160 СБШ-200	3-3,5
5-15	до 15-18	до 15	ЭШ-13/50	СБР-200 СБШ-250	5-5,7
	до 25-30	до 20	ЭВГ-35/65	СБР-250 СБШ-320	12-13
			ЭШ-15/90	СБР-200 СБШ-250	5,5-8
13-25	до 27-35	до 20-22	ЭВГ-100/70 ЭШ-25/100	СБР-250 СБШ-320	18-21 8-10
20-70	до 25-30	до 20	ЭВГ-100/70	СБР-250 СБШ-320	18-21
	до 35-40	до 22-25	ЭШ-80/125	СБШ-320	18-25

Технологические параметры транспорта и тип транспортных машин увязываются с производительностью экскаваторов, емкостью их ковша, существенно зависят от грузооборота, глубины карьера, расстояния транспортирования. Рациональные параметры различных видов транспорта и условия их применения приведены в табл. 6.8.

Выбор типов машин для бестранспортных схем

Категории пород	Годовой объем работ, млн. м ³	Рекомендуемое оборудование			Годовая про- изводитель- ность, млн. м ³	+
		экскаваторы с ковшом емкостью, м ³	погрузчики с ковшом емкостью, м ³	буровые станки		
II-III (по трудно- сти разработки)	до 1,5-2 2-5	3	4-8	СБР-125	0,6-0,8	0,7-0,8
		4-6	8-16	СБР-160	0,9-1,1	1,1-1,2
I (по буримости)	5-15	8-12	—	СБР-200	1,5-2,2	1,2-1,6
I и II (по взрываемости)	20 и более	20	—	СБР-250	3-3,5	1,6-2,0
IV (по трудности разработки)	до 1,5 2-5	3	4-8	2СБШ-200	0,5-0,6	0,8-0,9
		4-5	8-16	2СБШ-200	0,6-0,8	0,9-1,2
III-IV (по буримости и взрываемости)	5-15 20 и более	8-12	—	СБШ-250МН	1,2-2,0	1,2-1,4
		20	—	СБШ-320	2,4-2,8	1,6-2,8
V (по трудности разработки)	до 1,5	2-3	4-8	СБУ-125	0,3-0,5	0,2-0,25
V (по буримости)	2-5	4-6	8-16	СБУ-160	0,5-0,7	0,25-0,35

Примечание. Категория пород дана по классификации В.В.Ржевского.

Выбор экскаваторов для бестранспортных схем

Мощность насосов, м	Мощность залежи, м	Годовой объем работ, млн.м ³	Рекомендуемые экскаваторы			
			выемочные	отвальные	выемочные	отвальные
до 10-12	до 4-6	1-2	ЭШ-6/45 ЭШ-15/30	ЭШ-6/45	ЭР-1250	ОШ-1500/105
до 15-25		2,5-3	ЭШ-10/70 ЭВГ-35/65	ЭШ-6/45 ЭШ-10/70		
до 40-50	до 10-15	4-7 6-10 12-15	ЭВГ-35/65 ЭШ-15/90 ЭШ-25/100 ЭВГ-100/70 ЭШ-80/100	ЭШ-10/70 ЭШ-15/90 ЭШ-15/90 ЭШ-15/90 ЭШ-40/80	ЭРГ-1600 ЭРШР-1600	ОШ-4500/90 ОШР-5000/95
до 60-80	до 20-25	30-50	—	—	ЭРШР-1600 ЭРШР-2500	ОШР-5000/1190

Таблица 6.8

Рациональные параметры видов транспорта и условия их применения

Годовой грузооборот, млн.т	Расстояние транспортирования, км	Глубина карьера, м	Емкость ковша экскаватора, м ³	Грузоподъемность автосамосвалов, т
до 2-5	до 1,5-2,0	до 50-80	2-3	10-18
до 10-12	до 2,5-3,0	до 100-120	4-5	27-30
до 18-20	до 3,0-3,5	до 120-150	6-8	40-65
до 30-40	до 4,5-5	до 150-200	8-12	80-120
более 30-40	до 7-8	до 250-300	12-15	150-180 и более

6.5.2. Формирование технологических потоков

В зависимости от природных условий, производственной мощности карьера, размещения отвалов, пунктов приема полезного ископаемого перемещаемая горная масса на карьере разделяется на грузопотоки, и соответственно им формируется комплексная механизация карьера.

Каждый технологический процесс функционирует в каком-то определенном ритме соответственно конкретным условиям.

Наиболее эффективной организацией технологических процессов является поточное производство, которое может быть непрерывным,

как в случае применения роторных экскаваторов, конвейерного транспорта и ленточных отвалообразователей, и цикличным, функционирующим в определенном ритме, как в случае эксплуатации одноковшовых экскаваторов, автосамосвалов и бульдозеров на отвале.

Разделение комплексной механизации по грузопотокам будет, по существу, разделением карьера на зоны, в которых осуществляется разработка горных пород с выполнением необходимых производственных процессов технологического потока.

Таким образом, под технологическим потоком понимается технологически связанная совокупность горных машин и транспорта определенной производительности, независимо ведущих разработку определенной зоны карьера с выполнением всех технологических процессов, начиная от подготовки горных пород к выемке до отвалообразования, складирования или передачи полезного ископаемого потребителю в равномерном ритме.

Особую роль в технологическом потоке играет транспорт. Путь доставки горной массы в потоке включает перемещение по горизонту доставки, подъем на поверхность или по борту карьера в выработанное пространство, перемещение по поверхности к отвалу. Учитывая особенности эксплуатации и задачи, предъявляемые к перемещению по этим участкам, транспорт потока рассматривается по частям (звеньям):

1) забойная часть потока (забойное звено), транспорт которого обеспечивает доставку горной массы по временным забойным коммуникациям до стационарных или полустационарных транспортных коммуникаций;

2) часть потока (звено) по доставке горной массы из карьера по стационарным или полустационарным коммуникациям сложного профиля;

3) часть потока (звено) по доставке горной массы на поверхности карьера по стационарным путям для доставки полезного ископаемого и стационарным и временным путям на отвале для пород вскрыши.

Для выполнения функций доставки от забоя пункта приема горной массы транспорт должен обладать универсальными качествами, чтобы в случае изменения одного его вида отвечать специфике эксплуатации каждой части потока, и специфическими особенностями в случае применения комбинированного транспорта. Каждое из этих звеньев должно отвечать требованиям только одной части потока.

На карьерах применяются различные сочетания видов транспорта: автомобильный - в забойной части, конвейер - для доставки горной массы из карьера и на поверхности, гравитационный - для доставки горной массы из карьера и дальше, железнодорожный - там, где это удобно, и т.п.

При применении комбинированного транспорта, особенно на нагорных или глубоких карьерах, в местах погрузки с одного вида транс-

порта на другой устанавливаются аккумулярующие емкости (бункеры), которые являются связующим элементом транспорта частей потока, позволяющего организовать независимый ритм работы транспортных средств в каждой части.

В зависимости от условий на карьере может быть два (вскрышной и добычный) или несколько технологических потоков.

По количеству забоев в разрабатываемой зоне карьера, пунктов приема горной массы и их связи между собой технологические потоки разделяются на:

1) **о т д е л ь н ы е**, в которых забой в карьере связан транспортными коммуникациями с отдельным отвалом, участком общего отвала или бункером для полезного ископаемого;

2) **о б ь е д и н е н ы е**, транспортные коммуникации в которых от нескольких забоев объединяются в одном пункте приема горной массы (перегрузочном пункте или отвале);

3) **р а з в е т в л е н ы е**, в которых горная масса от одного забоя направляется в несколько пунктов горной массы;

4) **к о м б и н и р о в а н ы е**, горная масса в которых от нескольких забоев объединяется транспортом доставки горной массы из карьера и на поверхности направляется на несколько пунктов приема грузов.

Технологический поток характеризуется параметрами, которые включают свойства разрабатываемых горных пород (γ , $\sigma_{сж}$, $\sigma_{раст}$, K_m - трещиноватость массива), параметры забоев (H_y , A), трассы и отвала или приемного пункта полезного ископаемого.

Выполнение производственных процессов в технологическом потоке обеспечивается комплектом основного и вспомогательного оборудования, включающим в себя буровое, зарядное и забоечное оборудование для подготовки горных пород к выемке, экскаваторы и средства транспорта, отвалообразующие машины, средства для перемещения и обслуживания электро- и транспортных коммуникаций, взаимосвязанных по параметрам и надежно обеспечивающих установленную производительность.

6.5.3. Классификация систем открытых горных разработок

Под системой разработки месторождения понимается порядок и последовательность выполнения открытых горных работ в пределах карьерного поля или его участка. В общем случае горные работы включают добычные, вскрышные и горно-подготовительные работы.

При разработке горизонтальных и пологих залежей горно-подготовительные работы обычно завершаются созданием первичного фронта вскрышных и добычных работ карьера; в период эксплуатации они

характеризуются только порядком и последовательностью ведения вскрышных и добычных работ и изменением длины фронта работ или высоты отдельных уступов и размеров рабочих площадок. Такие системы разработки называются сплошными.

При разработке наклонных и крутопадающих залежей горно-подготовительные работы ведутся как в период строительства, так и в период эксплуатации карьера, для воссоздания фронта добычных и вскрышных работ. В состав горно-подготовительных работ эксплуатационного периода входят вскрытие и нарезка новых рабочих горизонтов. Таким образом, системы разработки наклонных и крутопадающих залежей характеризуются порядком выполнения вскрышных, добычных и регулярных горно-подготовительных работ. Такие системы называются углубочными.

При разработке месторождений нагорного типа во многих случаях применяют системы первой группы. При крутых склонах и крутом или наклонном падении залежей применяют системы второй группы. При разработке сложных по топографическим и горно-геологическим условиям месторождений в пределах одного карьерного поля могут одновременно применяться системы обеих групп.

По направлению подвигания фронта горных работ в плане различают системы разработки:

1) продольные, при которых однобортовой или двухбортовой фронт вскрышных и добычных работ перемещается параллельно длинной оси карьерного поля;

2) поперечные, при которых он перемещается параллельно короткой оси карьерного поля;

3) веерные, при которых этот фронт перемещается по вееру с центральным (общим) или рассредоточенным (два или более) поворотными пунктами;

4) кольцевые, при которых рабочая зона охватывает все борта по периметру карьера и разработка ведется кольцевыми полосами от центра к границам карьерного поля или от границ к центру.

Во всех вариантах систем разработки важнейшее значение имеет место расположения отвалов (внешние, внутренние или смешанные отвалы), определяющее направление перемещения вскрышных пород.

Классификация систем разработки академика В.В.Ржевского в соответствии с указанными основными признаками приведена в табл. 6.9.

Классификация систем открытой разработки месторождений

Индекс группы	Группа системы	Индекс подгруппы	Подгруппа	Индекс системы	Система разработки
С	Сплошные	СД	Сплошные продольные	СДО СДД	Сплошная продольная однобортовая Сплошная продольная двухбортовая
		СП	Сплошные поперечные	СПО СПД	Сплошная поперечная однобортовая Сплошная поперечная двухбортовая
		СВ	Сплошные веерные	СВЦ СВР	Сплошная веерная центральная Сплошная веерная рассредоточенная
		СК	Сплошные кольцевые	СКЦ СКП	Сплошная кольцевая центральная Сплошная кольцевая периферийная
У	Углубочные	УД	Углубочные продольные	УДО УДД	Углубочная продольная однобортовая Углубочная продольная двухбортовая
		УП	Углубочные поперечные	УПО УПД	Углубочная поперечная однобортовая Углубочная поперечная двухбортовая
		УВ	Углубочные веерные	УВР	Углубочная веерная рассредоточенная
		УК	Углубочные кольцевые	УКЦ	Углубочная кольцевая
УС	Смешанные (углубочно-сплошные)	—			То же в различных сочетаниях

Примечание. К наименованию системы добавляется: "с внешними (или внутренними) отвалами".

6.5.4. Элементы и параметры систем открытой разработки месторождений

а) Основные элементы, параметры и показатели системы разработки

Основными элементами систем открытой разработки являются: рабочие уступы, заходки, рабочие площадки, транспортные и предохранительные бермы, разрезные траншеи, внутренние отвалы.

