

Кафедра «Технологии и оборудование разработки  
месторождений полезных ископаемых»

Б.А.Волков

## **ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ**

Учебно-методическое пособие  
по выполнению курсового проекта  
для студентов направлений специальности  
1-51 02 01-02 «Разработка месторождений полезных ископаемых  
(подземные горные работы)»,  
1-51 02 01-03 «Разработка месторождений полезных ископаемых  
(обогащение полезных ископаемых)»

*Учебное электронное издание*

Солигорск 2010

УДК 622.75(075.8)

**Автор:**

*Б.А. Волков*

**Рецензенты:**

*В.Н. Новокшионов*, старший научный сотрудник ОАО «БЕЛГОРХИМПРОМ», кандидат технических наук;

*В.А. Мисников*, ведущий научный сотрудник ЧУП «Институт горного дела», кандидат технических наук

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов направлений специальности 1-51 02 01-02 «Разработка месторождений полезных ископаемых (подземные горные работы)», 1-51 02 01-03 «Разработка месторождений полезных ископаемых (обогащение полезных ископаемых)» при выполнении курсового проекта. Пособие содержит рекомендации по работе над курсовым проектом, методические указания по его составлению и оформлению. Приведен список рекомендуемой литературы.

Белорусский национальный технический университет  
пр-т Независимости, 65, г. Минск, Республика Беларусь  
Тел.(017) 293-91-97 факс (017) 292-91-37  
Регистрационный № БНТУ/филСол – 1.2010

© Волков Б.А., 2010

© БНТУ, 2010

## СОДЕРЖАНИЕ

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ.....	5
СОСТАВ ПРОЕКТА .....	6
СОДЕРЖАНИЕ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ.....	7
Введение .....	7
1. Горнотехнические условия .....	7
2. Границы карьера и объемы работ .....	7
2.1. Предельная глубина карьера .....	7
2.2. Размеры карьера в плане .....	8
2.3. Объем горной массы в контурах карьера .....	8
2.4. Объем руды в контурах карьера .....	8
2.5. Объем вскрыши .....	8
2.6. Средний коэффициент вскрыши .....	8
2.7. Срок службы карьера .....	9
2.8. Проектная мощность карьера.....	9
2.9. Суточная производительность карьера по руде.....	9
2.10. Среднегодовой объем вскрыши.....	9
2.11. Среднесуточный объем вскрыши .....	9
3. Система разработки и структура комплексной механизации.....	9
3.1. Система разработки.....	9
3.2. Технологическая схема комплексной механизации .....	10
4. Вскрытие рабочих горизонтов, горно-капитальные работы .....	11
4.1. Способы вскрытия рабочих горизонтов .....	11
4.2. Трассирование траншей.....	12
4.3. Капитальные траншеи.....	14
4.4. Пропускная способность трассы вскрывающих выработок.....	14
5. Основные производственные процессы и элементы системы разработки ...	14
5.1. Подготовка горных пород к выемке.....	15
5.2. Выемка и погрузка руды и породы .....	19
5.3. Расход ВВ на основные работы .....	22
5.4. Расход ВВ для разделки негабарита.....	22
5.5. Общий расход ВВ в карьере.....	23
5.6. Общий удельный расход ВВ в карьере .....	23
5.7. Производительность буровых станков и их общее количество, необходимое для выполнения всего объема работ.....	23
5.8. Зона безопасности при ведении взрывных работ .....	25
5.9. Погрузка руды и породы .....	25

6. Транспортирование горной массы из забоев .....	28
6.1. Продолжительность рейса автосамосвала .....	28
6.2. Продолжительность погрузки автосамосвала .....	29
6.3. Продолжительность движения груженого и порожнего автосамосвала ..	29
6.4. Продолжительность разгрузки автосамосвала.....	29
6.5. Продолжительность маневровых операций и ожидания за рейс .....	30
6.6. Эксплуатационная производительность автосамосвала .....	30
6.7. Количество автосамосвалов, необходимых для обслуживания экскаватора.....	30
6.8. Суточный грузооборот карьера по горной массе .....	30
6.9. Рабочий парк автосамосвалов, обеспечивающий суточный грузооборот карьера.....	30
6.10. Инвентарный (списочный) парк автосамосвалов .....	30
7. Отвальные работы .....	31
7.1. Суточный вскрышной грузопоток карьера .....	32
7.2. Приемная способность 1 м длины отвального фронта.....	32
7.3. Количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течении часа.....	32
7.4. Количество одновременно разгружающихся на отвале автосамосвалов .....	33
7.5. Длина фронта разгрузки .....	33
7.6. Количество участков, на которых одновременно осуществляется разгрузка автосамосвалов.....	33
7.7. Количество участков, находящихся в одновременной планировке ..	33
7.8. Количество резервных участков.....	33
7.9. Общая длина отвального фронта.....	33
7.10. Сменная эксплуатационная производительность бульдозера (в целике).....	33
7.11. Количество бульдозеров в работе .....	34
7.12. Инвентарный парк бульдозеров .....	34
ЛИТЕРАТУРА .....	35

## ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Исходные данные для выполнения курсового проекта излагаются руководителем курсового проектирования в выдаваемом индивидуальном задании и представляют следующие данные:

1. Размеры залежи, м: горизонтальная мощность; протяженность по простиранию;
2. Угол падения залежи, град.;
3. Мощность покрывающих песчано-глинистых пород, м;
4. Коэффициент крепости по М.М. Протодяконову: полезного ископаемого; вмещающих пород;
5. Объемная масса  $t/m^3$ : полезного ископаемого; вмещающих пород;
6. Граничный коэффициент вскрыши;
7. Расстояние км: до отвалов пустых пород; до перерабатывающего комплекса;
8. Подготовка горной массы к выемке – буровзрывным способом;
9. Обводненность месторождения – низкая;

Остальные показатели для расчетов следует принимать согласно условиям разработки и выбранной технологии, используя справочный материал, настоящих методических указаний и рекомендованную литературу.

## СОСТАВ ПРОЕКТА

Курсовой проект состоит из расчетно-пояснительной записки объемом 25–40 страниц рукописного текста, или текста набранного на ПЭВМ, и графической части, представленной двумя листами формата А2.

Пояснительная записка содержит краткие описания, расчеты, эскизные схемы и необходимые пояснения к ним и представлена следующими разделами:

- 1) Задание на проектирование;
- 2) Введение;
- 3) Краткая геологическая и горнотехническая характеристика месторождения и района работ;
- 4) Границы карьера и объемы работ;
- 5) Система разработки и структура комплексной механизации;
- 6) Вскрытие рабочих горизонтов и горно-капитальные работы;
- 7) Основные производственные процессы и элементы системы разработки;
- 8) Отвальные работы;
- 9) Правила безопасности при ведении открытых горных работ.

Графическая часть включает два листа чертежей формата А2, в том числе:

Первый лист – план карьера на расчетный год (на год достижения проектной мощности) со схемой вскрытия, размещения горного оборудования, транспортных коммуникаций, отвалов вскрышных пород, плодородного слоя, складов готовой продукции; поперечные разрезы с указанием параметров и элементов системы разработки; технологические паспорта производства горных работ при добыче полезного ископаемого, разработке вскрыши и при отвалообразовании;

Второй лист (горно-капитальные работы) – план карьера на момент ввода его в эксплуатацию (на пусковую мощность, но не менее 25% от плана добычи); технологические схемы проведения капитальных и разрезных траншей с расстановкой оборудования; поперечные разрезы траншей с указанием параметров и элементов вскрывающих выработок;

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

# СОДЕРЖАНИЕ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ

## 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.

## 1. Горнотехнические условия

Указать, к какому типу месторождений относится объект Вашего проектирования. Дать основные направления, технические решения по вскрытию, применяемой системе разработки и набор технических средств, применяемых в проекте.

