

# **ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ**

*Методические указания к практическим занятиям  
для студентов специальности 21.05.04*

**САНКТ-ПЕТЕРБУРГ  
2020**

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное  
учреждение высшего образования  
Санкт-Петербургский горный университет

Кафедра разработки месторождений полезных ископаемых

## ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

*Методические указания к практическим занятиям  
для студентов специальности 21.05.04*

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ  
2020

УДК 622.271 (073)

**ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ:** Методические указания к практическим занятиям / Санкт-Петербургский горный университет. Сост.: *В.В. Иванов, Д.Н. Лигоцкий, Е.В. Логинов*. СПб, 2020. 41 с.

Методические указания составлены в соответствии с утвержденной рабочей программой дисциплины «Открытые горные работы» для студентов специальности 21.05.04 Горное дело специализаций «Подземная разработка пластовых месторождений» и «Подземная разработка рудных месторождений».

Научный редактор проф. *С.И. Фомин*.

© Санкт-Петербургский  
горный университет, 2020

## **ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ**

*Методические указания к практическим занятиям  
для студентов специальности 21.05.04*

Сост.: *В.В. Иванов, Д.Н. Лигоцкий, Е.В. Логинов*

Печатается с оригинал-макета, подготовленного кафедрой  
разработки месторождений полезных ископаемых

Ответственный за выпуск *В.В. Иванов*

Лицензия ИД № 06517 от 09.01.2002

Подписано к печати 29.06.2020. Формат 60×84/16.  
Усл. печ. л. 2,4. Усл.кр.-отт. 2,4. Уч.-изд.л. 2,2. Тираж 50 экз. Заказ 406.

Санкт-Петербургский горный университет  
РИЦ Санкт-Петербургского горного университета  
Адрес университета и РИЦ: 199106 Санкт-Петербург, 21-я линия, 2

## ВВЕДЕНИЕ

Целью изучения дисциплины «Открытые горные работы» является подготовка выпускника, готового обосновывать параметры открытых горных работ, выполнять расчеты технологических процессов, производительности средств комплексной механизации работ, пропускной способности транспортных систем карьеров, составлять графики организации работ и календарные планы развития производства, а также обучение самостоятельному составлению паспортов открытых горных и буровзрывных работ.

В процессе изучения дисциплины студенты должны:

- изучить теоретические основы и общие методы выполнения расчетов технологических процессов, производительности средств комплексной механизации работ, пропускной способности транспортных систем карьеров, составления графиков организации работ и календарных планов развития производства;

- овладеть методами выполнения анализа процессов горного производства и комплексов используемого оборудования как объектов управления;

- получить представление о параметрах карьеров;

- приобрести навыки практического применения полученных на лекционных занятиях знаний и способности для самостоятельной работы.

Над темами курса следует работать в соответствии с программой, методическими указаниями и рекомендованной литературой. Для самопроверки в конце каждой темы дан перечень контрольных вопросов, на которые необходимо уметь отвечать.

Для выполнения практических работ исходные данные для расчетов задаются преподавателем. Отчёт по каждому практическому занятию следует предоставлять оформленным с помощью текстового и графического редакторов на листах формата А4, по правилам, принятым в федеральном государственном бюджетном образовательном учреждении высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет».

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЩИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ТРУДНОСТИ ОСУЩЕСТВЛЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ

Цель занятия – усвоение принципов определения общих показателей трудности осуществления основных производственных процессов открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОТНОСИТЕЛЬНОГО ПОКАЗАТЕЛЯ ТРУДНОСТИ БУРЕНИЯ ГОРНОЙ ПОРОДЫ

Для сопоставления различных горных пород по буримости (механическим способом) используют относительный показатель трудности бурения горной породы, который рекомендуется принимать исходя из следующего выражения:

$$П_6 = 0,07 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,0007 \cdot \gamma_p \quad (1)$$

где  $\sigma_{сж}$  – предел прочности породы на одноосное сжатие (МПа);  $\sigma_{сдв}$  – предел прочности породы на сдвиг (МПа);  $\gamma_p$  – плотность горной породы ( $\text{кг/м}^3$ ).