Основными параметрами систем разработки являются: высота уступа и угол рабочих уступов, ширина заходов, ширина рабочих площадок, транспортных и предохранительных берм, угол откоса рабочего борта, длина фронта работ, число рабочих уступов и размеры внутренних отвалов.

Основными показателями системы разработки являются: скорость продвижения фронта горных работ, скорость углубки карьера и т.д.

б) Высота уступа

Высота уступа непосредственно влияет на ряд общекарьерных показателей: качество добытого полезного ископаемого, скорость продвижения фронта, темп углубления горных работ (и, следовательно, производственную мощность карьера), срок строительства карьера, объем горно-капитальных работ, общую протяженность фронта работ, внутрикарьерных путей и дорог, угол откоса рабочих и нерабочих бортов. Безопасность ведения горных работ является основным требованием.

При разработке горизонтальных и пологих залежей мощность залежей и покрывающих пород обычно предопределяет высоту и число уступов. При чередовании горизонтальных и пологих пластов высоту уступов устанавливают в зависимости от мощности отдельных пластов и прослоек между ними с учетом обеспечения необходимого качества полезного ископаемого.

Устойчивость откосов в мягких породах часто имеет решающее значение. В таких породах высота уступа не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора.

При разработке наклонных и крутопадающих залежей, представленных преимущественно скальными и полускальными породами, высота уступа определяется в основном показателями технологических процессов, потерь и разубоживания полезного ископаемого, а также требуемой производственной мощностью карьера. Затраты на транспортирование и подготовку скальных пород к выемке снижаются с увеличением высоты уступа.

В то же время согласно ПТЭ высота уступа в скальных и полускальных породах не должна превышать $1,5 H_{ч \max}$ при условии, что высота развала не будет превышать: при однорядном и двухрядном взрывании - максимальной высоты черпания экскаватора $H_{ч \max}$, а при многорядном взрывании - $H_y \leq 1,5 H_{ч \max}$. Лишь в породах I-II категорий трещиноватости при нормальном и увеличенном расходе ВВ и наклонном бурении скважины, когда взорванные породы находятся в сыпучем состоянии, с разрешения органов Госгоратомнадзора допускается высота уступа $H_y \geq 1,5 H_{ч \max}$. При многорядном взрывании вертикальных зарядов в породах III-IV категорий трещиноватости часто по условиям безопасности $H_y = H_{ч \max} + h$ ($h = 1 \dots 3$ м).

В тех случаях, когда выемка производится экскаваторами с удлиненным рабочим оборудованием с верхней погрузкой, высота уступа должна соответствовать параметрам проходческого оборудования (табл. 6.10).

Таблица 6.10

Соответствие высоты уступа параметрам оборудования

Экскаватор	Высота уступа (м) в породах		
	1- мягких	2- полускальных	3 - скальных
ЭКГ-2У	5,0	7,0	10
ЭКГ-3,2У	5,5	8,0	9
ЭКГ-4У	8,0	13,0	13,0
ЭКГ-6,3У	13,0	18,0	19,0

Примечания.

1. Угол устойчивого откоса уступа - 34° .
2. То же 45° .
3. То же 70° .

При разработке сложноструктурных месторождений целесообразно по экономическим условиям при отдельной выемке полезного ископаемого, особенно при пологих залежах, принимать высоту добычных уступов не более 10-12 м и использовать экскаваторы карьерного типа с емкостью ковша 3-5 м³. Скорость проведения траншей примерно обратно пропорциональна высоте уступа. От этой скорости зависит темп углубления горных работ. Чем больше высота уступа, тем меньше возможная производственная мощность карьера. Это положение особенно важно в первый период работы карьера. Вместе с тем, требуемые объемы вскрышных работ уменьшаются с увеличением высоты уступа в

результате увеличения угла откоса рабочего борта карьера. Поэтому при разработке залежей простого строения в средней зоне карьера (по глубине) в ряде случаев целесообразно увеличение высоты уступа.

6.5.5. Фронт горных работ

Фронт работ уступа различают:

1) по расположению - вдоль длинной оси карьерного поля, вдоль короткой оси карьерного поля, концентрический или по эллипсу;

2) по структуре - однородный фронт работ, разнородный фронт работ, сложноразнородный фронт работ;

3) по направлению перемещения горной массы - фронт с поперечным перемещением горной массы, фронт с продольным перемещением горной массы;

4) по числу транспортных грузовых выходов - одинарный фронт с одним грузовым транспортным выходом, двоярный фронт с двумя транспортными и грузовыми выходами с уступа, строенный фронт;

5) по характеру движения транспортных средств - тупиковый фронт, с возвратным движением транспорта, сквозной фронт с поточным движением транспорта.

Длина фронта горных работ карьера, складывающаяся из протяженностей фронтов отдельных уступов, должна быть достаточной для установленной производственной мощности карьера, а также для подготовки новых горизонтов.

При общей тенденции к применению мощного выемочно-погрузочно-оборудования желательно иметь на уступе одинарный тупиковый или сквозной фронт работ с одним экскаватором, производительность которого соответствует плановому объему работ на данном горизонте. Это облегчает организацию работ и улучшает использование оборудования.

При малой интенсивности разработки число экскаваторов может быть меньше числа уступов, что означает периодичность отработки уступов и обслуживание групп уступов (в том числе дробного их числа) одним экскаватором. При использовании мощных экскаваторов (массой 500...600 т) их частые перегоны с уступа на уступ крайне нежелательны по техническим условиям.

Годовая производительность экскаватора $Q_{год}$ должна быть равна плановому объему работ на уступе

$$Q_{год} = H_y \cdot L_{ф} \cdot v_{ф}, \text{ м/год},$$

где $L_{ф}$ и $v_{ф}$ - усредненная длина фронта уступа, м, и скорость его подвигания, м/год.

Таким образом, для конкретных протяженностей фронта уступа и его скорости подвигания можно выбрать только одну модель экскаватора, обеспечивающую наилучшие технико-экономические результаты разработки.

Только при большей протяженности фронта работ (2...3 км и более) целесообразно ориентироваться на расположение нескольких экскаваторов на уступе. Необходимость в этом возникает при большой интенсивности горных работ, значительной высоте уступа и при отсутствии (или невозможности применения по транспортным условиям) более мощных экскаваторов. В таких случаях фронт работ уступа делят на блоки.

Интенсивность разработки характеризуется скоростью подвигания экскаваторных забоев. Скорость подвигания торцевых забоев при ширине заходки A и суточной производительности экскаватора $Q'_{см} \cdot n_{см}$ составляет

$$v_3 = \frac{Q'_{см} \cdot n_{см}}{A \cdot H_y}, \text{ м/сутки.}$$

Следовательно, время отработки блока длиной $L_б$ составляет

$$t_б = \frac{L_б}{v_3}, \text{ суток.}$$

Скорость подвигания фронта работ в единицу времени (обычно за год) зависит от мощности карьера и других факторов. На современных карьерах она изменяется от 30 до 25 м/год; ее обычная величина - 80...120 м/год.

Минимальная длина блока устанавливается обычно из транспортных и буровзрывных работ. Объем взрываемого блока в настоящее время обычно составляет не менее двухнедельной (а часто и месячной) производительности экскаватора при разработке вскрышных пород. Обычно минимальная длина блоков при железнодорожном транспорте составляет 300...500 м при разработке скальных пород и 200...400 м при выемке мягких пород (табл. 6.11).

При использовании автомобильного транспорта минимальная длина блока сокращается до 80...150 м по условиям буровзрывных работ и безопасности движения. Наименьшая длина панели является, таким образом, практически постоянной величиной для определенного вида транспорта.

**Минимальная длина экскаваторного блока
при железнодорожном транспорте**

Экскаватор	Производительность, $\frac{\text{тыс.м}^3/\text{г}}{\text{м}^3/\text{сут}}$	Ширина заходки по целику, м	Высота уступа, м	Минимальная длина, м, по условиям:		
				транспортного обслуживания	буровых работ	ремонта и передвижек ж/д путей
Крепкие породы						
ЭКГ-4,6	600	14,5	10	350	800	440
	<u>2560</u>		12		600	370
			15		525	290
ЭКГ-8И	900	20,0	15,0	500	585	325
	<u>3930</u>		18		490	270
			20		435	240
ЭКГ-4,6	800	14,5	10	350	700	590
	<u>3420</u>		12		585	490
			15		470	390
ЭКГ-8И	1300	20,0	15	500	360	470
	<u>5625</u>		18		470	390
			20		420	350
ЭКГ-4,6	1150	14,5	10	350	715	350
	<u>4920</u>		12		600	710
			15		475	565
ЭКГ-8И	2200	20,0	15	500	660	800
	<u>9350</u>		18		565	660
ЭКГ-12,5			20		500	600
Рыхлые породы						
ЭКГ-4	$\frac{1500}{6400}$	13,0	10	350	—	1200
ЭКГ-12,5	$\frac{2800}{12100}$	17,5	13	500	—	1350

Примерные расчетные показатели скорости подвигания фронта работ для условий применения различных экскаваторов при железнодорожном транспорте приведены в табл. 6.12.

Расчетная скорость подвигания фронта работ уступа
(по данным Центрогипрошахта)

Экскаватор	Длина экскаваторного блока, м	Скорость подвигания фронта работ уступа в породах, м/год		
		мягких	полускальных	скальных
ЭКГ-2	600	163	102	71
	1000	97	61	43
	2000	47	30	21
ЭКГ-3,2	600	217	135	93
	1000	130	81	56
	2000	65	41	28
	2800	46	29	20
ЭКГ-5	600	480	297	210
	1000	288	178	126
	2000	144	89	63
	3600	80	49	35
ЭКГ-8	600	50	310	217
	1000	305	186	130
	2000	152	93	63
	3600	85	52	36
ЭКГ-12,5	1200	318	190	134
	2000	191	114	81
	3600	107	63	45
	5200	78	44	31
ЭКГ-20	1200	377	221	155
	2000	226	133	93
	3600	126	74	52
	5200	87	51	36

Примечание. При однорядном взрывании скорость подвигания фронта - примерно в 1,5 раза меньше.

6.5.6. Типы заходок

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

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

Ширина заходки A при торцевом забое и забое-площадке соответствует ширине этих забоев, при продольном забое равна толщине одного или нескольких слоев выемки.

По ширине заходки подразделяются на нормальные, узкие и широкие.

В нормальных заходках выемка породы производится при постоянном положении оси движения выемочных машин по длине заходки и максимальном использовании их рабочих параметров. Например, при торцевом забое эта ширина равна длине лемеха бульдозера или $1,5...1,7 R_{ч}$ - радиуса черпания экскаватора, для драглайна определяется по формуле ($/6/$, с. 179...182).

$$A = R_{ч} (\sin \omega_1 + \sin \omega_2) , \text{ м} ,$$

где ω_1 и ω_2 - углы отклонения экскаватора от оси при черпании.

При продольном забое ширина заходки равна максимальной ширине 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 характеризуются переменным положением оси движения выемочных машин в плане (зигзагообразная ось) при выемке породы по длине заходки.

6.5.7. Транспортные и предохранительные бермы, съезды

Уступы нерабочего борта карьера разделяются площадками (бермами) транспортными и предохранительными. Бермы могут быть горизонтальными и наклонными. Минимальная ширина берм (с учетом их назначения) позволяет уменьшить общий объем вскрышных работ в карьере. Транспортные (соединительные) бермы соединяют капитальные траншеи с рабочими горизонтами на соответствующих уступах. Минимальная ширина транспортной бермы B_m в общем случае складывается из ширины кювета K ($K = 1,0...1,65$ м), транспортной полосы и полосы безопасности B (ширины призмы возможного обрушения). В легко выветриваемых породах ширина полосы безопасности со стороны выработанного пространства составляет не менее $2...4$ м и, кроме того, предусматривается площадка под осыпь шириной $4...6$ м (входит в обрез A').

При железнодорожном транспорте величина Π равна 3 м при одном пути и $7,5$ м при двух путях.

Ширина транспортной полосы Π при автотранспорте приведена в табл. 6.13.