## 2. Границы карьера и объемы работ

### 2.1. Предельная глубина карьера ( $H_k$ )

$$H_k = 0,163 \cdot \operatorname{tg} \gamma_{\text{cp}} (\sqrt{P^2 + 12,56 K_{\text{гр}} S_p} - P) + H_{\text{доп}}, \text{ м},$$

где  $\gamma_{\text{cp}} = 22^\circ$  – средний уровень погашения (наклона) бортов карьера;

$P = 2 (l_{\text{пр}} + m_{\text{г}})$  – протяженность контура (периметр) рудного тела в горизонтальном сечении, м;

$l_{\text{пр}}$  – протяженность рудного тела по простиранию, м;

$m_{\text{г}}$  – горизонтальная мощность рудного тела, м;

$K_{\text{гр}}$  – граничный коэффициент вскрыши;

$S_p = m_{\text{г}} l_{\text{пр}}$  – средняя площадь полезного ископаемого в плане,  $\text{м}^2$ ;

$H_{\text{доп}}$  – дополнительное углубление карьера без разноса бортов по породе, м;

$$H_{\text{доп}} = (m_{\text{г}} - B_{\text{д}}) / 2 \operatorname{ctg} \gamma_{\text{cp}}, \text{ м},$$

где  $B_{\text{д}} = 30\text{м}$  – минимальная ширина дна карьера по условиям минимально допустимых зазоров для выемочных машин и транспорта.

## **2.2. Размеры карьера в плане:**

а) длина по дну ( $l_d$ )

$$l_d = l_{пр} - 2 H_d \operatorname{ctg} \gamma_{ср}, \text{ м};$$

б) длина по поверхности ( $l_{пов}$ )

$$l_{пов} = l_d + 2 H_k \operatorname{ctg} \gamma_{ср}, \text{ м},$$

где  $H_k$  – глубина карьера, м;

в) ширина по поверхности ( $B_{пов}$ )

$$B_{пов} = B_d + 2 H_k \operatorname{ctg} \gamma_{ср}, \text{ м}.$$

## **2.3. Объем горной массы в контурах карьера ( $V_k$ )**

$$V_k = S_d H_k + 0,5 H_k^2 P_d \operatorname{ctg} \gamma_{ср} + (\pi H_k^3 \operatorname{ctg} \gamma_{ср}) / 3, \text{ м}^3,$$

где  $S_d = B_d l_d$  – площадь дна карьера,  $\text{м}^2$ ;

$P_d = 2 (l_d + B_d)$  – периметр дна карьера, м.

## **2.4. Объем руды в контурах карьера ( $V_p$ )**

$$V_p = S_p (H_k - H_{доп} - H_n) + (S_p + S_d) H_{доп} / 2, \text{ м}^3,$$

где  $S_p$  – средняя площадь полезного ископаемого в горизонтальном сечении;

$H_{доп}$  – дополнительное углубление дна карьера без разноса бортов карьера по породе, м;

$H_n$  – мощность наносов, м.

## **2.5. Объем вскрыши ( $V_b$ )**

$$V_b = V_k - V_p, \text{ м}^3.$$

## **2.6. Средний коэффициент вскрыши ( $K_{ср}$ )**

$$K_{ср} = V_b / V_p, \text{ м}^3 / \text{ м}^3.$$

## **2.7. Срок службы карьера (Т)**

В общем виде оптимальная продолжительность работы карьера может быть определена по формуле Тейлора

$$T = 0,2 \cdot \sqrt[4]{Q_{зр}}, \text{ лет,}$$

где  $Q_{зр} = V_p \gamma_p$  – общие запасы руды, т;

$\gamma_p$  – объемный вес руды, т/м<sup>3</sup>.

## **2.8. Проектная мощность карьера (А<sub>к</sub>)**

$$A_k = Q_{зр} / T, \text{ млн. т/год}$$

или

$$A_k = V_p / T, \text{ млн. м}^3/\text{год.}$$

## **2.9. Суточная производительность карьера по руде (А<sub>сут</sub>)**

$$A_{сут} = A_k / n_{дн}, \text{ тыс. т/сут (тыс. м}^3/\text{сут),}$$

где  $n_{дн}$  – число дней в году работы карьера.

## **2.10. Среднегодовой объем вскрыши (Q<sub>в</sub>)**

$$Q_v = A_k K_{ср}, \text{ млн. м}^3/\text{год,}$$

где  $K_{ср}$  – среднегодовой коэффициент вскрыши.

## **2.11. Среднесуточный объем вскрыши (Q<sub>в.сут</sub>)**

$$Q_{в.сут} = Q_v / n_{дн}, \text{ тыс. м}^3/\text{сут.}$$

# **3. Система разработки и структура комплексной механизации**

## **3.1. Система разработки**

Систему разработки принимают с учетом следующих факторов:

- угла падения залежи;
- крепости пород и полезного ископаемого;
- глубины залегания полезного ископаемого;
- мощности покрывающих глинисто-песчаных пород;
- требуемой производительности карьера и т.д.

В зависимости и с учетом этих факторов может быть принята следующая определяющая система разработки:

- бестранспортная;
- транспортная;
- комбинированная.

Дать описание, основные параметры и элементы принятой системы разработки.

Система разработки – это порядок производства горных работ, обеспечивающий экономичную и безопасную эксплуатацию карьера с заданной производственной мощностью при рациональном использовании запасов месторождения.

Горные работы при различных системах разработки выполняются соответствующим набором машин и механизмов, обеспечивающих установленную производственную мощность карьера.

Система разработки и комплексная механизация горных работ взаимосвязаны: первая является формой, вторая содержанием технологии горных работ на карьере.

Показателями этой взаимосвязи являются элементы и параметры системы разработки, которые устанавливаются с учетом рабочих размеров горного и транспортного оборудования.

Систему разработки выбирают на основе изучения и анализа свойств пород и условий залегания полезного ископаемого, с учетом крепости пород, угла падения залежи, глубины залегания полезного ископаемого, мощности наносов и т.д.

При угле падения месторождения не более 12 градусов и значительной длине простираения принимают, как правило, бестранспортную систему разработки. Во всех остальных случаях принимают транспортные системы разработки.

Основные характеристики транспортных систем разработки:

- вскрышные породы средствами колесного транспорта перемещают во внешние отвалы;
- условия применения – любая форма месторождения и любая крепость пород;
- характерное забойное и транспортное оборудование – экскаваторы, рельсовый и автомобильный транспорт.

### ***3.2. Технологическая схема комплексной механизации***

Выбор технологической схемы комплексной механизации вскрышных и добычных работ производится в следующей последовательности.

1. Исходя из анализа горнотехнических условий разработки месторождения, определяются возможные технологические процессы и оборудование для вскрышных и добычных работ.

2. Определяется технологическая схема механизации вскрышных и добычных работ в соответствие с рекомендуемыми нормами технологического проектирования.

3. Определяются конкретные модели оборудования по процессам на вскрышных и добычных работах, с учетом оптимального соотношения между их параметрами.

Определение возможного набора оборудования для вскрышных и добычных работ производится на основе анализа всех выше перечисленных факторов с учетом новейших разработок выемочно-погрузочного, транспортного, бурового и отвального оборудования.

При выборе экскаватора целесообразно ориентироваться на экскаваторы с емкостью ковша 4–20 м<sup>3</sup>.

Для успешной работы карьера необходимы хорошие дороги. На уступах в карьерах проводят простейшие и улучшенные грунтовые дороги, иногда щебеночные, а при слабых грунтах из сборного железобетона. Главные постоянные дороги при большом грузопотоке – бетонные. Скорость движения автосамосвалов на съездах – около 10 км/час, на главных дорогах 18–25 км/час.