Все горные породы по относительной трудности бурения делятся на следующие классы:

I – легкобуримые ( $П_6 = 1 \div 5$ );

II – средней буримости ( $П_6 = 6 \div 10$ );

III – труднобуримые ( $П_6 = 11 \div 15$ );

IV – весьма труднобуримые ( $П_6 = 16 \div 20$ );

V – исключительно труднобуримые ( $П_6 = 21 \div 25$ ).

Породы с относительным показателем трудности бурения более 25 встречаются редко и относятся к внекатегорийным.

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОТНОСИТЕЛЬНОГО ПОКАЗАТЕЛЯ ТРУДНОСТИ ЭКСКАВАЦИИ ГОРНОЙ ПОРОДЫ

Показатель трудности экскавации горных пород в массиве рассчитывается по эмпирической зависимости:

$$П'_3 = 3\lambda \cdot (0,2 \sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 0,0003 \cdot \gamma_p \quad (2)$$

где  $\sigma_{раст}$  – предел прочности породы на растяжение (МПа);  $\lambda$  – коэффициент структурного ослабления горных пород в массиве в направлении копания.

Для вскрышных горных пород:

- при копании по трещинам  $\lambda = 0,1$ ;
- при копании перпендикулярно трещинам  $\lambda = 1,0$ ;
- при копании параллельно трещинам  $\lambda = 0,475$ ;
- при копании под углом к трещинам  $\lambda = 0,715$ .

Для полезных ископаемых:

- при копании по трещинам  $\lambda = 0,03$ ;
- при копании перпендикулярно трещинам  $\lambda = 1,0$ ;
- при копании параллельно трещинам  $\lambda = 0,36$ ;
- при копании под углом к трещинам  $\lambda = 0,645$ .

По величине  $P'_3$  горные породы, экскавация которых из массива возможна существующими и перспективными выемочными машинами, разделяют на пять классов:

I –  $P'_3 = 1 \div 5$ :

- сплошные песчаные и неуплотненные горные породы ( $\sigma_{сж}$  менее 1,5 – 5 МПа);
- плотные горные породы средней трещиноватости ( $\sigma_{сж} = 5 - 10$  МПа);
- плотные горные породы сильнотрещиноватые ( $\sigma_{сж} = 8 - 12$  МПа).

II –  $P'_3 = 6 \div 10$ :

- плотные сплошные, практические монолитные горные породы ( $\sigma_{сж} = 5 - 12$  МПа);
- плотные горные породы средней трещиноватости ( $\sigma_{сж} = 10 - 18$  МПа);
- полускальные горные породы чрезвычайно трещиноватые ( $\sigma_{сж} = 20 - 30$  МПа).

III –  $P'_3 = 11 \div 15$ :

- плотные сплошные горные породы ( $\sigma_{сж} = 12 - 18$  МПа);
- полускальные горные породы сильнотрещиноватые ( $\sigma_{сж} = 20 - 30$  МПа);
- полускальные горные породы чрезвычайно трещиноватые ( $\sigma_{сж} = 30 - 40$  МПа).

IV –  $P'_3 = 16 \div 20$ :

- полускальные горные породы средней трещиноватости ( $\sigma_{сж} = 20 - 30$  МПа);
- полускальные горные породы сильнотрещиноватые ( $\sigma_{сж} = 30 - 40$  МПа);

- полускальные горные породы чрезвычайно трещиноватые ( $\sigma_{сж} = 40 - 50$  МПа).

$$\underline{V - П'_9 = 21 \div 25:}$$

- полускальные горные породы малотрещиноватые ( $\sigma_{сж} = 20 - 30$  МПа);

- полускальные горные породы средней трещиноватости ( $\sigma_{сж} = 30 - 40$  МПа);

- полускальные горные породы сильнотрещиноватые ( $\sigma_{сж} = 40 - 50$  МПа).

Горные породы у которых  $П'_9 > 25$ , относятся к внекатегорийным.

Каждый класс горных пород включает и мерзлые породы предыдущих классов при равной глубине промерзания.

Показатель трудности экскавации из развала взорванных вскрышных горных пород и полезного ископаемого:

$$П''_9 = k'' \cdot \left( \gamma_p \cdot d_{ср} + 0,1 \cdot \sigma_{сдв} + \frac{10 (\gamma_p \cdot d_{ср} + 0,1 \cdot \sigma_{сдв})}{(k_p)^9} \right) \quad (3)$$

где  $k''$  – эмпирический коэффициент ( $k'' \approx 0,022$ );  $d_{ср}$  – средний размер куска взорванной горной массы в развале ( $т/м^3$ );  $k_p$  – коэффициент разрыхления горных пород.