Ширина транспортной полосы при автотранспорте

Грузоподъемность автосамосвалов, т	Двухполосное движение			Однополосное движение, млн. т
	Годовая производительность, млн. т			
	более 15	5-15	менее 5	
10-12 (ширина до 2,75 м)	—	8,5	8,0	4,5
27-30 (ширина до 3,5 м)	11	10,5	10,5	5,5
40-45 (ширина до 4 м)	12,5	12	11,5	6
65-75 (ширина до 5 м)	13,5	15	14,5	7
100-120 (ширина до 5,5 м)	17	16,5	16	8
160-180 (ширина до 6,5 м)	20	19,5	19	9

При тягачах с полуприцепами величина L возрастает на 1...2 м. Часто на обочине автодороги устраивают ограждение в виде породного вала высотой 0,7...1,2 м.

Общая ширина транспортной бермы при одном железнодорожном пути должна быть не менее 6,5 м, при двух путях - 10,6 м; практически ширина берм принимается не менее 8 и 12...14 м.

При автосамосвалах грузоподъемностью 27 и 40 т ширина транспортных берм обычно равна 16...18 м.

Съезды (полутраншеи), проводимые по нерабочим бортам, являются транспортными бермами, поэтому ширина их определяется так же, как соединительных берм (рис. 6.8, табл. 6.14).

Предохранительные бермы устраиваются с целью повышения устойчивости нерабочего борта карьера, а также для задержания и последующей механизированной очистки осыпающихся с верхних уступов кусков. Ширина бермы должна быть не менее 1/3 высоты уступа (одиночного, сдвоенного или строенного). Периодическую очистку предохранительных берм от осей и навалов ведут с помощью бульдозеров, экскаваторов малых моделей, поэтому ширина их должна быть не менее 5...6 м. Кроме того, ширина предохранительных берм зависит от углов откоса и способа погашения нерабочих уступов.

Ширина проезжей части (транспортной полосы) при автомобильном транспорте (L) определяется ($/9/$, с. 148; $/10/$, с. 126) по формулам ($/1/$, с. 276; $/6/$, с. 314)

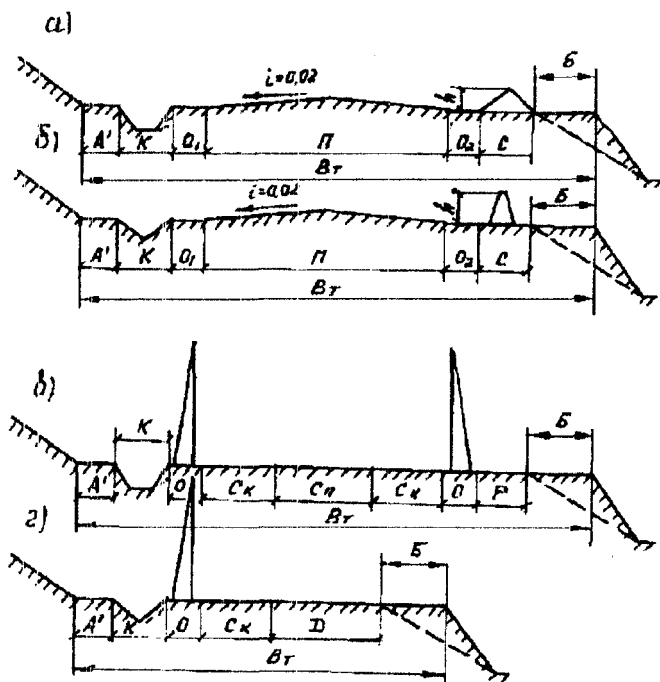


Рис. 6.8. Конструкция транспортных берм и съездов:
 а, б - для автомобильного транспорта соответственно в мягких и скальных породах; в, г - для железнодорожного транспорта соответственно в мягких и скальных породах для двухпутных и однопутных путей

$$П = 2 k_{ва} \cdot a' + \Delta B_c, \text{ м};$$

или

$$П = n_{пол} \cdot (a' + 2 m'), \text{ м},$$

где a' - ширина автомобиля, м;

$k_{ва}$ - коэффициент, учитывающий влияние встречного движения;

ΔB_c - величина, учитывающая габариты автомобиля и условия их вождения;

$n_{пол}$ - число полос движения;

m' - зазор между встречными автомобилями, м,

$$m' = 0,5 + 0,005 \cdot v_a, \text{ м},$$

где v_a - скорость автомобиля, км/ч.

Ширина съездов (полутраншей), проводимых по нерабочим бортам

Вид транспорта	Породы	A' об- рез, м	K кю- вет, м	O пл. опор, м	O_1 обо- чи- на, м	O_2 обо- чи- на, м	$П$ про- езжая часть, м	C_k	C_n	D	P	B	C
желез- нодо- рожный	скальные	0,5	1,0	0,4	—	—	по расчету	3,1	в завис. от числа путей и грузоподъем- ности вагонов 4,1-5,3	2,5	1,0	1,0...1,5	—
	рыхлые	1,0	1,65	0,4	—	—	по расчету	3,1		2,75	1,0	1,5...2,0	—
автомо- биль- ный	скальные	0,5	1,0	—	0,5	1,0	то же	—	—	—	—	0,5...1,0	х
	рыхлые	1,0	1,65	—	0,5	1,0	"-	—	—	—	—	1,0...1,5	х

Примечание. При автомобильном транспорте грузоподъемностью до 27 т $h = 1,5...2$ м; $c = 3...4$ м, поэтому при грузоподъемности автомобилей более 27 т требуется железобетонное ограждение на полосе $c < 1...1,5$ м и высотой 0,75 высоты колеса.

6.5.8. Рабочая площадка

Горизонтальная поверхность уступа, ограничивающая его по высоте (снизу и сверху) и служащая для размещения выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, необходимого для разработки уступа, называется рабочей площадкой.

Ширина рабочих площадок должна обеспечить производительную работу оборудования при безопасном размещении основных горных машин и транспортных коммуникаций, силовых и осветительных линий, вспомогательного транспорта и оборудования. При этом учитывается также необходимость в резервной полосе для независимого подвигания смежных уступов и в полосе безопасности у верхней бровки нижерасположенного уступа. В период строительства и реконструкции карьера для сокращения объема горно-капитальных работ принимают рабочие площадки минимальной ширины. В период эксплуатации их расширяют в целях формирования вскрышных работ и увеличения подготовленных к разработке запасов горной массы.

Ширина рабочей площадки при разработке скальных и полускальных пород с использованием мехлопат складывается из ширины развала взорванной породы B_p , транспортной полосы Π , гарантийных расстояний от транспортной полосы до нижней бровки развала c_2 и до полосы безопасности c_1 , самой полосы безопасности B

$$Ш_{p \text{ n min}} = B_p + \Pi + c_1 + c_2 + B, \text{ м.}$$

При разработке мягких пород вместо B_p фигурирует ширина экскаваторной заходки A .

Строение транспортной полосы при железнодорожном транспорте аналогично ее конструкции на транспортных бермах c_2 принимается равным 3 м, c_1 принимается до 3 м.

Берма безопасности определяется по формуле

$$B = H_y (\text{ctg } \alpha_1 - \text{ctg } \alpha) , \text{ м.}$$

где α_1 - угол устойчивого откоса уступа, град.

При определении ширины рабочей площадки в нормальный эксплуатационный период необходимо учитывать возможность расположения на площадке полосы Π_0 для дополнительного оборудования и коммуникаций. Кроме того, для независимой разработки смежных уступов может предусматриваться запас подготовленной к разработке породы в объеме блока панели, а также учитывается увеличение ширины взрываемого блока при многорядном короткозамедленном взрывании.

6.5.9. Темп углубления горных работ

Интенсивность развития горных работ на наклонных и крутопадающих залежах характеризуется, в основном, темпом углубления и скоростью подвигания фронта горных работ.

При известной мощности карьера в конкретных условиях требуется обеспечить определенный темп углубления горных работ, величина которого зависит от запасов полезного ископаемого на горизонте. Среднегодовой темп понижения работ на карьере глубиной H за срок его существования T_k составит

$$y = \frac{H}{T_k}, \text{ м/год.}$$

Эта величина может ограничиваться возможной скоростью подвигания фронта горных работ со стороны висячего $V_\phi^в$ или лежачего $V_\phi^л$ блоков залежи

$$y = \frac{V_\phi^в}{\text{ctg } \gamma_в + \text{ctg } \beta'}, \text{ м/год.};$$

$$y = \frac{V_\phi^л}{\text{ctg } \gamma_л - \text{ctg } \beta'}, \text{ м/год.},$$

где $\gamma_в, \gamma_л$ - угол откоса рабочего борта карьера со стороны висячего и лежащего боков залежи, град;

β' - угол, определяющий направление горных работ, град.

При использовании на нижних горизонтах автотранспорта, а в верхней части рабочей зоны - железнодорожного транспорта скорость подвигания верхних уступов часто является решающим фактором при определении возможного темпа углубления, что проверяется выражением

$$y_в = \frac{Q_ж}{L_б \cdot H_n \cdot (\text{ctg } \gamma_{(в,л)} \pm \text{ctg } \beta')}, \text{ м/год.},$$

где $Q_ж$ - производительность экскаватора при железнодорожном транспорте, м³/год;

$L_б$ - фактическая длина экскаваторного блока на верхних горизонтах, м.

Возможный темп углубления горных работ возрастает при увеличении производительности проходческого экскаватора и уменьшении длины экскаваторного блока, высоты уступа и ширины рабочей площадки.

На практике годовой темп углубления горных работ составляет обычно 5...10 м при железнодорожном транспорте и 15...20 м - при автомобильном и конвейерном транспорте.

6.5.10. Производительность экскаватора

Часовая производительность экскаватора при погрузке в автотранспорт

$$Q_u = \frac{3600 \cdot E \cdot n_k \cdot K_n \cdot K_o}{(t_n + t_o) K_p}, \text{ м}^2/\text{ч},$$

где K_n - коэффициент наполнения ковша;

K_p - коэффициент разрыхления породы в ковше;

n_k - число ковшей, загружаемых в самосвал, которое зависит от $\gamma_p = \gamma/K_p$ и при $\gamma_p > G/V_a$ рассчитывается по G , а при $\gamma_p < G/V_a$ - по V_a (/8/, с. 207; /9/, с. 197; /7/, с. 141);

$$n_k = \frac{G \cdot K_p}{0,9 \cdot K_n \cdot E \cdot \gamma}; \quad n_k = \frac{V_a}{0,9 \cdot E \cdot K_n},$$

где E - емкость ковша экскаватора, м^3 ;

G - грузоподъемность самосвала, т;

V_a - объем кузова автомобиля, м^3 ;

γ - плотность породы в целике, $\text{т}/\text{м}^3$;

t_n - время погрузки самосвала, с,

$$t_n = \frac{60 \cdot n_k}{n_u}, \text{ с},$$

где n_k - принятое число ковшей загрузки;

n_u - число циклов экскавации в минуту,

$$n_u = \frac{60}{t_u};$$

t_o - время обмена (установки под загрузку самосвала), при сквозной схеме подачи автомобилей $t_o = 0 \dots 10$ с, петлевой $t_o = 20 \dots 25$ с, тупиковой $t_o = 50 \dots 60$ с;

K_o - коэффициент использования времени в забое, учитывающий влияние вспомогательных операций, $K_o = 0,85 \dots 0,9$.

Сменная производительность экскаватора

$$Q_{см} = \frac{(T_{см} - T_{пз} - T_{лн}) \cdot E \cdot n_k \cdot K_n \cdot K_{ирв}}{\frac{1}{60} \cdot (t_n + t_o) \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, мин;

$T_{пз}$ - время на подготовительно-заключительные операции,

$T_{пз} = 35$ мин;

$T_{лн}$ - время на личные надобности, $T_{лн} = 10$ мин;

$K_{ирв}$ - коэффициент использования рабочего времени, $K_{ирв} = 0,75 \dots 0,85$ для автомобильного и $K_{ирв} = 0,55 \dots 0,75$ для железнодорожного транспорта.

Сменная производительность экскаватора при железнодорожном транспорте или работе в отвал

$$Q_{см} = \frac{(T_{см} - T_{пз} - T_{лн}) \cdot E \cdot K_n \cdot K_{ирв}}{\frac{1}{60} \cdot t_{ц} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{смену}.$$

Годовая производительность экскаватора

$$Q_{год} = Q_{см} \cdot T_p \cdot n_{см}, \text{ м}^3,$$

где $Q_{год}$ - годовая производительность экскаватора, м^3 ;

T_p - число рабочих дней в году;

$n_{см}$ - число смен в сутки.