#### **4. Вскрытие рабочих горизонтов, горно-капитальные работы**

##### ***4.1. Способы вскрытия рабочих горизонтов***

Вскрытием рабочих горизонтов называют 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.

Различают следующие способы вскрытия:

- траншейный;
- подземными горными выработками;
- без проведения выработок;
- комбинированный.

Тот или иной способ вскрытия принимается на основе учета следующих факторов:

1. Рельефа местности, расположения пунктов приема полезного ископаемого и пустых пород (СОФ, отвалов).
2. Размеров карьера в плане и по глубине.
3. Степени разведанности месторождения, формы и элементов залегания рудного тела.
4. Принятой системы разработки.
5. Выбранного типа транспорта и структуры комплексной механизации.
6. Величины и направления грузопотоков.

Для принятия решения о вскрытии необходимы следующие данные:

1. Топографические планы местности в масштабе 1:2000, 1:5000.
  2. Геологические профили с установленными конечными перспективными контурами карьера.
  3. Параметры принятого вида транспорта.
  4. Параметры и элементы системы разработки (высота уступа, ширина рабочих площадок, транспортных и предохранительных берм) и т.д.
  5. Направление и интенсивности развития горных работ
- Проектирование вскрытия необходимо вести в следующей последовательности:

1. На основании поперечных и продольных профилей составляется план карьера на начало и перспективу работ, на план наносятся изолинии горизонтов и рельеф местности.

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

3. Определяется положение отвалов.

4. Определяются параметры трассы: уклоны, радиусы поворотов, формы 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.

#### ***4.2. Трассирование траншей***

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

Под трассированием понимают установление положения продольной оси траншеи и ее положение в плане и профиле. Исходным основанием для трассирования капитальных траншей является конечное положение бортов карьера, изображаемых на плане изолиниями одинаковых высотных отметок с интервалом, равным высоте уступа. Внешнюю трассу проводят с поверхности до горизонтали, которая ограничивает вскрываемый уступ; внутренняя трасса проходит по борту через горизонтали, ограничивающие уступы.

Основными параметрами трассы капитальных траншей являются: величина руководящего уклона (подъема), разность высотных отметок начала и конца трассы (глубина заложения капитальных траншей), минимальные радиусы криволинейных участков, теоретическая и действительная длина трассы.

Трассирование траншей производят в следующей последовательности:

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. На плане и разрезе намечается ось траншеи (внешней, внутренней или комбинированной), далее вычерчивается положение трассы с учетом уклона траншеи, высоты уступов.
5. Определяется теоретическая длина трассы.
6. Определяется фактическая длина трассы с учетом примыкания к рабочим горизонтам и удлинения трассы на криволинейных участках.
7. Определяется коэффициент удлинения трассы.
8. Измеряется точная длина трассы на продольном профиле.

Величина руководящего подъема (уклона) капитальной траншеи зависит от вида применяемого карьерного транспорта. Она влияет на скорость движения транспортных средств и пропускную способность трассы в пределах ограничивающего перегона.

Величина руководящего подъема (уклона) для ж/д транспорта ( $i_p$ )

$$i_p = [F_{сц} - T_o(P + Q_{гр})] / (P + Q_{гр}), \text{‰},$$

где  $F_{сц}$  – сила тяги локомотива при расчетной минимальной скорости движения, Н;

$T_o$  – осевое удельное сопротивление движению, Н/кН;

$P$  – полный вес локомотива, кН;

$Q_{гр}$  – вес прицепной части поезда, кН.

Теоретическая длина трассы ( $L_T$ ) определяется глубиной заложения капитальной траншеи и величиной руководящего подъема:

$$L_T = 1000 H / i_p, \text{ м},$$

где  $H$  – глубина заложения капитальной траншеи, м.

Действительная длина трассы ( $L_\phi$ ) в приближенных расчетах определяется по формуле

$$L_\phi = L_T k_{удл}, \text{ м},$$

где  $k_{удл}$  – коэффициент удлинения трассы (зависит от способа примыкания трассы к рабочим горизонтам).

### 4.3. Капитальные траншеи

Капитальные траншеи различаются:

1) по расположению относительно конечного контура на внешние и внутренние;

2) по числу уступов, обслуживаемых системой траншей, имеющих общую трассу – на отдельные (один уступ), групповые (несколько уступов) и общие (все уступы карьера до конечной глубины);

3) по основному назначению – на одинарные (для движения транспорта в оба конца) и парные (для движения только груженого и только порожнего транспорта);

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 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 принимают: для автомобильного транспорта –  $80 \div 120\%$ , для ж/д транспорта –  $20 \div 40\%$ , для скреперов –  $120 \div 150\%$ .

### 4.4. Пропускная способность трассы вскрывающих выработок ( $N_T$ )

$$N_T = K_p W_c / V_c = K_p L_{\text{фy}} N_y V_{\text{ф}} / V_c T_p, \text{ проездов/сутки,}$$

где  $K_p$  – коэффициент резерва ( $K_p = 1,2 \div 1,28$ );

$W_c$  – среднесуточный грузооборот рабочих горизонтов, обслуживаемых одной трассой,  $\text{м}^3/\text{сут}$ ;

$V_c$  – вместимость состава (в плотном теле),  $\text{м}^3$ ;

$L_{\text{фy}}$  – средняя длина фронта уступа, м;

$N_y$  – число рабочих уступов, обслуживаемых одной трассой;

$V_{\text{ф}}$  – скорость подвигания фронта работ, м/год;

$T_p$  – продолжительность работы карьера в году, суток.

## 5. Основные производственные процессы и элементы системы разработки

Основными производственными процессами при работе карьера являются:

- подготовка горных пород к выемке;
- выемка и погрузка руды и породы;
- транспортирование горной массы из забоев;
- отвальные работы;
- складирование полезного ископаемого;

- рекультивация земель как завершающий этап ведения вскрышных и добычных работ.

## **5.1. Подготовка горных пород к выемке**

### **5.1.1. Выбор способа подготовки горных пород к выемке**

Принимается буровзрывной способ.

Подготовка горных пород к выемке при буровзрывном способе заключается в разрушении массива различными способами на куски, удобные для последующей выемки, погрузки и транспортирования. Рыхлые и мягкие породы могут разрабатываться непосредственно из массива экскаваторами или другими выемочными машинами.

Подготовка полускальных пород ведется обычно навесными рыхлителями на тракторах тяжелого типа.

Размеры максимально допустимого куска во взорванной горной массе определяются параметрами транспортных средств, дробилок и др. приемных устройств, а также условиями разработки оборудования.

Максимально допустимый размер куска породы  $l_{\max}$ , м равен:

- для одноковшовых экскаваторов –  $l_{\max} \leq 0,8(q)^{1/3}$ ;

- для транспортных средств –  $l_{\max} \leq 0,5(Q)^{1/3}$ ;

- для конвейерного транспорта –  $l_{\max} \leq 0,5 B_{\text{л}}^{-0,1}$ ;

- для дробилок –  $l_{\max} \leq 0,75 B_{\text{д}}$ ,

где  $q$  – вместимость ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ ;

$Q$  – вместимость кузова транспортного средства,  $\text{м}^3$ ;

$B_{\text{л}}$  – ширина конвейерной ленты, м;

$B_{\text{д}}$  – ширина приемного отверстия дробилки.

При буровзрывном способе подготовки скальных пород к выемке в большинстве случаев применяют скважинные заряды. К основным параметрам взрывных скважин относятся глубина, диаметр и угол наклона.

В качестве забойки обычно используют буровую мелочь, песок, с размерами частиц до 50 мм.

Параметрами взрывания зарядов при их однорядном расположении являются: расстояние между скважинами в ряду, а при многорядном – расстояние между скважинами в ряду, между рядами скважин и число рядов.