Ориентировочно средний размер куска взорванной горной породы (м) определяется по зависимости:

$$d_{ср} = (0,15 \div 0,2) \cdot \sqrt[3]{E} \quad (4)$$

где  $E$  – вместимость ковша экскаватора ( $м^3$ ).

Разрушенные горные породы по величине показателя трудности экскавации делятся на X классов. К I – III классам с показателем трудности экскавации  $П''_9$  от 3 до 9 относятся в основном горные породы мелкой кусковатости, к IV – VI классам с  $П''_9$  от 9 – 12 до 15 – 18 – горные породы средней кусковатости, к VII – X классам с  $П''_9$  до 27 – 30 – горные породы крупной кусковатости.

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОТНОСИТЕЛЬНОГО ПОКАЗАТЕЛЯ ТРУДНОСТИ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГОРНОЙ ПОРОДЫ**

Показатель трудности транспортирования горных пород учитывает использование геометрической вместимости транспортного сосуда, износостойкость, трудность разгрузки, налипание и примерзание; рассчитывается по эмпирической зависимости:

$$П_T = 0,6 \cdot \gamma_p + 5 \cdot d'_{ср} \cdot A + 20 \cdot W_n \cdot n \cdot B \cdot C \quad (5)$$

где  $d'_{\text{cp}}$  – средний размер кусков горной породы в транспортном средстве (м);  $A = 1 + 0,1 \cdot \sigma_{\text{сдв}}$ ;  $W_{\text{п}}$  – влажность перевозимой породы (в долях единицы);  $n$  – содержание в породе глинистых частиц (в долях единицы);  $B = 1 + \lg(T + 1)$ ;  $T$  – продолжительность транспортирования породы (ч);  $C = 1 - 0,025 t$ ,  $t$  – температура воздуха ( $^{\circ}\text{C}$ ) (учитывается только при отрицательных температурах).

Все транспортируемые горные породы по величине  $\Pi_{\text{T}}$  подразделяются на пять классов:

I класс – весьма легко транспортируемые ( $\Pi_{\text{T}} \leq 2$ );

II класс – легкотранспортируемые ( $2 < \Pi_{\text{T}} \leq 4$ );

III класс – средней трудности транспортирования ( $4 < \Pi_{\text{T}} \leq 6$ );

IV класс – труднотранспортируемые ( $6 < \Pi_{\text{T}} \leq 8$ );

V класс – весьма трудно транспортируемые ( $8 < \Pi_{\text{T}} \leq 10$ ).

Породы с  $\Pi_{\text{T}} > 10$  относятся к внекатегорийным.

Железнодорожный транспорт имеет наиболее широкую область применения по характеристикам перевозимых горных пород. Автомобильный транспорт применяют главным образом на карьерах с показателем трудности транспортирования горных пород  $\Pi_{\text{T}} \leq 8$ . Конвейерами рекомендуется перемещать горные породы с  $\Pi_{\text{T}} \leq 4-5$ .

### **Контрольные вопросы**

1. Перечислите основные технологические процессы открытых горных работ.

2. Каковы основные показатели трудности осуществления основных производственных процессов?

3. Методика выбора основных видов карьерного транспорта с использованием показателя трудности транспортирования горных пород.



## РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СКВАЖИННОГО ЗА- РЯДА

Масса заряда в скважине ( $\tau$ ) по условию дробления горных пород рассчитывается по зависимости:

$$Q_{\text{ВВ}} = q \cdot W \cdot a \cdot h \quad (6)$$

где  $q$  – удельный расход взрывчатого вещества ( $\text{т/м}^3$ );  $W$  – линия сопротивления по подошве уступа (м);  $a$  – расстояние между скважинами в ряду (м);  $h$  – высота обрабатываемого уступа (м).