Расчетное количество экскаваторов

$$N'_{экс} = \frac{Q'_{см} \cdot K_M}{Q_{см}}, \text{ шт.},$$

где K_M - коэффициент запаса мощности по производительности, $K_M = 1,2 \dots 1,35$ в зависимости от транспорта и вида пород.

Полученное число экскаваторов округляется до целого числа $N_{\text{экс}}$.
 Число рабочих дней экскаватора за год

$$T_{\text{э}} = \frac{T_p \cdot M}{M + P_n \cdot t_{\text{сум}}}, \text{ дней,}$$

где M - межремонтный цикл, маш./ч;

P_n - количество дней простоя в ремонтах на протяжении полного ремонтного цикла, дней;

$t_{\text{сум}}$ - число часов работы экскаватора в сутки, ч.

Количество резервных экскаваторов на карьере

$$N_p = \frac{N_{\text{экс}} \cdot (T_p - T_{\text{э}})}{T_{\text{э}}}, \text{ шт.}$$

6.5.11. Производительность бульдозера (/6/. с. 144; /7/. с. 148; /10/. с. 134)

Объем призмы волочения $V_{\text{нв}}$ определяется по формуле

$$V_{\text{нв}} = \frac{h_{\text{ом}}^2 \cdot l_{\text{ом}}}{2 \operatorname{tg} \alpha_n}, \text{ м}^3,$$

где $h_{\text{ом}}$ и $l_{\text{ом}}$ - соответственно высота и ширина отвала бульдозера, м;
 α_n - угол естественного откоса породы, град.

Длина участка набора породы L_n бульдозера

$$L_n = \frac{V_{\text{на}} \cdot P_{\text{эб}} \cdot K_n}{F_n \cdot P_{\text{эн}} \cdot K_m}, \text{ м,}$$

где $P_{\text{эб}}$ и $P_{\text{эн}}$ - фактический и паспортный показатели трудности экскавации породы бульдозером;

K_m - коэффициент, учитывающий неравномерности толщины стружки, $K_m = 0,7$;

K_n - коэффициент потери породы.

Время рабочего цикла $T_{\text{ц}}$ бульдозера

$$T_{\text{ц}} = \frac{L_n}{v_n} + \frac{L_n}{v_n} + \frac{L_n + L_n}{v_{\text{хх}}} + t_{\text{с}}, \text{ с,}$$

где L_n - длина перемещения грунта, м;

v_n, v_n, v_{xx} - соответственно скорость набора породы, перемещения породы и холостого хода, м/с;

t_g - время вспомогательных операций, приходящихся на цикл, $t_g = 7 \dots 10$ с.

Часовая производительность бульдозера Q_b при разработке и перемещении грунта в плотном теле

$$Q_b = \frac{3600 \cdot V_{на} \cdot \alpha_{nn} \cdot K_{укл}}{T_{ц} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где α_{nn} - коэффициент, учитывающий потери породы в процессе ее перемещения, $\alpha_{nn} = 1 - \beta L_n$;

$\beta = 0,004 \dots 0,008$ - большие значения для рыхлых сухих пород;

$K_{укл}$ - коэффициент влияния уклона (/6/, с. 139).

Производительность бульдозера при планировке

$$Q_{пл} = \frac{3600 \cdot L_{пл} \cdot (b_{от} \cdot \sin \alpha_{от} - a)}{n \cdot \left(\frac{L_{пл}}{v_{пл}} + t_g \right)}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $\alpha_{от}$ - угол установки отвала в плане, град;

a - ширина перекрытия при проходах, $a = 0,3 \dots 0,5$;

n - число проходов по одному месту;

$L_{пл}$ - длина планировки, м;

t_g - время на вспомогательные операции, $t_g = 8 \dots 12$ с.

При разработке взорванных пород, при которой бульдозер осуществляет боковой набор породы и движется по подошве уступа вдоль развала, в развал внедряется только часть отвала и при длине набора породы $L_{наб} = 8 \dots 10$ м объем породы, заполнившей отвал, $V_{от}$ и отношение части отвала, внедряемого в развал, к полной длине отвала $m_{от}$ определяется по формулам

$$V_{от} = \frac{m_{от}^2 \cdot l_{от}^2 \cdot \text{tg} \alpha_{пр}}{2} \cdot L_{наб}, \text{ м}^3;$$

$$m_{om} = \frac{h_{om}}{tg \alpha_{np}} \sqrt{\frac{1}{l_{om} \cdot L_{наб}}},$$

где α_{np} - угол откоса развала (естественного откоса) породы, град;

$$m_{om} = b/l_{om};$$

b - ширина отвала, внедряемого в развал, м.

Значения m для бульдозеров мощностью 80...250 л.с. находятся в пределах 0,2...0,4, а $m_{om} \cdot l_{om} = 0,7...1,25$ м. Высота развала не должна превышать 5...7 м. Расчет часовой производительности производится по формуле перемещения грунта в твердом теле.

Сменная производительность бульдозера

$$Q_b^{см} = Q_b \cdot t_{см} \cdot K_{ирв}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где $t_{см}$ - число часов работы в смену.

Уклоны работы бульдозера и схемы работы определяются характером и видом работы (/6/, с. 140; /5/, с. 125; /7/, с. 157; /13/, с. 257).

6.5.12. Производительность погрузчиков

Продолжительность цикла $T_{ц}$ погрузчика при совмещении вспомогательных операций с основными определяется по формуле

$$T_{ц} = t_{ч} + t_{дз} + t_{хх} + t_p = t_{ч} + \frac{2l}{v_{cp}} + t_p, \text{ с},$$

где $t_{ч}$ - время черпания породы (/6/, с. 151, /8/, с. 183);

t_p - время разгрузки, $t_p = 3...5$, с;

l - расстояние перемещения породы, м;

v_{cp} - скорость перемещения погрузчика при работе в качестве выемочно-погрузочного оборудования (/6/, с. 151); при работе в качестве выемочно-транспортного оборудования $v_{cp} = 10...15$ км/ч, м/с.

Расчетная емкость ковша E_p погрузчика (/6/, с. 150)

$$E_p = \frac{G \cdot K_H}{\gamma \cdot K_p}, \text{ м}^3,$$

где G - грузоподъемность погрузчика, т.

Наиболее эффективная работа погрузчиков достигается при дальности перевозки не более 10 м и высоте забоя не менее 1,5...2 м. Однако при высоте забоя менее двух- или трехкратной ширины ковша экскаватора их производительность существенно уменьшается. В этих случаях целесообразно использовать одноковшовые погрузчики.

Часовая производительность погрузчика

$$Q_n = \frac{3600 \cdot E_p \cdot K_o}{T_c}, \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Сменная производительность погрузчика

$$Q_{см} = \frac{(T_{см} - T_{пз} - T_{лн}) \cdot E_p \cdot K_{ире}}{\frac{1}{60} \cdot T_c}, \text{ м}^3/\text{смену}.$$

6.5.13. Производительность скреперов

Эффективность использования колесных скреперов определяется дальностью транспортирования и емкостью ковша и составляет до 2...3 км/ч; эффективность гусеничных скреперов при небольших расстояниях (до 400...500 м) и при плохих дорожных условиях и сложном рельефе из-за небольшой скорости движения - 7...10 км/ч.

Толщина срезаемой стружки в мягких и песчаных породах $t = 0,2...0,3$ м, в плотных и разрушенных породах $t = 0,10...0,15$ м. Путь загрузки скрепера не должен превышать 30 м. Наполнение ковша зависит от влажности пород. При выемке сухих песчаных пород полного наполнения не происходит. Наиболее оптимальная влажность при выемке супесчаных и суглинистых пород естественной влажности - соответственно 4...12 и 8...18%. Разработка глинистых пород с влажностью более 24...27% без предварительного осушения невозможна.

Скреперными забоями являются площадка, фронтальный откос или торец уступа (/1/, с. 100). Угол наклона забоя не должен превышать 6...8° для песчано-глинистых и 10...12° для плотных пород. Оптимальный уклон по условиям загрузки 5...6°. При работе на подъем в рыхлых и легких породах угол наклона забоя принимают до 5°. Ширина скреперных заходов A равна в торцовом забое ширине скреперования $B_{ск}$ или включает дополнительно транспортную полосу, полосу рыхления плотных пород и дренажную полосу. При продольных забоях

$$A = n \cdot t,$$

где n - число стружек.

Полоса скреперования

$$B_{сх} = n_{пр} \cdot (b_{рез} + b_z), \text{ м},$$

где $n_{пр}$ - число проходов;

$b_{рез}$ - ширина полосы резания, м;

b_z - ширина гребня высотой t' между смежными проходами, $b_z = 0,5 \dots 1,5$ м, зависит от длины и количества длин загрузок наклонного пути и служит для улучшения загрузки скрепера.

Длина загрузки $l_{заг}$ скрепера

$$l_{заг} = \frac{E \cdot \Pi_{эс} \cdot K_n \cdot K_m}{F_n \cdot \Pi_{эн} \cdot K_p \cdot K_m}, \text{ м},$$

где F_n - паспортная площадь поперечного сечения стружки, м²;

$K_n = 1, 2$;

$K_m = 0, 7$.

Продолжительность рабочего цикла скрепера (/6/, с. 134; /1/, с. 171; /8/, с. 166).

$$T_{ц} = \frac{l_{заг}}{v_{заг}} + \frac{L_n}{v_n} + \frac{L_{xx}}{v_{xx}} + \frac{n_1 \cdot l_{раз}}{v_{раз}} + n_2 \cdot t_{nm} + n_3 \cdot t_{нв}, \text{ с},$$

где $v_{заг}$, v_n , v_{xx} , $v_{раз}$ - соответственно скорости движения скрепера при загрузке, в грузовом и порожняковом направлениях и при разгрузке, м/с;

n_1 - коэффициент планировки скрепером, $n_1 = 2$, если планировка осуществляется самим скрепером; $n_1 = 1$ при планировке бульдозером;

n_2 - число переключений передач, $n_2 = 2 \dots 6$;

n_3 - число поворотов скрепера за цикл (зависит от схемы работы);

t_{nm} - время одного переключения передач, $t_{nm} \approx 3$, с;

$t_{нв}$ - время одного поворота, $t_{нв} \approx 15 \dots 30$, с.

Скорость загрузки скрепера

$$v_{заг} = v'_{заг} \cdot K_{мс} \cdot K_c, \text{ м/с},$$

где $v'_{заг}$ - паспортная скорость загрузки, м/с;

$K_{мс}$ - коэффициент, учитывающий тип тяги; для колесных $K_{мс} = 1,25$, гусеничных $K_{мс} = 1,0$;

K_c - учитывает изменение скорости (/6/, с. 136, табл. 7).

Часовая производительность скрепера $Q_{ск}$ в плотном теле

$$Q_{ск} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_n \cdot K_o}{T_u \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где K_n - коэффициент наполнения ковша, $K_n = 0,7 \dots 1,1$;

K_p - коэффициент разрыхления породы, $K_p = 1,15 \dots 1,5$;

K_o - коэффициент использования рабочего времени, $K_o = 0,9$; $K_{ирв} = 0,7 \dots 0,85$.

Сменная производительность скрепера

$$Q_{см} = \frac{(T_{см} - T_{пз} - T_{пн}) \cdot E \cdot K_n \cdot K_{ирв}}{\frac{1}{60} \cdot T_u \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{смену}.$$

6.5.14. Определение срока работы карьера, годовых и сменных объемов работ по снятию плодородного слоя и разработке вскрыши

Исходя из заданного годового объема работ по полезному ископаемому, уточненного на основании горно-геологических, транспортных условий или полученного по расчетному количеству оборудования, определяется срок существования карьера (см. п. 6.3.6)

$$T_k = \frac{V_g}{P_k \cdot K}, \text{ лет}.$$

Среднегодовой объем по вскрыше

$$V_g = \frac{V_k}{T_k}, \text{ м}^3.$$

Сменный объем вскрыши

$$V_{см} = \frac{V_g}{T_p \cdot n_{см}}, \text{ м}^3,$$

где T_p - количество рабочих дней в сезоне, дни;
 $n_{см}$ - коэффициент сменности работ.