Горизонтальное расстояние от оси скважин до нижней бровки уступа называется линией сопротивления по подошве уступа.

БВР – это комплекс бурения и взрывания скважинных зарядов.

Бурение скважин на уступе осуществляется в один, два или три ряда при помощи станков вращательного или ударно-вращательного действия, которые подразделяются на шнековые и шарошечные. Станки шнекового бурения типа СБШ-СБР-125 и СБР-160 применяют для бурения скважин в относительно слабых породах диаметром 125–160 мм и глубиной до 25 м.

Станки шарошечного бурения СБШ-200 (легкие – до 40 т), 2СБШ-200Н, СБШ-250МН, СБШ-250К (средние – до 60 т) и СБШ-320, СБШ-400 (тяжелые – до 120 т) применяют на крепких и весьма крепких породах (табл. 5.1).

Таблица 5.1

Техническая характеристика шарошечных буровых станков

Показатели	2СБШ-200-32	СБШ-250МНА-32	СБШ-320-36
Диаметр долота, мм	215,9; 244,5	244,5; 269,9	320
глубина скважины, м	32	32	36
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30	0
Длина штанги, м	8	10	17,5
Крепость буримых пород ( <i>f</i> )	5÷14	Более 12	Более 18

В качестве ВВ применяют в основном гранулированные ВВ (гранулиты, игданиты), реже порошкообразные ВВ (аммониты, аммоналы). В качестве средств взрывания (СВ) используют главным образом детонирующий шнур (ДШ) и электродетонаторы (ЭД) (табл. 5.2).

Таблица 5.2

Наиболее распространенные непридохранительные ВВ для открытых горных работ

Наименование ВВ	Место изготовления	Область применения
Акватол	На месте ведения взрывных работ	Открытые горные работы
Карбатол		
Гранулотол		
Алюмотол		
Игданит	На месте ведения взрывных работ	Открытые горные работы и подземные выработки, не опасные по взрыву газа и пыли
Акванал		
Гранулит	Заводского изготовления	
Граммонит		
Аммонит		
Аммонал		
Детонит		

К вспомогательным процессам при взрывном способе разрушения горных пород относятся погрузочно-разгрузочные работы, транспорт ВВ к месту заряжания, заряжание и забойка скважин и т.д.

### 5.1.2. Параметры взрывных скважин

Диаметр скважины ( $d$ ) принимаем по методике треста «Союзвзрывпром»:

$$d = 28 N_y \sqrt{q/\Delta}, \text{ мм,}$$

где  $N_y$  – высота уступа, м;

$q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$\Delta = 0,7 - 0,9 \text{ т/м}^3$  – плотность заряжения, т/м<sup>3</sup>.

С учетом величины диаметра скважины и крепости пород выбираем буровой станок.

Глубина наклонной скважины ( $L_{\text{скв н}}$ )

$$L_{\text{скв н}} = N_y / \sin \alpha + l_{\text{пер}}, \text{ м.}$$

Глубина прямой скважины ( $L_{\text{скв}}$ )

$$L_{\text{скв}} = N_y + l_{\text{пер}}, \text{ м,}$$

где  $\alpha_c$  – угол наклона скважины, град.;

$N_y$  – высота уступа, м;

$l_{\text{пер}}$  – перебур скважины, необходимый для качественного разрушения пород в подошве уступа.

Пребур скважины может быть принят равным  $0,3W$ ;  $0,2N_y$ ;  $(10-15)d_{\text{скв}}$ , или рассчитан по формуле, разработанной трестом «Союзвзрывпром»

$$l_{\text{пер}} = 0,5 q_p W, \text{ м,}$$

где  $W$  – величина линии сопротивления по подошве уступа, м.

Пребур скважин в трудновзрываемых породах при использовании короткозамедленного (КЗ) взрывания может составлять  $l_{\text{пер}} > 15 d_{\text{скв}}$ . Пребур не производят, или даже не добуривают до подошвы уступа, если нижележащий уступ представлен пластом полезного ископаемого или пластичными породами.

### 5.1.3. Удельный расход взрывчатых веществ ( $q$ )

В общем виде расход ВВ может быть получен по формуле

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

где  $q_p$  – удельный расчетный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$k_1$  – поправочный коэффициент на размер кондиционных кусков;

$k_2$  – коэффициент учитывающий изменение диаметра скважин;  
 $k_3 = 1 - V_n / V_{nm}$  – коэффициент на заданный процент выхода негабарита;

$V_n$  – заданный процент выхода негабарита, %;

$V_{nm}$  – содержание негабаритных кусков в массиве, %;

$\gamma_p$  – плотность руды (породы), т/м<sup>3</sup>;

$k_{вв}$  – коэффициент относительной работоспособности ВВ.

В результате расчетов по приведенной формуле удельный расход ВВ при БВР по скальным и полускальным породам может находиться в пределах  $q = 0,4 - 0,8$  кг/м<sup>3</sup>.

#### 5.1.4. Линия сопротивления по подошве уступа (W)

Линию сопротивления по подошве уступа рекомендуется определять по формуле

$$W = 24d\sqrt{\Delta/q}, \text{ м,}$$

где  $d$  – диаметр скважины для выбранной модели бурового станка, м.

#### 5.1.5. Масса заряда в скважине ( $Q_3$ )

$$Q_3 = q N_y W, \text{ кг.}$$

#### 5.1.6. Длина заряда в скважине ( $l_{зар}$ )

$$l_{зар} = Q_3 / p, \text{ м,}$$

где  $p$  – вместимость заряда ВВ в 1 м скважины, кг/м.

#### 5.1.7. Длина забойки ( $l_{заб}$ )

$$l_{заб} = L_{скв} - l_{зар}.$$

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

#### 5.1.8. Расстояние между скважинами в ряду (a)

$$a = m W, \text{ м,}$$

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

Значение  $m$  по условию дробления пород принимают: для легко взрывааемых 1,1 – 1,2, средне взрывааемых 1,0 – 1,1, трудно взрывааемых 0,85 – 1,0.

#### 5.1.9. Расстояние между рядами скважин ( $b$ )

$$b = p (l_{\text{скв}} - l_{\text{заб}}) / a H_y q, \text{ м}$$

или принимают при КЗ взрывании и квадратной сетке  $b = W$ , при шахматной сетке  $b = 0,85 W f$ .

#### 5.1.10. Масса общего заряда ВВ в скважине ( $Q$ )

$$Q = qWaH_y, \text{ кг.}$$

#### 5.1.11. Вместимость заряда ВВ в 1м скважины ( $p$ )

$$p = 7,85\Delta d^2, \text{ кг/м,}$$

где  $d$  – диаметр скважины для выбранной модели бурового станка, дм;  
 $\Delta$  – плотность заряжания, т/м<sup>3</sup>.

### 5.2. Выемка и погрузка руды и породы

#### 5.2.1. Развал породы от первого ряда скважин, без подпорной стенки для многорядного КЗ взрывания ( $V_p^*$ )

$$V_p^* = k_b k_{\text{Э}} k_{\text{кз}} \sqrt{q H_y}, \text{ м,}$$

где  $k_b$  – коэффициент взрываемости породы ( $k_b = 3 - 3,5$  для трудно-взрывааемых,  $2,5 - 3$  для средне взрывааемых и  $2 - 2,5$  для легко взрывааемых пород);

$k_{\text{кз}}$  – коэффициент дальности отброса породы в зависимости от интервала замедления;

$k_{\text{Э}}$  – коэффициент, учитывающий угол наклона скважины к горизонту,

$$k_{\text{Э}} = 1 + 0,5 \sin 2 (B / 2 - \alpha_c);$$

$H_y$  – высота уступа, м;

$q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

#### 5.2.2. Ширина взрываемого блока ( $Ш_{\delta}^*$ )

$$Ш_{\delta}^* = V_p^{**} - V_p^* + W, \text{ м,}$$

где  $B_p^{**}$  – планируемая ширина развала блока, кратная ширине заходки экскаватора, м.