Удельный расход взрывчатого вещества ( $\text{т/м}^3$ ) может быть установлен по зависимости С.А. Давыдова

$$q = 0,000175 \cdot \gamma_p \quad (7)$$

Линия сопротивления по подошве уступа (м) может быть определена по зависимости:

$$W = 24 \cdot d_{\text{СКВ}} \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{q}} \quad (8)$$

где  $d_{\text{СКВ}}$  – диаметр взрывных скважин (м), устанавливаемый исходя из характеристик выбранной модели бурового станка;  $\Delta_{\text{ВВ}}$  – плотность заряжения ( $\text{т/м}^3$ ) (для сыпучих и гранулированных взрывчатых веществ – 0,7 – 0,9; для водонаполненных 1,2 – 1,3).

Диаметр взрывных скважин (мм) может быть определен по методике ФГУП «Союзвзрывпром»:

$$d_{\text{СКВ}} = 28 \cdot h \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{q}} \quad (9)$$

Проверка величины линии сопротивления по подошве по условию безопасного расположения бурового станка при бурении первого ряда скважин:

$$W \geq W_6 = h \cdot ctg\alpha + c \quad (10)$$

где  $\alpha$  – угол откоса рабочего уступа (градус);  $c$  – минимальное безопасное расстояние от оси первого ряда скважин, при условии расположения буро-

вого станка за пределами призмы возможного обрушения (не менее 2 м от бровки до ближайшей точки опоры станка).

Расстояние между скважинами в ряду  $a$  (м) и расстояние между рядами скважин  $b$  (м)

$$a = m \cdot b \quad (11)$$

$$b = m \cdot W \quad (12)$$

где  $m = 0,8 \div 1,1$  – коэффициент сближения скважин.

Глубина буримых скважин (м):

$$l_{\text{скв}} = h + l_{\text{пер}} \quad (13)$$

где  $l_{\text{пер}} = (10 \div 15) \cdot d_{\text{скв}}$  – глубина перебура (м).

Длина заряда взрывчатых веществ (м):

$$l_{\text{зар}} = \frac{Q_{\text{вв}}}{p} \quad (14)$$

где  $p = \frac{\pi \cdot d_{\text{скв}}^2}{4} \cdot \Delta_{\text{вв}}$  – масса взрывчатого вещества в одном метре скважины (кг/м).

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ НЕОБХОДИМОГО КОЛИЧЕСТВА БУРОВЫХ СТАНКОВ

Количество буровых станков, необходимых для подготовки горной массы к выемке, определяется исходя из общей годовой длина бурения скважин.

$$N_{\text{б.с.}} = \frac{L_{\text{б}}}{Q_{\text{б.с.}} \cdot N_{\text{см}}} \cdot k_{\text{рез}} \quad (15)$$

где  $L_{\text{б}}$  – годовой метраж бурения скважин (м/год);  $Q_{\text{б.с.}}$  – эксплуатационная производительность бурового станка (м/год);  $N_{\text{см}}$  – количество смен работы бурового станка в год;  $k_{\text{рез}} = 1,1 \div 1,3$  – коэффициент резерва оборудования.

Годовой метраж бурения скважин (м/год)

$$L_{\text{б}} = \frac{A_{\text{кб}} \cdot \eta}{B}, \quad (16)$$

где  $A_{\text{кб}}$  – производительность карьера по породам, подлежащим предварительному разрыхлению буровзрывным способом ( $\text{м}^3/\text{год}$ );  $\eta$  – коэффициент потерь скважин при взрыве;  $B$  – выход горной массы с одного метра скважины ( $\text{м}^3/\text{м}$ ).

$$B = \frac{a \cdot W \cdot h}{l_{\text{с к в}}}, \quad (17)$$

Производительность бурового станка (м/год)

$$Q_{\text{б.с.}} = \frac{60 \cdot T_{\text{см}}}{T_0 + T_{\text{в}}} \cdot k_{\text{и}} \quad (18)$$

где  $T_{\text{см}}$  – продолжительность смены (ч);  $T_0$  и  $T_{\text{в}}$  – продолжительность выполнения основных и вспомогательных операций, приходящихся на 1 метр скважины (мин) (при расчетах значение  $T_{\text{в}}$  можно принимать равным для станков вращательного бурения скважин 300 с, для станков шарошечного бурения скважин 200 с, для станков пневмоударного бурения скважин 350 с, а для станков термического бурения скважин 250 с);  $k_{\text{и}}$  – коэффициент использования бурового станка.

$$k_{\text{и}} = \frac{60 \cdot T_{\text{см}} - (T_{\text{п.з}} + T_{\text{р}} + T_{\text{в.п}})}{60 \cdot T_{\text{см}}} \quad (19)$$

где  $T_{\text{п.з}}$ ,  $T_{\text{р}}$ ,  $T_{\text{в.п}}$  – соответственно продолжительность подготовительно-заключительных операций, регламентированных перерывов и внеплановых простоев (мин).