Среднегодовой объем по снятию плодородного слоя

$$V_{пл} = \frac{V_{пл}^x}{T_p}, \text{ м}^3.$$

Сменный объем по снятию плодородного слоя

$$V_{пл см} = \frac{V_{пл}}{T_p \cdot n_{см}}, \text{ м}^3.$$

6.5.15. Количество оборудования на вскрыше и по снятию плодородного слоя

Количество оборудования на вскрыше и по снятию плодородного слоя определяется по формуле

$$N = \frac{V_{см}}{Q}, \text{ шт.},$$

где Q - сменная производительность оборудования на вскрыше или по снятию плодородного слоя, $\text{м}^3/\text{смену}$.

6.6. Вскрытие рабочих горизонтов. Горно-капитальные работы

6.6.1. Вскрытие

Горные работы по созданию комплекса капитальных и временных траншей и съездов, а также других горных выработок и сооружений, обеспечивающих грузотранспортную связь между рабочими горизонтами в карьере и приемными пунктами на поверхности, называются **вскрытием**.

Способ вскрытия (траншейный, подземными горными выработками, без проведения выработок, комбинированный) выбирается на основе учета следующих факторов:

- 1) рельефа местности, расположения пунктов приема полезного ископаемого и пустых пород;
- 2) размеров карьера в плане и по глубине;

3) степени разведанности месторождения, формы и элементов залегания рудного тела;

4) принятой системы разработки;

5) выбранного вида транспорта и структуры комплексной механизации;

6) величины и направления грузопотоков.

Для проектирования вскрытия необходимы следующие данные:

1) топографические планы местности в масштабе 1:2000, 1:5000;

2) геологические профили с установленными конечными промежуточными и перспективными контурами карьера;

3) параметры принятого вида транспорта;

4) принятие направления и интенсивности развития горных работ;

5) принятие параметров элементов системы разработки (высоты уступа, ширины рабочих площадок, транспортных и предохранительных берм и т.д.).

При проектировании задачи вскрытия решаются в следующей последовательности:

1. На основании поперечных и продольных профилей составляется план карьера в конечных или в промежуточных и перспективных контурах; на план наносятся изолинии горизонтов и рельеф местности.

2. Определяется рациональное направление развития горных работ и составляются промежуточные планы, характеризующие положение горных работ по мере их развития.

3. Устанавливаются местоположение отвалов и основных поверхностей сооружений и ввод трассы в карьер.

4. Определяются параметры трассы: уклоны, радиусы поворотов, форма примыканий, длина траншей, длина площадок примыкания, длина элементарных участков съездов.

5. Устанавливаются форма трассы, ее стационарность и границы размещения в пределах карьерного поля.

6. Производится предварительное трассирование для конечных или перспективных контуров и для нескольких промежуточных контуров.

Если рассматривается несколько вариантов вскрытия, то указанные построения производятся для каждого из них. Затем определяются объекты транспортных работ, строятся календарные графики вскрышных и добычных работ и рассматриваются показатели, необходимые для технико-экономического сравнения вариантов способа вскрытия и системы грузотранспортных коммуникаций.

6.6.2. Трассирование траншей

Для выбранного способа вскрытия производят детальное трассирование траншей и построение планов карьера на момент сдачи его в эксплуатацию.

Трассирование капитальных траншей осуществляется в следующем порядке:

1. Вычерчивается план карьера с границами на поверхности и продольный разрез с граничными контурами бортов.
2. На план наносятся контуры уступов.
3. На разрезе наносятся линии горизонтов разработки, соответствующие отметкам уступов или берм.
4. Намечается ось траншей (внешней, внутренней или комбинированной) на плане и разрезе; вычерчивается положение трассы с учетом уклона траншеи, высоты уступов.
5. Определяется теоретическая длина трассы.
6. Определяется действительная длина трассы с учетом примыкания к рабочим горизонтам и удлинения трассы на криволинейных участках.
7. Определяется коэффициент удлинения трассы.
8. Замеряется точная длина трассы на продольном профиле.

Капитальные траншеи различаются:

- 1) по расположению относительно конечного контура карьера - на внешние и внутренние;
- 2) по числу уступов, обслуживаемых системой траншей, имеющих общую трассу, - на отдельные (один уступ), групповые (несколько уступов), общие (все уступы карьера до конечной глубины);
- 3) по основному назначению - на одинарные (для движения груженных и порожних транспортных средств) и парные (для движения только груженных и только порожних транспортных средств);
- 4) по стационарности - на стационарные (постоянное расположение траншей за контуром или на бортах карьера в конечном положении) и скользящие (временное расположение траншей внутри конечных контуров карьера на бортах, подлежащих разработке).

Форма трассы капитальных траншей может быть принята простой (когда она не меняет своего положения в плане) и сложной (тупиковой, петлевой, спиральной, комбинированной).

Руководящий подъем в капитальных траншеях принимается в пределах: для автомобильного транспорта - 80...120‰; для железнодорожного транспорта - 20...40‰; для скреперов - 120...150‰.

Теоретическая длина трассы

$$L_{теор} = \frac{1000 \cdot H_y}{i_p}, \text{ м},$$

где i_p - руководящий уклон трассы, ‰.

Действительная длина трассы L_g определяется по формуле

$$L_g = L_{теор} \cdot k_y, \text{ м},$$

где k_y - коэффициент удлинения трассы, $k_y = 1,1 \dots 1,50$ (/3/, с. 56).

Ширина капитальных траншей определяется видом транспорта и интенсивностью грузоперевозок. Ширина проезжей части рассчитывается, как в пункте 6.5.7, только с обеих сторон проезжей части предусматриваются полосы A' , O , L и возможны полосы для пешеходных дорожек; кроме того, в климатических зонах с обильным снегопадом ширину траншей необходимо увеличивать на 7...10 м для создания резервных полос движения и складирования снега. Ширина траншей должна быть проверена по условиям проведения.

6.6.3. Способы и организация проведения траншей

Применяют транспортные и бестранспортные способы проведения траншей.

Бестранспортный способ наиболее экономичен, однако применение его ограничено возможностью размещения породы на бортах траншеи.

Траншеи большого сечения проводят обычно в несколько слоев. Каждую траншею проводят на основе рабочего проекта, в котором указаны объемы всех работ, календарный график их выполнения и плановые технико-экономические показатели. До начала проведения траншей производят необходимые подготовительные работы (строительство линий электропередач, подъездных путей и т.д.).

Разбивка траншеи на местности заключается в установлении положения ее оси (трассы траншеи) и бортов в плане. Эта работа осуществляется по проекту, в который входят:

- 1) план трассы траншеи с указанием точек примыкания, длины участков, углов поворота, их тангенсов и радиусов кривых;
- 2) продольный профиль трассы с указанием отметок местности, проектных отметок дна траншеи, а также проектных уклонов и подъемов;
- 3) поперечное сечение траншеи через определенные расстояния по ее трассе.

Трассу траншеи разделяют в профиле и в плане на отрезки, равные 100 м, начало которых обозначают пикетом. Пикеты нумеруют, на каждом из них указывают глубину траншеи, отметки ее поверхности и два. При проведении траншеи бестранспортным способом кроме основных разбивочных данных в натуре, обозначающих ось и борта траншеи, необходимо также указывать нижнюю бровку отвала.

6.6.4. Параметры капитальных и разрезных траншей при проведении их мехлопатами (15/, с. 204; 13/, с. 414, 373).

Ширина траншеи b' при нижней погрузке мехлопатой в автомобильный транспорт с кольцевым разворотом

$$b' = 2 R_a + b_a + 2 \cdot m, \text{ м},$$

где R_a - радиус разворота до центра автомобиля, м;

b_a - ширина автомобиля, м;

m - расстояние от борта автомобиля до нижней кромки траншеи, $m=1...2$ м.

Ширина траншеи b'' при нижней погрузке в автомобильный транспорт с тупиковым разворотом

$$b'' = R_a + 0,5 b_a + 0,5 l_a + 2 \cdot m, \text{ м},$$

где l_a - длина автомобиля, м.

Ширина траншеи b''' при нижней погрузке в автомобили с тупиковым разворотом в нише

$$b''' = R_a + \frac{l_a}{2} = \frac{b_a}{2} + 2 \cdot m - l_n, \text{ м},$$

где l_n - глубина ниши, $l_n = 6...7$ м.

Минимальная ширина b_{min} траншеи при подаче транспортных средств сзади экскаватора и движении автомобилей задним ходом до 50 м

$$b_{min} = 2 (R_k + m), \text{ м},$$

где R_k - радиус вращения кузова, м.

Ширина траншеи b_{min} при нижней погрузке в железнодорожный транспорт с одним погрузочным путем

$$b'_{min} = R_{\kappa} + d_{min} + m_1 + m_2, \text{ м},$$

где d_{min} - минимальное расстояние между осями железнодорожного пути и экскаватора, м;

m_1 - минимальный зазор между кузовом экскаватора и нижней бровкой траншеи, $m_1 = 0,4 \dots 0,6$, м;

m_2 - расстояние от оси пути до борта траншеи, $m_2 = 2,5 \dots 6$, м.

Ширина траншеи b''_{min} при погрузке в железнодорожный транспорт с двумя погрузочными путями

$$b''_{min} = 2 (d_{min} + m_2) , \text{ м} .$$

Зависимость d_{min} от объема ковша экскаватора следующая:

E, м ³	2	3,2	4,6-5	8	12,5
d_{min} , м	8,5	9,5	11	13	17

Максимальная ширина траншеи при верхней погрузке и расположении транспорта на обоих бортах траншеи

$$b_{max} = 2 R_{uy}, \text{ м} .$$

Максимальная ширина траншеи при верхней погрузке и расположении транспорта на одной стороне траншеи

$$b_{max} = (3,5 \dots 3,7) R_{uy}, \text{ м} .$$

При автотранспорте верхняя погрузка эффективна при разработке обводненных песчаных и склонных к набуханию мягких пород. Максимально возможная глубина траншеи h_{mp} устанавливается с учетом максимальной высоты разгрузки экскаватора H_p^{max} и радиуса разгрузки для любого вида транспорта R_p (/5/, с. 205)

$$h \leq H_p - (h_0 + l) , \text{ м};$$

$$h \leq (R_p - R_{uy} - c) \text{tg} \alpha_m , \text{ м} ,$$

где $h_{\sigma+l}$ - высота вагона (автомобиля) и рельсового пути с учетом зазора между кузовом и ковшем экскаватора, м;

c - безопасное расстояние между осью транспортной полосы и бровкой траншеи, м;

α_m - угол откоса борта траншеи, градусы.

При $\alpha_m > 70^\circ$ глубина траншеи ограничивается H_p^{\max} , при $\alpha_m < 50^\circ$ - радиусом разгрузки R_p .

Объем отдельной наклонной траншеи V_m с вертикальным откосом

$$V_m = \frac{H_y}{i_p} \cdot \left(\frac{b}{2} + \frac{H_y}{3 \operatorname{tg} \alpha_m} \right), \text{ м}^3,$$

где i_p - руководящий уклон, доли единицы;

b - ширина траншеи понизу, м;

α_m - угол наклона борта траншеи, град.

Объем отдельной наклонной траншеи на два уступа с вертикальным торцевым откосом, общим выходом и двухсторонним примыканием

$$V_m = \frac{4 \cdot H_y^2}{i_p} \cdot \left(\frac{b}{2} + \frac{2 \cdot H_y}{3 \cdot \operatorname{tg} \alpha_m} \right) + \frac{2 \cdot B_m \cdot H_y^2}{i_p}, \text{ м}^3.$$

Объем траншеи на два уступа с независимым выходом и односторонним примыканием

$$V_m = \frac{4 \cdot H_y^2}{i_p} \cdot \left(\frac{b}{2} + \frac{2 \cdot H_y}{3 \cdot \operatorname{tg} \alpha_m} \right) + \frac{(B_m + b_n) \cdot H_y^2}{2 \cdot i_p}, \text{ м}^3,$$

где b_n - предохранительная берма, м.

Объем отдельной наклонной полутраншеи (съезда)

$$V_{nm} = \frac{H_y \cdot b^2 \cdot \sin \alpha_m \cdot \sin \gamma_{om}}{2 \cdot i_p \cdot \sin (\alpha_m - \gamma_{om})}, \text{ м}^3,$$

где γ_{om} - угол откоса косогора, градусы.