### 5.2.3. Расчетное число скважин при $b = W$

$$n_p = \text{Ш}_6^* / W.$$

### 5.2.4. Фактическая ширина взрываемого блока ( $\text{Ш}_6$ )

$$\text{Ш}_6 = n_p W, \text{ м.}$$

### 5.2.5. Фактическая ширина развала взорванной породы ( $B_p$ )

$$B_p = B_p^* + (n_p - 1) b, \text{ м.}$$

### 5.2.6. Фактическая ширина экскаваторной заходки ( $\text{Э}_\phi$ )

$$\text{Э}_\phi = B_p / n_3, \text{ м,}$$

где  $n_3$  – количество планируемых заходов.

### 5.2.7. Высота развала при однорядном взрывании:

а) вертикальных скважинных зарядов ( $H_p^*$ )

$$H_p^* = 2 N_y \text{Ш}_6 k_p / B_p^* = 2 N_y W k_p / B_p^*, \text{ м,}$$

где  $\text{Ш}_6$  – ширина взрываемого блока, м;  
 $k_p$  – коэффициент разрыхления пород.

б) наклонных скважинных зарядов ( $H_p^{**}$ )

$$H_p^{**} = 2 N_y W k_p / (B_p^* + p^B), \text{ м,}$$

где  $p^B$  – длина верхнего основания трапециевидного профиля развала породы

$$p^B = 0,3 (B_p^* - W) + 3,5, \text{ м.}$$

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

По результатам предыдущих расчетов, принятой технологии составляется схема отработки уступа (схема панелей и блоков панелей).

## Расположение, число и порядок взрывания скважин

Взрывание породы на уступе производят отдельными блоками шириной  $Ш_б$  и длиной  $L_б$ .

### 5.2.8. Объем породы взрываемого блока ( $V_{вл}$ )

$$V_{вл} = H_y Ш_б L_б, м^3.$$

Величина  $V_{вл}$  устанавливается в соответствие с принятой технологией открытых горных работ.

### 5.2.9. Длина взрываемого блока ( $L_{бл}$ )

$$L_{бл} = V_{вл} / B_з H_y,$$

где  $B_з$  – ширина взрываемой заходки, м.

$$B_з = W + (n - 1)b, м,$$

где  $n$  – число рядов скважин;

$b$  – расстояние между рядами скважин при многорядном короткозамедленном взрывании, м.

$$b = 0,9W, м.$$

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

Порядок взрывания скважин на уступе может быть мгновенным или КЗ

Рациональный интервал замедления  $\zeta$  при однорядном взрывании ориентировочно можно определить по формуле

$$\zeta = k W, мс,$$

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

При многорядном взрывании интервал замедления увеличивается на 25%.

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

Основные схемы при многорядном КЗ взрывании – порядные и врубовые.

### 5.2.10. Число скважин во взрываемом блоке (N)

$$N = B_3 L_{\text{бл}} / a b.$$

### 5.2.11. Выход горной массы с 1м скважины ( $V_{\text{ГМ}}$ )

$$V_{\text{ГМ}} = H_y ab / L_{\text{СКВ}},$$

где  $L_{\text{СКВ}}$  – глубина скважины, м.

## 5.3. Расход ВВ на основные работы

### 5.3.1. Объем горной массы взрываваемой одним зарядом ВВ (V)

$$V = H_y a W, \text{ м}^3.$$

### 5.3.2. Общее число скважин, которое необходимо пробурить за год для заданного объема работ в карьере ( $N_{\text{СКВ}}$ )

$$N_{\text{СКВ}} = V_{\text{ГОД}} / V \cdot k_{\text{ПОТ}},$$

где  $V_{\text{ГОД}}$  – годовой объем работ в карьере по горной массе,  $\text{м}^3$ ;  
 $k_{\text{ПОТ}}$  – коэффициент потерь скважин,  $k_{\text{ПОТ}} = 1,07$ .

### 5.3.3. Общий объем бурения скважин в карьере ( $L_{\text{СКВ}}^{\text{б}}$ )

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

### 5.3.4. Годовой расход ВВ в карьере на основные работы ( $Q_{\text{ВВ ГОД}}$ )

$$Q_{\text{ВВ ГОД}} = q V_{\text{ГОД}} / 1000, \text{ т.}$$

## 5.4. Расход ВВ для разделки негабарита ( $Q_{\text{ВВ Н}}$ )

### 5.4.1. Объем негабарита по взрывному блоку ( $V_{\text{НМ}}$ )

$V_{\text{НМ}}$  определяется в зависимости от категории трещиноватости породы и содержанию негабарита в породе до взрыва, по максимальному требуемому размеру кусков, а также по планируемому проценту негабарита после взрыва

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

где  $k_{\text{НМ}}$  – содержание негабарита во взрываемом блоке, доли единицы.

#### 5.4.2. Объем негабарита во взрываемом блоке после взрыва ( $V_H$ )

$$V_H = k_H V_{HM}, M^3,$$

где  $k_H$  – содержание негабарита после взрыва ( $k_H = 3 \dots 5$  и до 15%)

#### 5.4.3. Расход ВВ на разделку негабарита ( $Q_{ВВ H}$ )

$$Q_{ВВ H} = q_H V_H, \text{ кг},$$

где  $q_H$  – удельный расход ВВ для разделки негабарита,  $\text{кг}/\text{м}^3$ .

#### 5.5. Общий расход ВВ в карьере ( $Q_{ВВ общ}$ )

$$Q_{ВВ общ} = Q_{ВВ год} + Q_{ВВ H}, \text{ Т.}$$

#### 5.6. Общий удельный расход ВВ в карьере ( $Q_{общ}$ )

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

#### 5.7. Производительность буровых станков и их общее количество, необходимое для выполнения всего объема работ

##### 5.7.1. Показатель трудности бурения ( $P_6$ )

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

где  $\sigma_{сж}, \sigma_{сдв}$  – предел прочности пород на сжатие и сдвиг,  $\text{кг}/\text{см}^2$ ;  
 $f$  – коэффициент крепости пород.

По показателю  $P_6$  горные породы делятся на 5 классов, которые подразделяются на 25 категорий

С учетом  $P_6$  для бурения скважин на уступах в карьере могут применяться:

– шнековые станки ( $P_6 = 1 \dots 5$ ) марок СБР-125, СБР-160, СБР-200 для бурения скважин диаметром 125–160 мм, глубиной до 25 м и производительностью 15-100 м в смену;

– шарошечные станки ( $P_6 = 5 \dots 16$ ) марок СБШ-200, 2СБШ-200Н, СБШ-320 для бурения скважин диаметром 190–320 мм, глубиной до 35 м и производительностью 20-150 м/см;

– станки ударно-вращательного бурения с погружными пневмоударниками ( $P_6 = 5 \dots 20$ ) марок СБМК-5, СБУ-125, СБУ-160, СБУ-200 для бурения скважин диаметром 190–320 мм, глубиной бурения до 35 м и производительностью 20–150 м/см.

### 5.7.2. Сменная эксплуатационная производительность бурового станка ( $\Pi_{б\text{ см}}$ )

$$\Pi_{б\text{ см}} = T_{см} / (T_o + T_v) k_{ирв}, \text{ м/смену},$$

где  $T_{см}$  – продолжительность смены, час;

$T_o$  и  $T_v$  – соответственно удельное время выполнения основных и вспомогательных операций, приходящихся на 1 м скважины, час;

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

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

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

### 5.7.3. Число удлинений бурового става ( $n_{ст}$ ), округляется до целого числа

$$n_{ст} = L_{скв} / l_{шт},$$

где  $l_{шт}$  – длина штанги, м.