Продолжительность основных операций бурения, приходящихся на 1 метр скважины (мин):

$$T_0 = \frac{1}{v_{\text{б}}} \quad (20)$$

где  $v_{\text{б}}$  – техническая скорость бурения скважин станками с шарошечным долотом (м/мин).

Техническая скорость бурения скважин станками с шарошечным долотом (м/мин):

$$v_{\text{сб}} = \frac{f \cdot \omega}{50 \cdot \Pi_{\text{б}} \cdot d} \quad (21)$$

где  $f$  – коэффициент крепости породы по шкале проф. М.М. Протодяконова;  $\omega$  – частота вращения бурового става (об./мин) (табл. 1);  $d$  – диаметр коронки, м;  $\Pi_{\text{б}}$  – показатель буримости породы.

Техническая скорость бурения скважин станками с резцовыми коронками (м/мин):

$$v_{\text{сб}} = \frac{f \cdot \omega}{6 \cdot \Pi_{\text{б}}^2 \cdot d} \quad (22)$$

Техническая скорость бурения скважин станками с погружным пневмоударником (м/мин):

$$v_{сб} = \frac{6 \cdot A_y \cdot n_y}{10^6 \cdot k_6 \cdot \Pi_6 \cdot d^2 \cdot k_\phi} \quad (23)$$

где  $A_y$  – работа единичного удара при использовании пневмоударника (Дж) (табл. 1);  $n_y$  – число ударов пневмоударника в минуту;  $k_\phi$  – коэффициент, учитывающий форму коронки (при трехперых коронках  $k_\phi = 1$ , при крестовых  $k_\phi = 1,1$ );  $k_6$  – коэффициент, учитывающий показатель буримости  $\Pi_6$ , при  $\Pi_6=10-14$   $k_6=1$ ; при  $\Pi_6=15-17$   $k_6=1,05$ ; при  $\Pi_6=18-25$   $k_6=1,1$ .

Таблица 1

**Основные рабочие параметры карьерных буровых станков**

Модель бурового станка	Коэффициент крепости буримых пород	Частота вращения бурового става, об./мин	Диаметр рабочего органа, мм	Работа единичного удара при работе пневмоударника, Дж	Число ударов пневмоударника в минуту
СБР 160Б-32	До 6	205	160	-	-
СБР 200-24	До 6	200	200	-	-
СБШ-160/200-40	4-18	120	160; 171; 215	-	-
СБШ-250-МНА-32	6-18	120	250	-	-
СБШ-250-МНА-32	4-20	120	250, 270, 295, 311	-	-
СБШ-320-36	16-18	150	320	-	-
СБУ-125	14-16	-	125	140	1260
СБУ-160	14-16	-	160	175	1700
СБУ-200	14-16	-	200	205	2500

### Контрольные вопросы

1. С учетом чего определяется глубина буримых взрывных скважин?
2. Основное условие безопасного расположения бурового станка при бурении первого ряда скважин.
3. Методика определения количества бурового оборудования.

## РАСЧЕТ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ ЭКСКАВАТОРАМИ

### РАСЧЕТ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ ОДНОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ С ЖЕСТКОЙ СВЯЗЬЮ КОВША И СТРЕЛЫ

Годовая эксплуатационная производительность одноковшового экскаватора ( $\text{м}^3/\text{год}$ ):

$$Q_{\text{год}} = \frac{3600 \cdot T_{\text{см}} \cdot E \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{и}} \cdot N_{\text{см}}}{t_{\text{ц}} \cdot K_{\text{р}}} \quad (24)$$

где  $T_{\text{см}}$  – продолжительность рабочей смены (ч);  $E$  – вместимость ковша экскаватора ( $\text{м}^3$ ) (таблицы 3 и 4);  $K_{\text{н}}$  – коэффициент наполнения ковша экскаватора (таблица 2);  $K_{\text{и}}$  – коэффициент использования экскаватора в течение смены (при использовании автомобильного транспорта  $K_{\text{и}}=0,6 \div 0,8$ , в зависимости от схемы подачи транспортных средств);  $N_{\text{см}}$  – количество рабочих смен экскаватора в году;  $t_{\text{ц}}$  – время рабочего цикла экскаватора (с) (таблицы 3 и 4);  $K_{\text{р}}$  – коэффициент разрыхления породы экскаватором (таблица 2).