Объем от кривых примыкания V_k к траншее на n уступов

$$V_k = K \sum_{i=1}^n H_{yi} \cdot (R_k^2 - R_k \cdot H_{yi} \cdot \text{ctg } \alpha_m), \text{ м}^3,$$

где K - коэффициент, зависящий от числа сторон примыкания; при примыкании на одном борту $K=0,215$, на обоих бортах $K=0,43$;

R_k - радиус кривой примыкания на i -м уступе, м;

$R_{\min} = 250$ м.

Разрезные траншеи и котлованы проводят на каждом уступе с тем, чтобы создать первоначальный фронт горных работ. Они обычно являются продолжением вскрывающих наклонных траншей. Разрезные траншеи имеют небольшой (3...5%) продольный уклон для отвода воды с уступа. Поперечное сечение траншей обычно трапециевидное.

Объем разрезной траншеи

$$V_{pm} = (b + H_y \cdot \text{ctg } \alpha_m) \cdot H_y \cdot L, \text{ м}^3,$$

где L - длина разрезной траншеи, м.

Длина и ширина котлованов имеют один порядок измерения. Размеры котлованов в плане определяются условиями для нормального обслуживания экскаватора транспортными средствами и измеряются в пределах от 40х40 до 100х100 м.

Объем разрезной полутраншеи V_{pn} на косогоре или по борту карьера

$$V_{pm} = \frac{b^2 \cdot \sin \alpha_m \cdot \sin \gamma_{om}}{2 \cdot \sin (\alpha_m - \gamma_{om})} \cdot L, \text{ м}^3.$$

Объем горно-капитальных работ определяется как сумма объемов капитальных и разрезных траншей и объемов по разному борту карьера на момент сдачи его в эксплуатацию (с обеспечением вскрытых запасов полезного ископаемого на 6-8 мес. работы карьера при сезонной работе на вскрыше или 25% мощности карьера).

$$L_{\text{раз}} = \frac{0,25 \cdot \Pi'_k}{L \cdot H_y} + \Pi_{pn}, \text{ м},$$

где $L_{раз}$ - ширина разноса одного из бортов разрезной траншеи для обеспечения вскрытых запасов, м;

$Ш_{рп}$ - минимальная ширина рабочей площадки оборудования на вскрыше, м.

6.7. Транспорт

6.7.1. Автомобильный транспорт

Время оборота (рейса) автомобиля зависит от многих факторов, которые в конечном счете определяют длительность отдельных составляющих цикла. Время погрузки определяется согласно пункту 6.5.10.

Время разгрузки t_p складывается из времени подъема и опускания кузова автосамосвала (при грузоподъемности до 40 т $t_p \approx 50$ с; при грузоподъемности более 40 т $t_p = 70...90$ с; для автопоездов-углевозов $t_p = 35...40$ с).

Время движения в грузовом и порожняковом направлениях t_{zp} и t_{nop} определяется по формуле

$$t_{zp} + t_{nop} = \frac{L_{zp}}{v_{zp}} + \frac{L_{nop}}{v_{nop}}, \text{ с},$$

где L_{zp} и L_{nop} - соответственно длина пути в грузовом и порожнем направлениях, м;

v_{zp} и v_{nop} - соответственно скорости в грузовом и порожнем направлениях, м/с.

Время маневров t_m зависит от схемы подачи автомобилей к экскаватору (/9/, с. 197).

Время оборота (рейса) автомобиля $T_{об}$ определяется по формуле

$$T_{об} = t_n + t_p + t_{zp} + t_{nop} + t_m, \text{ с}.$$

Фактическая грузоподъемность q_f и фактический объем перевозимого груза автомобилем V_f

$$q_f = n_k \cdot E \cdot \frac{K_n}{K_p} \cdot \gamma, \text{ т};$$

$$V_f = n_k \cdot E \cdot \frac{K_n}{K_p}, \text{ м}^3.$$

Сменная производительность автомобиля

$$Q_{см} = \frac{(T_{см} - T_{пз} - T_{лн}) \cdot V_{ф} \cdot K_{ирв}}{\frac{1}{60} \cdot T_{об}}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где $K_{ирв}$ - коэффициент использования рабочего времени смены, $K_{ирв} = 0,7 \dots 0,8$.

Число автомобилей, обслуживающих каждый работающий экскаватор,

$$N = 1 + \frac{t_{зр} + t_{пор} + t_p + t_m}{t_n}, \text{ шт.},$$

Общее число автомобилей для выполнения сменной производительности карьера

$$N_{см} = \frac{W \cdot K_{нер}}{Q_{см} \cdot n_{см}}, \text{ шт.},$$

где W - суточный грузооборот карьера, м;

$K_{нер}$ - коэффициент неравномерности погрузки, $K_{нер} = 1,1 \dots 1,15$;

$n_{см}$ - сменность работы автомобиля.

Пропускная и приемная способность разгрузочных устройств

$$N_{а\ раз} \leq \frac{T_{об}}{t_p} \cdot N_{раз} = \frac{П_{раз}}{Q_{см}}, \text{ шт.},$$

где $N_{а\ раз}$ - число автомобилей, разгружающихся в смену, шт.;

$N_{раз}$ - число разгрузочных площадок, шт.;

$П_{раз}$ - производительность разгрузочных устройств за смену, м³;

$Q_{см}$ - производительность автомобиля в смену, м³.

Инвентарный парк автомобилей

$$N_a = \frac{N_{см}}{K_{тг}}, \text{ шт.},$$

где $K_{тг}$ - коэффициент технической готовности автомобилей, $K_{тг} = 0,7 \dots 0,85$.

Интервалы следования между машинами S по дорогам

$$S = l_a + \frac{v \cdot t}{36} + l_m, \text{ м},$$

где l_a - длина автомобиля, м;

v - скорость автомобиля, км/ч;

t - время реакции водителя, $t = 0,5 \dots 1$ с;

l_m - длина тормозного пути, м (/7/, с. 181, /9/, с. 196, /6/, с. 322).

В обычных условиях S можно определить по формуле

$$S = v + 0,04 v^2 + 6, \text{ м}.$$

Пропускная способность автодороги

$$N_q = \frac{1000 \cdot v \cdot n}{S}, \text{ авт./ч},$$

где N_q - пропускная способность ограничивающего участка дороги;

n - число полос движения в одном направлении.

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

$$W_q = N_q \cdot V_{\phi} \cdot \frac{1}{f}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где f - коэффициент резерва пропускной способности, $f = 1,75 \dots 2$.

6.7.2. Железнодорожный транспорт

Удельное сопротивление движению груженых думпкаров (/9/, с. 111) на постоянных путях, четырехосных и шестиосных (восьмиосных) соответственно,

$$\omega_o'' = 31 + 0,2 v;$$

$$\omega_o = 36 + 0,4 v.$$

Удельное сопротивление движению карьерных локомотивов на постоянных путях при движении под током

$$\omega'_o = 28 + 0,8 v;$$

при движении без тока

$$\omega'_x = 36 + 0,9 v.$$

При движении подвижного состава по передвижным путям основное сопротивление движению увеличивается на 20...25%.

Масса прицепной части поезда из условия равномерного движения по руководящему уклону

$$Q = \frac{1000 \cdot P_{сц} \cdot q \cdot \psi - P (\omega'_o + q \cdot i_p)}{\omega''_o + q \cdot i_p}, \text{ т},$$

где $P_{сц}$ - сцепной вес локомотива, т;

ψ - коэффициент сцепления при движении (/9/, с. 107);

q - ускорение свободного падения, м/с^2 .

Для современных карьерных экскаваторов и тепловозов $P_{сц} = P$.

Масса прицепной части поезда из условия трогания на смягченном уклоне

$$Q = \frac{P_{сц} (1000 \cdot \psi_{тр} \cdot q \cdot \omega'_o - \omega_{тр} - q \cdot i_{тр} - 1080 \cdot a)}{\omega''_o + \omega_{тр} + q \cdot i_p + 1080 \cdot a}, \text{ т},$$

где $\psi_{тр}$ - коэффициент сцепления при трогании (/9/, с. 107);

$\omega_{тр}$ - дополнительное сопротивление при трогании, $\omega_{тр} = 30...40 \text{ н/т}$;

a - ускорение при трогании, $a = 0,05 \text{ м}^2/\text{с}$;

$i_{тр}$ - уклон элемента профиля, на котором происходит трогание состава, %.

Для тепловозов, когда сила тяги ограничивается эффективной мощностью дизеля (/9/, с. 108),

$$N_{эф} = \frac{i \cdot V_h \cdot p_i \cdot n \cdot \eta_n}{30 \tau}, \text{ кВт},$$

где $N_{эф}$ - эффективная мощность двигателя, кВт;

n - число цилиндров двигателя;

V_h - рабочий объем цилиндра, л;

p_i - среднее индикаторное давление, мПа;

n - частота вращения коленчатого вала;
 τ - для четырехтактных двигателей $\tau = 4$, двухтактных $\tau = 2$;
 η_m - механический КПД двигателя, $\eta_m = 0,7 \dots 0,9$.

Касательная сила тяги F_k тепловоза

$$F_k = \frac{3600 N_{эф}}{v} \cdot \eta_c \cdot \eta_s \cdot \eta_{дз}, \text{ Н};$$

прицепная масса поезда

$$Q = \frac{3600 \cdot \frac{N_{эф}}{v} \cdot \eta_c \cdot \eta_s \cdot \eta_{дз} - P (\omega'_o + q \cdot i_p)}{\omega''_o + q \cdot i_p}, \text{ т},$$

где $\eta_c, \eta_s, \eta_{дз}$ - КПД; $\eta_c = 0,85 \dots 0,93$; $\eta_s = 0,9$; $\eta_{дз} = 0,8 \dots 0,9$.

Число вагонов в составе

$$n = \frac{Q}{q + q_m} = \frac{Q}{q (1 + K_m)}, \text{ шт.},$$

где q и q_m - соответственно грузоподъемность и тара вагона, т;
 K_m - коэффициент тары вагона.

Полезная масса состава

$$Q_c = \frac{Q}{1 + K_m} = n \cdot q, \text{ т}.$$

При наличии моторных думпкаров полезная масса состава

$$Q_c = \frac{Q}{1 + K_m} + n_{мд} \cdot q_{мд}, \text{ т},$$

где $n_{мд}$ - число моторных думпкаров;
 $q_{мд}$ - грузоподъемность моторного думпкара, т.

Время оборота локомотивов состава (/9/, с. 141)

$$T_{об} = t_n + t_{nc} + t_{cc} + t_{nn} + t_{cn} + t_{pz} + t_p + t_{ож} =$$

$$= \frac{n \cdot q}{Q_{\text{ч}} \cdot \gamma} + \frac{2 \cdot L_{\text{nn}}}{v_{\text{nn}}} + \frac{2 \cdot L_{\text{cn}}}{v_{\text{cn}}} + t_{\text{pz}} + t_p + t_{\text{ож}}, \text{ ч},$$

где t_n - время погрузки, ч;

$t_{\text{нг}}, t_{\text{nn}}$ - время движения по передвижным путям, ч;

$t_{\text{сг}}, t_{\text{сн}}$ - время движения по стационарным, ч;

t_{pz} - время на разгон после остановки на отдельных пунктах, $t_{\text{pz}} = 2$ мин на каждый разгон;

t_p - время разгрузки состава, ч; $t_p = n \cdot t_{\text{рв}} \cdot b$;

$t_{\text{рв}}$ - время разгрузки одного вагона; при разгрузке всех вагонов одновременно $t_p \approx t_{\text{рв}}$;

$t_{\text{ож}}$ - время ожидания на пунктах разгрузки и погрузки, принимается на один оборот поезда 5...10 мин;

$v_{\text{nn}}, v_{\text{cn}}$ - скорости движения, км/ч (/9/, с. 141).

Число рейсов локомотивосостава в сутки

$$N_{\text{лс}} = \frac{T}{T_{\text{об}}}, \text{ рейсов},$$

T - время работы состава в сутки, ч.