### 5.7.4. Вспомогательное время на бурение одного метра скважины ( $T_v$ )

$$T_v = (t_1 + n_{ст} t_2) / L_{скв}, \text{ мин/пог.м},$$

где  $t_1 = 10$  мин – время переезда станка для бурения следующей скважины;  
 $t_2 = 4$  мин – время удлинения става.

### 5.7.5. Продолжительность основных операций ( $T_o$ )

$$T_o = 1 / V_{б}, \text{ час},$$

где  $V_{б}$  – техническая скорость бурения, определяемая для каждого типа станка на основе хронометражных наблюдений или расчетным методом.

Например: для станков шарошечного бурения

$$V_{б} = 35 P_o n_v / \Pi_{б} d_{скв}^2, \text{ м/час},$$

где  $P_o$  – осевое давление на долото, т;

$n_v$  – частота вращения бурового стана, об/мин.

Величины  $P_o$  и  $n_v$  приводятся в технической характеристике станков. Верхние пределы осевых усилий на долото соответствуют нижним пределам частот вращения.

### 5.7.6. Годовая производительность буровых станков ( $Q_{б\text{ год}}$ )

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

где  $N_{дн}$  – число дней работы станка в году;  
 $n_{см}$  – число рабочих смен в сутки.

### 5.7.7. Число буровых станков определенного типа на карьере ( $N_{б\text{ ст}}$ )

$$N_{б\text{ ст}} = L_{скв}^6 / Q_{б\text{ год}}, \text{ шт.}$$

## 5.8. Зона безопасности при ведении взрывных работ

### 5.8.1. Радиус опасной зоны по действию воздушной волны на человека ( $R_{в}$ )

$$R_{в} = k_{сп}^3 / Q, \text{ м},$$

где  $k_{сп}$  – коэффициент, учитывающий расположение зарядов относительно свободных поверхностей,  $k_{сп} = 10 \dots 15$ ;  
 $Q$  – общая масса одновременно взрывающегося ВВ, кг.

### 5.8.2. Радиус опасной зоны по действию воздушной волны на сооружения ( $R_{в}^*$ )

$$R_{в}^* = 200^3 / Q, \text{ м}.$$

### 5.8.3. Радиус опасной зоны по сейсмическому действию взрыва на здания и сооружения ( $R_{с}$ )

$$R_{с} = (1,1 \dots 1,2) k_{с}^3 / Q,$$

где  $k_{с}$  – коэффициент зависящий от свойств пород в основании зданий и сооружений,  $k_{с} = 3 \dots 15$  (меньшие значения соответствуют скальным, монолитным породам, большие – песчаным и глинистым).

## 5.9. Погрузка руды и породы

Выемка и погрузка горных пород – отделение от массива мягкой или предварительно разрыхленной твердой породы с последующей ее погрузкой в транспортное средство или непосредственно в отвал. При использовании экскаватора выемка и погрузка сливаются в один процесс – выемочно-погрузочные работы.

Экскаватор – самоходная машина цикличного или непрерывного действия. Они бывают одноковшовые (цикличного действия) и многоковшовые (непрерывного действия). Одноковшовые экскаваторы – прямая и обратная лопата, а также драглайн. Наибольшее распространение на карьерах получили карьерные гусеничные экскаваторы ЭКГ-4,6Б (5А), ЭКГ-8и, ЭКГ-12,5, ЭКГ-20 (табл. 5.3), а также гидравлические ЭГ-8, ЭГ-12, ЭГ-20 (табл. 5.4).

Таблица 5.3

Техническая характеристика карьерных экскаваторов – механических лопат

Показатели	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-5	ЭКГ-5А	ЭКГ-20А
Емкость ковша, м <sup>3</sup>	8; 10	10; 8; 12,5	15	5,2; 3,2; 7	20; 16; 30
Макс. радиус черпания на уровне стояния, м	12,2	12,6	15,6	9,0	14,2
Макс. радиус черпания, м	18,2	18,4	22,6	14,5	23,4
Макс. радиус разгрузки, м	16,3	16,3	20	12,6	20,9
Макс. высота черпания, м	12,5	13,5	16,4	10,3	17
Время цикла, сек	26	26	28	23	30

Таблица 5.4

Техническая характеристика карьерных гидравлических экскаваторов

Показатели	ЭГ-6	ЭГ-10	ЭГ-15	ЭГО-8	ЭГ-20
Емкость ковша, м <sup>3</sup>	6; 5	10; 8	15; 12	8; 6	20; 16
Макс. радиус копания, м	13	14	16	21,8	19
Глубина копания, м	-	-	-	12	-
Высота копания, м	13	14	16	16,7	18
Высота выгрузки, м	8÷9	11	13	12,5	14,8
Расчетная производительность, м <sup>3</sup> /год	2,1	3,4	4,7	2,5	5,85
Время цикла, сек	24	24	26	26	28

Экскаваторы гусеничные, вскрышные типа ЭВГ-35/65, ЭВГ-15/40, ЭВГ-100/100 имеют стрелу и рукоять увеличенной длины и предназначены для непосредственной перевалки породы в отвал.

Драглайны – шагающие экскаваторы типа ЭШ-10/60, ЭШ-15/90, ЭШ-100/100 используют для перевалки пород вскрыши в выработанное пространство (внутренние отвалы).

Многоковшовые экскаваторы – роторные и цепные отличаются высокой производительностью – до 2500-5000 м<sup>3</sup>/час.

На карьерах с годовым объемом добычи до 3 млн.т и расстоянием транспортирования 0,3–0,5 км в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования используются колесные скреперы и одноковшовые погрузчики.

Вместимость ковша скрепера 6–15 м<sup>3</sup> и до 40 м<sup>3</sup>.

Погрузчики типа ПГ-10, ПГ-15, ПГ-25 имеют ковш вместимостью 6, 7,5 и 14,25 м<sup>3</sup> соответственно.

#### Расчет производительности экскаватора типа ЭКГ-4у

##### *5.9.1. Техническая производительность одноковшового экскаватора ( $Q_{\text{тех}}$ )*

$$Q_{\text{тех}} = 3600 q K / t, \text{ м}^3/\text{час},$$

где  $q$  – геометрическая емкость ковша, м<sup>3</sup>;

$K$  – коэффициент наполнения ковша в твердом теле;

$t$  – продолжительность рабочего цикла, сек.;

Коэффициент наполнения ковша экскаватора в зависимости от погружаемых пород: рыхлые  $K = 0,5$ , средние  $K = 0,8$ , тяжелые  $0,7$ , скальные, хорошо взрываемые  $K = 0,6$ .

Техническая производительность экскаватора является критерием работы экскаватора в конкретных условиях.

##### *5.9.2. Эксплуатационная производительность экскаватора ( $Q_{\text{э}}$ )*

$Q_{\text{э}}$  учитывает использование экскаватора во времени

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{тех}} T K_{\text{а}}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где  $T$  – длительность смены, час;

$K_{\text{а}}$  – коэффициент использования экскаватора при работе с автотранспортом,  $K_{\text{а}} = 0,75–0,8$ .

##### *5.9.3. Суточная производительность экскаватора ( $Q_{\text{сут}}$ )*

$$Q_{\text{сут}} = Q_{\text{э}} n_{\text{см}}, \text{ м}^3/\text{сут},$$

где  $n_{см}$  – число рабочих смен в сутки

#### 5.9.4. Годовая производительность экскаватора ( $Q_{г}$ )

$$Q_{г} = Q_{э} N, \text{ м}^3/\text{Год},$$

где  $N$  – число рабочих дней экскаватора в году с учетом плановых простоев и ремонта.

Экскаваторный способ выемочно-погрузочных работ универсален, посредством его выполняется до 95% объема работ в карьере.