Необходимое количество экскаваторов

$$N_{\text{э}} = \frac{A_{\text{п.и.}} (1 + K_{\text{э}})}{Q_{\text{год}}} \quad (25)$$

где  $A_{\text{п.и.}}$  – годовая производительность карьера по полезному ископаемому ( $\text{м}^3/\text{год}$ );  $K_{\text{э}}$  – эксплуатационный коэффициент вскрыши.

Таблица 2

#### Значения коэффициента разрыхления породы при экскавации $k_{\text{р}}$ и коэффициента наполнения $k_{\text{н}}$

Горная порода	$k_{\text{р}}$ при экскавации	$k_{\text{н}}$
Пески, супеси и др.	1,2	1,05
Суглинок, мел и др.	1,3	1,0
Глина, лесс и др.	1,35	0,95
Угли, аргиллиты, алевролиты и др.	1,45	0,9
Мергели и др.	1,5	0,8
Известняки, диориты и др.	1,6	0,5

Таблица 3

## Типажный ряд экскаваторов карьерных гусеничных с канатным механизмом подъема ковша

Модель экскаватора	Параметры							Продолжительность рабочего цикла (при угле поворота 90°) (с)
	Вместимость базового ковша (м³)	Максимальные значения					Усилие на блоке ковша (кН)	
		Радиус черпания (м)	Радиус черпания на уровне стояния (м)	Высота черпания (м)	Радиус разгрузки (м)	Высота разгрузки (м)		
	ОАО «Машиностроительная корпорация „Уралмаш“» (Россия)							
ЭКГ-5А	5	14,5	9,04	10,3	12,65	5,25	500	23
ЭКГ-5А-УС	4,6	15,5	10,5	12,9	13,7	5,9	500	29
ЭКГ-12	12	21	14,3	15	18,5	9,3	1225	26
ЭКГ-18	18	20,5	15	16,3	18,3	10	1568	27
ЭКГ-30	30	24,5	16	18,5	21	10	2305	30
	ООО «ИЗ-КАРТЭКС имени П.Г. Коробкова» (Россия)							
ЭКГ-10	10	18,4	12,6	13,5	16,3	8,6	980	26
ЭКГ-8УС	8	19,8	13,5	17,6	17,9	12,5	764	28
ЭКГ-5У	5	23,7	14,5	22,2	22,1	17,5	480	30
ЭКГ-15	15	22,6	15,6	15,8	19,5	9,9	1470	28
ЭКГ-8У	8	34,0	21,0	28,7	31,5	24,0	833	35
ЭКГ-12УС	12	28,0	17,8	20,7	25,8	14,9	1176	32
ЭКГ-12К	12	18,6	12,6	15	16,5	9	1176	26
ЭКГ-10УС	10	19,8	13,5	17,5	18	12,5	980	28
ЭКГ-6,3УС	6,3	23,5	14,5	22	22	17,5	784	30
ЭКГ-18Р	18	21,7	15,5	16	18,7	10,2	1667	27

Модель экскаватора	Параметры						Продолжительность рабочего цикла (при угле поворота 90°) (с)	
	Вместимость базового ковша (м <sup>3</sup> )	Максимальные значения						
		Радиус черпания (м)	Радиус черпания на уровне стояния (м)	Высота черпания (м)	Радиус разгрузки (м)	Высота разгрузки (м)		Усилие на блоке ковша (кН)
ЭКГ-20К	20	22,6	16,0	17,3	19,4	11,2	1667	27
ЭКГ-32Р	35	24,0	16,0	19,0	21,0	10,5	2353	30
ЭКГ-50	60	24,0	16,7	17,0	20,0	9,5	3726	34