Производительность локомотивосостава в сутки

$$Q_{\text{лс}} = \frac{T \cdot n \cdot q}{T_{\text{об}}}, \text{ м}^3/\text{сутки (т/сутки)}.$$

Число локомотивов и думпкаров

$$N_{\text{л инв}} = N_{\text{раб}} + N_{\text{рем}} + N_{\text{рез}} + N_{\text{хоз}},$$

где $N_{\text{л инв}}$ - инвентарный парк локомотивов;

$N_{\text{раб}}, N_{\text{рем}}, N_{\text{рез}}, N_{\text{хоз}}$ - соответственно число локомотивов на перевозке горной породы, в ремонте, в резерве и на хозяйственных работах.

Число рейсов в сутки

$$R = f \cdot \frac{Q_{\text{сут н}}}{n \cdot q},$$

где f - коэффициент неравномерности движения;

$Q_{\text{сут н}}$ - суточный объем перевозок, м³/сутки (т/сутки).

Число локомотивов на перевозке горной породы

$$N_{\text{раб}} = \frac{R}{r} = f \cdot \frac{Q_{\text{сут}} n \cdot T_{\text{об}}}{T \cdot n \cdot q},$$

где $r = \frac{T}{T_{\text{об}}}$ - число оборотов каждого локомотивосостава.

По практическим данным

$$N_{\text{рем}} = 0,15 N_{\text{раб}}; N_{\text{рез}} = (0,05 \dots 0,10) N_{\text{раб}}; N_{\text{хоз}} = 2 \dots 3.$$

Число думпкаров определяется числом рабочих локомотивов и вагонов в каждом составе

$$N_{\text{д раб}} = n N_{\text{раб}}.$$

Инвентарный парк думпкаров

$$N_{\text{д инв}} = N_{\text{д раб}} K_{\text{д}},$$

где $K_{\text{д}}$ - коэффициент резерва вагонов, $K_{\text{д}} = 1,25 \dots 1,3$.

Пропускная способность железной дороги (перегона, станции) - это наибольшее число поездов (на однопутном участке - число пар поездов), которое может быть пропущено по данному участку в единицу времени (обычно в сутки) при принятых средствах связи.

Для однопутной линии (пар поездов)

$$N' = \frac{60 T}{t_{\text{дп}} + t_{\text{ноп}} + 2 \tau},$$

где T - время работы транспорта в сутки, ч;

$t_{\text{дп}}$ - время движения по перегону в грузовом направлении, мин;

$t_{\text{ноп}}$ - время движения по перегону в порожнем направлении, мин;

τ - общий станционный интервал по каждой станции, ограничивающий перегон, мин.

Для двухпутной дороги пропускная способность определяется для каждого направления (поездов)

$$N_{\text{зр}} = \frac{60 \cdot T}{t_{\text{зр}} + \tau} ; \quad N_{\text{нор}} = \frac{60 \cdot T}{t_{\text{нор}} + \tau} .$$

При автоблокировке пропускная способность двухпутных линий определяется по интервалу следования поездов

$$N'' = \frac{T \cdot v}{S} ,$$

где S - интервал следования поездов, км;

v - скорость следования поезда, км/ч.

Минимально возможное расстояние между поездами при двухзначной системе автоблокировки (с применением красного "К" и зеленого "З" огней) принимается тогда, когда требуется возможно меньший интервал между поездами,

$$S = \frac{l_n}{2} + l_{\text{бл}} + \frac{l_n}{2} + l_z ,$$

где l_n - длина поезда, м;

$l_{\text{бл}}$ - длина блока участка (между огнями "К" и "З");

l_z - гарантийное расстояние по условиям безопасности, м.

Минимальная длина $l_{\text{бл}}$ принимается не меньше l_m (тормозного пути), а l_z - не меньше длины поезда. Тогда

$$S = l_m + 2 l_n .$$

Пропускная способность пути на уступе (пар поездов)

$$N_{\text{ус}} = \frac{60 \cdot T}{t_{\text{усм}}} ,$$

где $t_{\text{усм}} = t_{\text{зр}} + t_{\text{нор}} + l_n + \tau$ - время занятия пути, мин;

$t_{\text{зр}}, t_{\text{нор}}$ - время движения груженого и порожнего поезда между обменным пунктом, мин;

l_n - время погрузки состава, мин;

τ - сумма интервалов одновременного прибытия и скрещения поездов на обменном пункте, мин.

При погочной схеме подачи порожняка

$$t_{cp} + t_{nop} + \tau = 0;$$

в этом случае $t_{уст} = t_n + (2...3)$, мин.

Пропускная способность отвального тупика (пар поездов)

$$N_{отв} = \frac{60 \cdot T}{t_{отв}},$$

где

$$t_{отв} = t_{cp} + t_p + t_{nop} + \tau.$$

6.8. Отвалообразование

6.8.1. Общие положения

При выборе площади под отвалы следует учитывать, что она должна находиться на минимальном расстоянии от забоев и быть непригодной для использования в народном хозяйстве. Способ отвалообразования и средства механизации зависят от типа складироваемых пород и вида карьерного транспорта.

При железнодорожном транспорте применяются экскаваторные (с механическими лопатами, драглайнами, абзетцерами), плужные и бульдозерные отвалообразователи; при автомобильном транспорте - бульдозерные и экскаваторные; при конвейерном - консольные.

Относительно контура карьера отвалы делятся на внешние и внутренние, по стационарности - на постоянные и временные.

В один отвал может быть раздельно уложено два-четыре вида пород или некондиционных полезных ископаемых (селективное складирование пород). В результате отвал разбивается в плане на участки. В пределах каждого участка с первого до последнего яруса размещается один вид пород.

Границы участка к моменту завершения отвальных работ должны частично (не менее 1/4 периметра) совпадать с конечным контуром отвала, что обеспечивает независимую выемку из отвала любого вида пород или бедного полезного ископаемого.

Селективное складирование используется тогда, когда необходимо снизить уровень негативного воздействия токсичных элементов, содержащихся в горных породах, а также повысить эффективность рекультивационных работ в условиях дефицита плодородных и потенциально плодородных пород. В нижний ярус обсыпаются породы, повышающие устойчивость отвала или почвы отвала. В верхний ярус, а также в

крайние заходки всех ярусов, могут обсыпаться потенциально плодородные породы, улучшающие возможность рекультивации поверхности отвалов. В средний ярус и в центральную в плане часть отвала могут обсыпаться токсичные породы, а под ними и вокруг них - глинистые породы, создающие изолированный экран.

Угол погашения борта отвала после завершения работ по укладке породы должен обеспечивать долговременную устойчивость борта и отвечать требованиям рекультивации. Для того, чтобы на бортах удерживалась плодородная порода, их выполаживают до $12...20^\circ$, а в ряде случаев создают специальные площадки для посадки кустарников и деревьев.

6.8.2. Бульдозерное отвалообразование при автомобильном транспорте

Основными параметрами, характеризующими отвальные работы при транспортировании пород автомобилями, являются: длина фронта отвального участка и всего отвала; число участков; высота отвала; шаг переноски отвальной автодороги; продолжительность загрузки и подготовки отвального участка; объем бульдозерных работ; необходимое число бульдозеров при заданном объеме работ.

Длина отвального участка по условиям планировки

$$L_{нл} = \frac{Q_b}{W_o}, \text{ м},$$

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

$$W_o = \frac{V_a \cdot \lambda_a}{b_a}, \text{ м}^3/\text{м};$$

где V_a - емкость кузова автосамосвала, м^3 ;
 $\lambda_a = 1,5...2,5$ - коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова;
 b_a - ширина кузова автосамосвала, м.

Длина отвального участка по условиям беспрепятственной разгрузки автомашин

$$L_p = N_a \cdot a \cdot \frac{l_{рм}}{T_p}, \text{ м},$$

где N_a - число автотракторных машин, обслуживающих отвальный участок;
 $a = 20...30$ м - ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при маневрировании и разгрузке;

t_{pm} - продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала на отвале, мин;

T_p - время рейса автосамосвала, мин.

Число рабочих отвальных участков

$$N_o = \frac{W_c}{n_b \cdot Q_b},$$

где W_c - объем вскрышных пород, складываемых на отвале, м³/смену;
 n_b - число бульдозеров, работающих на отвале.

Общая длина отвального фронта

$$L_{отв} = K_o \cdot N_o \cdot L, \text{ м},$$

где $K_o = 1...4$ - коэффициент одновременности работы отвальных участков;

L - максимальное значение длины отвального участка по условиям планировки или беспрепятственной разгрузки автотракторов, м.

Для обеспечения безопасности ведения отвальных работ на верхней бровке отвала устраивается предохранительный вал из породы высотой 0,7...1,0 м и шириной 1...1,5 м. Расстояние разгрузки автосамосвалов от верхней бровки составляет 1...2,5 м (для автосамосвалов до 40 т); подъем в сторону вала - 3° (1/8, с. 368).

Строительство бульдозерных отвалов на равнинной плоскости заключается в подведении дороги и создании первоначального отвала шириной 70...100 м и высотой 2...5 м. Отвал наращивается путем сплошной обсыпки породы. Практикуется также увеличение высоты отвала до проектной путем разгрузки под откос при ширине насыпи 40...50 м и подъеме 5...7% (1/3, с. 260).

В эксплуатационный период отвалообразование осуществляется двумя способами: периферийным или площадным.

Объем бульдозерных работ Q_o

$$Q_o = W_c \cdot K_3 \cdot n_{cm}, \text{ м}^3,$$

где K_3 - коэффициент заваленности, характеризующий объем породы, остающийся на поверхности отвала и подлежащий планировке, $K_3=0,4...0,7$ при одновременной работе отвала и бульдозера;

$K_3 = 0,9...1,0$, если отвал работает в две смены, а бульдозер - в одну;

$n_{см}$ - сменность работы отвала.

Число бульдозеров, работающих на отвале,

$$N_b = \frac{Q_o}{Q_b \cdot n'_{см}}, \text{ шт.},$$

где $n'_{см}$ - сменность работы бульдозеров на отвале.

Ширина отвальных площадок нижележащего уступа при многоярусных отвалах по условиям безопасности

$$Ш_{он} = Z + Ш_{д} + Ш_{рп}, \text{ м},$$

где Z - ширина зоны разлета породных кусков от нижней бровки вышележащего яруса, м, $Z = 3...25$ при высоте отвального яруса $4...30$ м;

$Ш_{д}$ - ширина автодороги, м;

$Ш_{рп}$ - ширина разгрузочной площадки, м, $Ш_{рп} = 20...30$.

6.8.3. Скреперные отвалы

Разработка, транспортировка и отвалообразование скреперами осуществляется, когда месторождение сложено мягкими породами, содержание влаги - не более $15...20\%$ и отсутствуют валуны. Эффективность выемки достигается при наличии талого слоя не менее $15...20$ см при глинистых породах и не менее $10...15$ см при галечных. Передвижение скрепера на подъеме - не более 10° .

Схемы размещения отвалов бывают на бортах карьера, во внешних отвалах, во внутренних отвалах, комбинированная. Минимальная ширина между верхним контуром карьера и отвалом зависит от схемы движения скрепера и условий устойчивости борта карьера; в наиболее благоприятных условиях она составляет $10...15$ м. Схему работы скрепера выбирают из условия, чтобы длина хода и число поворотов были наименьшими, а общий подъем в грузовом направлении не превышал разности между отметками забоя и места разгрузки. При всех схемах экскавации скреперы могут двигаться по эллипсу, восьмерке, челночно-поперечно, челночно-продольно, по двухсторонней петле, по спирали и зигзагами. Характерные системы разработки - поперечные и про-

дольные. Выемка вскрышных пород осуществляется фронтальными забоями (наклонными слоями выемки), забоями-площадками (горизонтальными слоями выемки) и торцовыми забоями. Отвалы обычно располагаются на торцах карьера.

Первоначальный наклонный скреперный забой создается проведением котлована, длина которого при небольшой высоте уступа H_y равна $2 l_{заг}$, а при большой величине уступа $2H_y/i$ (i - допустимый уклон). В эксплуатационный период длина продольного забоя зависит от H_y и равна или кратна $l_{заг}$. Таким образом, создание первоначального скреперного забоя на уступе, как и врезка в новые заходки, осуществляется проведением двухсторонних котлованов. При использовании скреперов в состав горно-подготовительных работ не входит проведение наклонных траншей, их роль выполняют сами скреперные забои.

При поперечной системе разработки выезд скреперов из карьера осуществляется через временные наклонные траншеи, рациональное расстояние между которыми составляет 70...80 м ($2:3 l_{заг}$), а при продольных заходках один или два борта карьера (соответственно при одном и двух отвалах) выколаживаются под углом i .