При экскаваторном способе производятся отбойка и рыхление горной массы, ее транспортирование и отвалообразование.

### 6. Транспортирование горной массы из забоев

#### Автомобильный транспорт

Модель автосамосвала выбирается по оптимальному соотношению между емкостью кузова автосамосвала и ковша экскаватора

$$n = V_{а}/E = 4 - 6,$$

где  $V_{а}$  – вместимость кузова автосамосвала,  $\text{м}^3$  (см. табл. ниже);  
 $E$  – емкость ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ .

Проверяется возможность перевозки установленного объема горной массы выбранной моделью автосамосвала (табл. 6.1)

$$G_{ф} \leq V_{а}\gamma_{р(в)}, \text{ Т},$$

где  $G_{ф}$  – вес груза, фактически перевозимого автосамосвалом, т;  
 $\gamma_{р(в)}$  – плотность полезного ископаемого или вскрышных пород, соответственно,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

#### 6.1. Продолжительность рейса автосамосвала ( $T_{р}$ )

$$T_{р} = 1/60 (t_{п} + t_{р} + t_{гр} + t_{пор} + t_{м}), \text{ ч},$$

где  $t_{п}$  – продолжительность погрузки автосамосвала, мин;  
 $t_{р}$  – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин;  
 $t_{гр}$  – продолжительность движения груженого автосамосвала, мин;  
 $t_{пор}$  – продолжительность движения порожнего автосамосвала, мин;  
 $t_{м}$  – продолжительность маневровых операций и ожидания, мин.

## Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ

Показатели	БелАЗ 7540	БелАЗ 7548	БелАЗ 7509	БелАЗ 7549	БелАЗ 7519	БелАЗ 7521
Грузоподъемность, т	30	42	75	80	110	180
Объем кузова, м <sup>3</sup>	15	21	35	39	41	80
Объем кузова, (с шапкой) м <sup>3</sup>	18	26	46	46	56	108
Ширина кузова, м	3,5	3,8	5,4	5,4	6,1	7,6

**6.2. Продолжительность погрузки автосамосвала ( $t_{п}$ )**

$$t_{п} = V_{а} t_{ц} / 60 E k_{э}, \text{ мин,}$$

где  $V_{а}$  – вместимость кузова автосамосвала, м<sup>3</sup>;

$t_{ц}$  – продолжительность рабочего цикла экскаватора, сек;

$E$  – емкость ковша экскаватора, м<sup>3</sup>;

$k_{э}$  – коэффициент экскавации,  $k_{э} = k_{н} / k_{р}$ ,

$k_{н}$  – продолжительность времени наполнения (черпания) ковша экскаватора, сек;

$k_{р}$  – продолжительность времени разгрузки ковша экскаватора, сек.

**6.3. Продолжительность движения груженого и порожнего автосамосвала ( $t_{дв}$ )**

$$t_{дв} = t_{гр} + t_{пор} = k_{раз}(60 L_{гр}/V_{гр} + 60 L_{пор}/V_{пор}), \text{ мин,}$$

где  $L_{гр}$ ,  $L_{пор}$  – длина пути соответственно в грузовом и порожнем направлении, км;

$V_{гр}$ ,  $V_{пор}$  – скорость движения соответственно груженого и порожнего автосамосвала, км/час ( $V_{гр} = 30$  км/час,  $V_{пор} = 40$  км/час);

$k_{раз} = 1,1$  – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала.

**6.4. Продолжительность разгрузки автосамосвала**

Продолжительность разгрузки автосамосвала принимается 1,0 мин.

### **6.5. Продолжительность маневровых операций и ожидания за рейс**

Продолжительность маневровых операций и ожидания за рейс, принимаем 2,0 мин.

### **6.6. Эксплуатационная производительность автосамосвала ( $Q_a$ )**

$$Q_a = (V_a k_{гг} T_{см}) / T_p, \text{ м}^3/\text{смен.},$$

где  $T_{см}$  – продолжительность рабочей смены, час;  
 $V_a$  – вместимость кузова автосамосвала,  $\text{м}^3$ ;  
 $k_{гг} = 0,9$  – коэффициент использования грузоподъемности.

### **6.7. Количество автосамосвалов, необходимых для обслуживания экскаватора ( $N_a$ )**

$$N_a = T_p / t_{п}, \text{ авт.}$$

### **6.8. Суточный грузооборот карьера по горной массе ( $G_{кс}$ )**

$$G_{кс} = A_{гм} / N_{га}, \text{ т/сут.},$$

где  $A_{гм}$  – годовая производительность карьера по горной массе, т/год;  
 $N_{га}$  – количество суток работы автотранспорта в год.

### **6.9. Рабочий парк автосамосвалов, обеспечивающий суточный грузооборот карьера ( $N_{ра}$ )**

$$N_{ра} = G_{кс} k_{нер} / Q_a n_{см}, \text{ авт.},$$

где  $G_{кс}$  – суточный грузооборот карьера, т/сут;  
 $k_{нер} = 1,1$  – коэффициент неравномерности работы автотранспорта;  
 $Q_a$  – эксплуатационная производительность автосамосвала, т/смен;  
 $n_{см}$  – количество смен работы экскаватора в сутки, смен.

Полученное по формуле дробное значение, не округляя до целого, подставляем в последующую формулу.

### **6.10. Инвентарный (списочный) парк автосамосвалов ( $N_{ас}^{СП}$ )**

$$N_{ас}^{СП} = N_{ра} n_{сп}, \text{ авт.},$$

где  $n_{сп} = 1,15$  – коэффициент резерва автосамосвалов.

Полученное списочное количество автосамосвалов округляем до целого в большую сторону.

## 7. Отвальные работы

Технологический процесс размещения пустых пород, перемещаемых при разработке месторождений открытым способом, называется отвалообразованием. Отвалообразование вскрышных пород производится на специально отведенных для этого площадках. Эти площадки находятся на минимально возможном расстоянии от забоев и непригодны для использования в народном хозяйстве и называются отвалами.

Отвалы в комплексе с техническими устройствами, средствами механизации составляют отвальное хозяйство карьера.

Способ отвалообразования зависит от типа складироваемых пород и вида карьерного транспорта. При железнодорожном транспорте применяются экскаваторные (мехлопаты, драглайны, абзетцеры), плужные и бульдозерные отвалообразователи; при автомобильном транспорте – бульдозерные и экскаваторные; при конвейерном – консольные отвалообразователи.

Относительно контура карьера отвалы бывают внутренние и внешние.

Внутренние отвалы располагаются в выработанном пространстве карьера, внешние – за его пределами. Внутренние отвалы возможны при угле падения залежи не более 12 градусов. Для перемещения породы во внутренние отвалы используют мощные драглайны с ковшем емкостью 25–80 м<sup>3</sup> и длиной стрелы до 100 м (ЭШ-25/100, ЭШ-80/100), мехлопаты с ковшем емкостью 35 м<sup>3</sup> и длиной стрелы до 65 м (ЭВГ-35/65, ЭВГ-100/70).

Внешнее отвалообразование применяется при разработке наклонных и крутопадающих месторождений.

### Бульдозерное отвалообразование при автомобильном транспорте

При автомобильном транспорте наибольшее распространение получил бульдозерный способ отвалообразования (табл. 7.1). Развитие отвала принимается периферийное, отвал – одноярусный. Высота отвала для полускальных пород, согласно Номам технологического проектирования (НТП), составляет 40 м. В целях безопасности ведения работ ширина отвала должна быть не менее 100 м, а в пределах фронта разгрузки автосамосвала предусматривается отсыпка предохранительного вала из породы высотой 0,8 м и шириной основания 2 м.

При транспортировании пород в отвал автомобильным транспортом основными параметрами отвалообразования являются:

- длина фронта отвального участка и всего отвала;
- число участков отвалообразования;
- высота отвала;
- шаг переноски отвальной автодороги;
- продолжительность загрузки и подготовки отвального участка;
- объем бульдозерных работ;
- необходимое число бульдозеров при заданном объеме работ.

Для ведения работ на отвале, с учетом принятой модели автосамосвала, выбираем модель бульдозера.

Таблица 7.1

Техническая характеристика бульдозеров

Показатели	ДЗ-118	ДЗ-124 ХЛ	ДЗ-125	ДЗ-158	ДЗ-141 ХЛ	ДЗ-159 УХЛ
Базовый трактор	ДЭТ-250М	ТТ-330 Р-1-01	Т-330	Т-25.01 БР-1	Т-500 Р-1	Т-50-01
Мощность двигателя, кВт	243	250	244	272	367	523
Длина отвала, м	4,31	4,73	4,73	4,53	4,8	6,05
Высота отвала, м	1,55	1,55	1,75	1,74	2,0	2,3

### 7.1. Суточный вскрышной грузопоток карьера ( $G_o$ )

$$G_o = A_b / N_r^B, \text{ м}^3/\text{сут},$$

где  $A_b$  – годовая производительность карьера по вскрыше,  $\text{м}^3/\text{год}$ ;  
 $N_r^B$  – количество суток работы отвала в год.

### 7.2. Приемная способность 1 м длины отвального фронта ( $V_o$ )

$$V_o = V_a k_k / \text{Ш}_k, \text{ м}^3,$$

где  $V_a$  – вместимость кузова автосамосвала,  $\text{м}^3$ ;  
 $k_k = 1,5$  – коэффициент кратности разгрузки;  
 $\text{Ш}_k$  – ширина кузова автосамосвала, м.

### 7.3. Количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течении часа ( $N_{ap}$ )

$$N_{ap} = G_o k_{нер} k_{ра} / n_{см} T_{см} V_a, \text{ авт.},$$

где  $k_{нер} = 1,3$  – коэффициент неравномерности работы;  
 $k_{ра} = 1,4$  – коэффициент разрыхления породы в кузове автосамосвала;  
 $n_{см}$  – число рабочих смен в сутки отвального цеха, смен;  
 $T_{см}$  – продолжительность рабочей смены, ч;  
 $V_a$  – объем породы, перевозимой автосамосвалом за рейс,  $\text{м}^3$ .

#### **7.4. Количество одновременно разгружающихся на отвале автосамосвалов ( $N_{ao}$ )**

$$N_{ao} = N_{ap}(t_{pa} + t_{mo})/3600, \text{ авт.,}$$

где  $t_{pa} = 60$ сек – продолжительность разгрузки автосамосвала на отвале;  
 $t_{mo} = (60 - 100)$ сек – время маневров автосамосвала при разгрузке на отвале.

#### **7.5. Длина фронта разгрузки ( $L_{\phi}$ )**

$$L_{\phi} = N_{ao} \text{ Ш}_{\text{п}}, \text{ м,}$$

где  $\text{Ш}_{\text{п}} = 40$ м – ширина полосы по фронту, занимаемой одним автосамосвалом при маневрировании, м.

#### **7.6. Количество участков, на которых одновременно осуществляется разгрузка автосамосвалов ( $N_{ур}$ )**

$$N_{ур} = L_{\phi} / l_p, \text{ уч.,}$$

где  $l_p = (60 - 80)$  м – длина фронта одного разгрузочного участка, м.

#### **7.7. Количество участков, находящихся в одновременной планировке ( $N_{уп}$ )**

$$N_{уп} = N_{ур}, \text{ уч.}$$

#### **7.8. Количество резервных участков ( $N_{урез}$ )**

$$N_{урез} = (0,5 - 0,7) N_{ур}, \text{ уч.}$$

#### **7.9. Общая длина отвального фронта ( $L_{отв}$ )**

$$L_{отв} = k_o N_{ур} L_{\phi}, \text{ м,}$$

где  $k_o = 1 - 4$  – коэффициент одновременности работы отвальных участков;  
 $L_{\phi}$  – длина фронта разгрузки автосамосвалов, м;  
 $N_{ур}$  – число рабочих отвальных участков.

#### **7.10. Сменная эксплуатационная производительность бульдозера (в целике) ( $Q_{смб}$ )**

$$Q_{смб} = 3600 V_{пр}(T_{см} - T_{пз})k_{и} k_{пт} k_{ук} / t_{рц} k_{ро}, \text{ м}^3/\text{смен.,}$$

где  $T_{см}$  – продолжительность рабочей смены, ч;  
 $T_{пз} = 0,6$  ч – продолжительность подготовительно-заключительных операций;  
 $k_{и} = 0,8$  – коэффициент использования бульдозера во времени;  
 $k_{пт} = (0,92 - 0,97)$  – коэффициент, учитывающий потери породы в процессе работы бульдозера;  
 $k_{ук} = 1,0$  – коэффициент, учитывающий уклон на участке работы;  
 $t_{рц} = (40 - 60)$ сек – продолжительность рабочего цикла бульдозера;  
 $k_{ро} = 1,3$  – коэффициент разрыхления отсыпанной породы;  
 $V_{пр}$  – объем породы в плотном теле, перемещаемый отвалом бульдозера:

$$V_{пр} = l_{об} h_{об}^2 / 2 \operatorname{tg} \beta, \text{ м}^3,$$

где  $l_{об}$  – длина отвала бульдозера (паспортные данные), м;  
 $h_{об}$  – высота отвала бульдозера (паспортные данные), м;  
 $\beta = 30^\circ$  – угол естественного откоса породы, перемещаемой бульдозером.

### **7.11. Количество бульдозеров в работе ( $N_{бр}$ )**

$$N_{бр} = G_o / Q_{смб} n_{см}, \text{ шт.},$$

где  $G_o$  – объем вскрышного суточного грузопотока,  $\text{м}^3/\text{сут.}$ ;  
 $Q_{смб}$  – производительность бульдозера,  $\text{м}^3/\text{смен}$ ;  
 $n_{см}$  – число рабочих смен в сутки отвального цеха, смен.

### **7.12. Инвентарный парк бульдозеров ( $N_{инв}$ )**

$$N_{инв} = N_{бр} + N_{бррем} + N_{бррез}, \text{ шт.},$$

где  $N_{бррем} = 0,25 N_{бр}$  – ремонтный парк бульдозеров, шт.;  
 $N_{бррез} = 0,15 N_{бр}$  – резервный парк бульдозеров, шт.

Полученные значения ремонтного, резервного и инвентарного парков бульдозеров округляем до целого в большую сторону.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Анистратов, Ю.И. Проектирование карьеров / Ю.И. Анистратов. – М.: МГИ, 1983.
2. Анистратов, Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. Учебник для вузов / Ю.И. Анистратов. – М.: Недра, 1995.
3. Кулешов, А.А. Проектирование и эксплуатация карьерного автотранспорта: Справочник / А.А. Кулешов. – СПб.: Санкт-Петербургский горный институт, 1994. – Ч. 2, 1995.
4. Кутузов, Б.Н. Взрывные работы / Б.Н. Кутузов. – М.: Недра, 1988.
5. Мельников, И.В. Краткий справочник по открытым горным работам / И.В. Мельников. – М.: Недра, 1982.
6. Оника, С.Г. Проектирование карьеров: учебное пособие / С.Г. Оника. – Минск: БНТУ, 2006. – 224 с.
7. Справочник. Открытые горные работы. – М.: Горное бюро, 1991.
8. Холодняков, Г.А. Открытые горные работы. Учебное пособие / Г.А. Холодняков. – Л.: ЛГИ, 1990.
9. Хохряков, В.С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых / В.С. Хохряков. – М.: Недра, 1991.