Ширина B_o и высота H_o одностороннего отвала на борту карьера (рис. 6.9) определяются по следующим формулам (по А.И.Арсентьеву):

$$B_o = \sqrt{\frac{2 K_p \cdot L_{\phi}^g \cdot H_y \cdot (1 + i_n' \cdot \operatorname{ctg} \beta_o)}{(i_n' - i_n) (1 + i_n \cdot \operatorname{ctg} \beta_o)}} \text{ , м ;}$$

$$H_o = \sqrt{\frac{2 K_p \cdot L_{\phi}^g \cdot H_y \cdot (i_n' - i_n)}{(1 + i_n' \cdot \operatorname{ctg} \beta_o) (2 + i_n \cdot \operatorname{ctg} \beta_o)}} \text{ , м ,}$$

где K_p - коэффициент разрыхления породы в отвале, м;

L_{ϕ}^g - длина фронта вскрышных работ, м;

i_n' и i_n - уклон соответственно поверхности и почвы отвала;

β_o - угол откоса отвала, град.

Продольная система разработки применяется, в основном, при мощной толще вскрышных пород, обработка которых производится одним или несколькими уступами.

Выемка производится торцовыми забоями с движением скреперов по челноковой двухсторонней или челноковой односторонней схеме соответственно с врезкой в новую заходку на обоих и одном флангах фронта работ. Отработка заходок может производиться также от середины карьерного поля к флангам (/13/, с. 256).

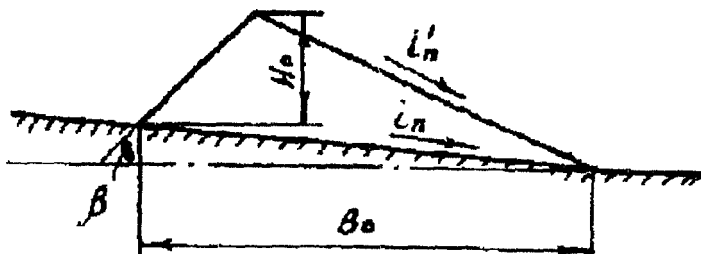


Рис. 6.9. Схема к определению параметров отвала

Торцовые забои смежных уступов разделяются "бермами опережения" для обеспечения независимой работы. Ширина этих берм равна сумме ширины торцового забоя скрепера $Ш_3$ и транспортной полосы B_m , а длина l_0 помимо компенсации неравномерности работ должна обеспечивать беспрепятственный проход скреперов и другого оборудования (рис. 6.10).

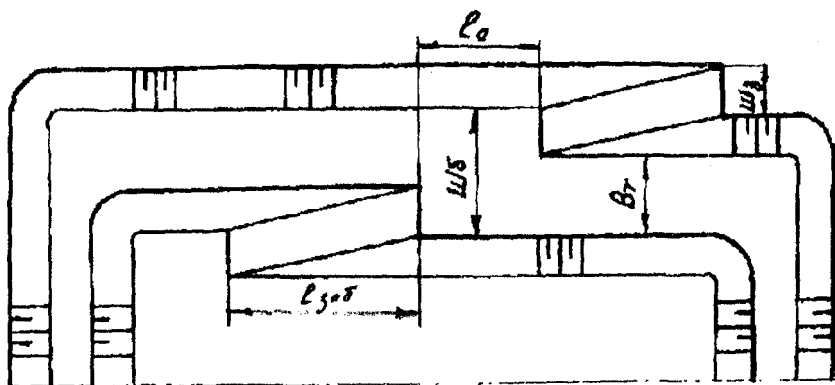


Рис. 6.10. Схема работы скрепера в смежных забоях

$$Ш_6 = Ш_3 + B_m, \text{ м};$$

$$l_0 = 2(l_c + R_c) + 5, \text{ м},$$

где l_c - длина скрепера, м;

R_c - радиус поворота скрепера.

При подготовке к выемке рыхлением $L_{заб}^{\min} \geq 50$ м, а для уменьшения простоев скреперного комплекса при наличии крепких включений (валунов и др.), обводненности пород и т.д. необходимо, чтобы длина забоя $L_{заб} \geq 2 L_{заб}^{\min}$.

6.8.4. Разработка вскрыши и формирование отвалов бульдозерами

Разработка вскрыши бульдозерами производится (применительно к разработке россыпей) веерными, параллельными, продольными или поперечными, диагональными и комбинированными заходками. Среднее расстояние транспортирования - 70...120 м. Высота вскрыши не должна превышать 3...4 м, угол подъема - 27°.

Выемка может вестись тонкими горизонтальными слоями по всей площади (сплошная выемка) или траншейными заходками путем образования ряда параллельных траншей глубиной 0,6...0,7 м, разделенных целиками шириной 0,5...0,6 м. Вначале разрабатывают породу забоями - площадками в траншеях, а затем проводят целики между ними. Траншейный вариант предпочтителен при льдонасыщенных породах.

При веерной системе разработки полигон вскрывают временными траншеями, расстояние между которыми зависит от мощности вскрыши. Форма отвалов - секторная. Эта система рациональна при $H_в = 3...4$ м и ширине полигона 40...50 м.

При поперечной системе разработки пологие выезды устраивают за пределами, внутри или только частично внутри полигона, а отвалообразование при работах с разносом бортов разреза (карьера) обычно производят наклонными слоями под постоянным углом (14°...21°) при перемещении породы бульдозером под откос или горизонтальными слоями мощностью 0,8...1,2 м, которые наращивают попеременно наступающим и отступающим фронтом.

Использование бульдозеров и других средств механизации для формирования отвалов при большом объеме вскрышных пород и железнодорожном транспорте (/1/, с. 308-328; /6/, с. 270-285) требует сложных инженерных расчетов и решается для каждого конкретного случая.

6.9. Рекультивация

6.9.1. Общие положения (/3/, с. 293, 299, 307)

Воздействие горных работ на окружающую среду происходит по следующим основным направлениям:

- 1) нарушение земной поверхности и загрязнение поверхностных и подземных вод;
- 2) нарушение гидрогеологического режима в районе производства горных работ;
- 3) загрязнение воздушного бассейна;
- 4) нарушение недр и связанные с разработкой потери полезных ископаемых и потенциально пригодных для использования горных пород.

Снижение отрицательных воздействий вышеперечисленных направлений при ведении горных работ на окружающую среду производится на стадиях проектирования, эксплуатации и проведения рекультивации.

Рекультивация проводится на двух этапах: на первом - горнотехническая и на втором - биологическая. Горнотехническая рекультивация имеет целью приведение нарушенных земель в состояние, пригодное для полезного использования в сельском, лесном, рыбном хозяйстве и др. Биологическая рекультивация - это комплекс агротехнических мероприятий, направленных на восстановление и улучшение структуры грунтов, повышение их плодородия, а также на работы по освоению водоемов, создания лесов и др. Горнотехническая рекультивация включает выемку, складирование и хранение плодородной почвы, селективное формирование отвалов, планировку и покрытие поверхности отвалов плодородным слоем, мелиоративные и др. работы. К неплодородным относятся скальные извержения породы, а также кислые и засоленные породы, содержащие растворимые в воде соли натрия или магния выше допустимых норм. Малоплодородные породы (третичные глины, аргеллиты, пески кварцевые) пригодны для земледелия и лесонасаждений после мелиорации. Потенциально плодородные породы (четвертичные, суглинки, озерно-болотные глины) пригодны для лесонасаждений в качестве почвообразующего слоя при сельскохозяйственном освоении. Плодородные почвы (черноземы, луговые и торфяно-болотные почвы) пригодны для использования без всякого улучшения.

Данные о расположении и мощности пород с различными агрохимическими свойствами в толще вскрышных пород, агрохимические карты-схемы должны включаться в число основных геологических документов. Формирование поверхностного слоя отвалов зависит от их использования (/3/, с. 305; /5/, с. 187-191).

Различные по качеству (плодородные и полуплодородные) почвы хранятся отдельно в штабелях высотой, меньшей или равной 5 и 10 м соответственно, на ровных возвышенных сухих участках и должны иметь эффективную дренажную систему.

6.9.2. Горнотехническая рекультивация отвалов [5, с. 191]

При рекультивации выполняются планировочные работы на отвале, обеспечивающие создание рельефа поверхности отвала, допускающего применение сельскохозяйственной техники, создающие долговременную устойчивость откосов и предупреждающие водную эрозию. Применяются следующие виды планировок: сплошная, частичная и планировка террасами. Выпояживание бортов отвалов осуществляется бульдозерами и экскаваторами по схеме "сверху-вниз".

7. БЕЗОПАСНОЕ ВЕДЕНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Дать перечень основных руководящих документов по безопасному ведению открытых горных работ и основные меры и правила для главных технологических процессов, принятых в проекте.

Л и т е р а т у р а

1. Мельников, Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам / Н.В. Мельников. – М.: Недра, 1982. – 414 с.
2. Анистратов, Ю.И. Проектирование карьеров: учеб. пособие / Ю.И. Анистратов. – М.: Из-во МГИ, 1983. – 72 с.
3. Хохряков, В.О. Проектирование карьеров / В.О. Хохряков. – М.: Недра, 1980. – 336 с.
4. Общесоюзные нормы технологического проектирования предприятий нерудных строительных материалов: ОНТП 12-25. – Л.: Стройиздат, 1988. – 80 с.
5. Хохряков, В.С. Проектирование карьеров: учеб. для вузов / В.С. Хохряков. – М.: Недра, 1980. – 336 с.
6. Ржевский, В.В. Открытые горные работы: учеб. для вузов: в 2 ч. / В.В. Ржевский. – М.: Недра, 1986. – Ч. 1. – 509 с. – Ч. 2. – 549 с.

7. Малышева, Н.А. Технология разработки месторождений нерудных строительных материалов: учебное пособие / Н.А. Малышева, Н.В. Сиренко. – М.: Недра, 1977. – 392 с.

8. Ржевский, В.Д. Процессы открытых горных работ / В.Д. Ржевский. – М.: Недра, 1978. – 548 с.

9. Спиваковский, О.А. Транспортные машины и комплексы открытых горных разработок: учеб. для вузов / О.А. Спиваковский, М.Г. Потиков. – М.: Недра, 1983. – 383 с.

10. Васильев, Н.В. Транспортные процессы и оборудование на карьерах / Н.В. Васильев. – М.: Недра, 1986. – 240 с.

11. Кутузов, Б.Н. Взрывные работы / Б.Н. Кутузов. – М.: Недра, 1988. – 368 с.

12. Медников, Н.Н. Моделирование процессов и технологии открытых горных разработок / Н.Н. Медников. – М.: МГИ, 1987. – 76 с.

Содержание

Введение.....	3
1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ.....	3
2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ.....	4
3. СТРУКТУРА И ОБЪЕМ ПРОЕКТА.....	4
4. ОФОРМЛЕНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА.....	5
5. СОДЕРЖАНИЕ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ.....	6
6. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО СОСТАВЛЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА.....	9
6.1. Исходные положения проекта.....	9
6.2. Оконтуривание карьерного поля.....	9
6.3. Горно-геометрический анализ карьерного поля.....	11
6.4. Подготовка горных пород к выемке.....	29
6.5. Система разработки и структура комплексной механизации, производительность основного оборудования.....	42
6.6. Вскрытие рабочих горизонтов. Горно-капитальные работы.....	72
6.7. Транспорт.....	80
6.8. Отвалообразование.....	88
6.9. Рекультивация.....	95
7. БЕЗОПАСНОЕ ВЕДЕНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ.....	96
Л и т е р а т у р а.....	96

Учебное издание

СЕНКЕВИЧ Вальдемар Иосифович

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Методическое пособие к выполнению курсового
проекта для студентов специальности 1- 51 02 01
«Разработка месторождений полезных ископаемых»

Подписано в печать 22.07.2011.

Формат 60x84¹/₁₆. Бумага офсетная.

Отпечатано на ризографе. Гарнитура Таймс.

Усл. печ. л. 5,8. Уч.-изд. л. 4,6. Тираж 250. Заказ 767.

Издатель и полиграфическое исполнение:

Белорусский национальный технический университет.

ЛИ № 02330/0494349 от 16.03.2009.

Проспект Независимости, 65, 220013, Минск.