Продолжение таблицы 3

Модель экскаватора	Параметры								Продолжительность рабочего цикла (при угле поворота 90°) (с)
	Вместимость базового ковша (м³)	Максимальные значения					Усилие на блоке ковша (кН)	Высота разгрузки (м)	
		Радиус черпания (м)	Радиус черпания на уровне стояния (м)	Высота черпания (м)	Радиус разгрузки (м)	Высота разгрузки (м)			
		Joy Global (США)							
P&H 1900ALs	10,7	17,8	11,6	13,0	-	-	8,2	-	-
P&H 2300XPC	18,3-25,5	21,3	14,2	13,5	-	-	8,5	-	-
P&H 2800XPC	26,8-33,6	24,2	16,4	16,6	-	-	9,1	-	-
P&H 4100XPC	52,8-61,2	23,9	16,0	16,8	-	-	9,5	-	-
		Caterpillar Inc. (США)							
7295	18,4-39,0	21,78	15,58	15,56	18,69	9,22	-	-	-
7395	19,1-61,2	23,3	15,4	16,7	20,5	10,0	-	-	-
7495	30,6-61,2	25,2	17,47	17,8	21,64	10,06	-	-	-
		All Tatyuan Heavy Industry Co., Ltd. (Китай)							
WK-4B	5	14,8	-	10,765	13,06	6,75	450	-	-
WK-4C	4	14,3	-	10,1	12,65	6,3	480	-	-
WP-6	6	24,25	-	23,4	21,1	17,7	686	-	-
WK-20	20	21,2	-	14,4	18,7	9,1	2028	-	-
WK-55	55	23,85	-	18,1	20,4	10,06	2890	-	-



Таблица 4

Типажный ряд экскаваторов карьерных гусеничных с гидравлическим механизмом подъема ковша

Модель экскаватора	Параметры						
	Вместимость базового ковша (м <sup>3</sup> )	Максимальные значения					Продолжительность рабочего цикла (при угле поворота 90°) (с)
		Радиус черпания (на уровне стояния) (м)	Высота черпания (м)	Высота разгрузки (м)	Усилие на блоке ковша (кН)	6	
1	2	3	4	5	6	7	
Caterpillar Inc. (США)							
Cat 6018 (обратная лопата)	7,5	15,6 (15,2)	13,2 (8,5)	8,9	510	-	
Cat 6018FS (прямая лопата)	10	12,9 (11,9)	13,2 (2,3)	10,1	730	-	
Cat 6040FS (прямая лопата)	22	15,4 (14,1)	14,4 (2,6)	10,9	1270	-	
Cat 6060 (обратная лопата)	28	18,9 (17,9)	15,9 (8,9)	11,1	1240	-	
Cat 6060FS (прямая лопата)	34	16,4 (15,1)	15,5 (2,7)	11,5	1640	-	
Komatsu Limited (Япония)							
PC750-7 (обратная лопата)	3,4	15,6 (15,3)	12,6 (10,5)	8,8	296	21	
PC750-7 (прямая лопата)	4,5	10,3 (9,9)	10,6 (3,5)	7,1	477	22	
PC2000 (обратная лопата)	12	15,7 (15,3)	13,4 (9,2)	8,6	626	27	
PC2000 (прямая лопата)	11	13,1 (11,9)	14,4 (3,1)	9,6	721	29	
PC5500 (обратная лопата)	28	19,6 (18,7)	15,5 (8,3)	13,4	1450	29	
PC5500 (прямая лопата)	28	16,5 (15)	19,5 (2,8)	13,4	1870	30	
Liebherr (Швейцария)							
Liebherr R9100 (прямая лопата)	7	11 (10,5)	11,9 (3,3)	8,1	671	24	
Liebherr R 9350 (прямая лопата)	18	14,5 (13,75)	17 (3,6)	11,2	1280	27	
Liebherr R 996 В (прямая лопата)	34	16,5 (15,09)	20,1 (3,4)	12,9	2330	29	
Hitachi Limited (Япония)							

Hitachi EX-1900-6	11	13,4	12,5	10,4	11,5	25
Hitachi EX-3600-6	23	15,2	13,9	10,9	13	28
Hitachi EX-8000-6	40	18,5	16,7	13,8	15,5	30

## РАСЧЕТ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ ЭКСКАВАТОРАМИ ДРАГЛАЙНАМИ

Основными параметрами ведения выемочно-погрузочных работ с применением экскаваторов с оборудованим драглайн обеспечивающими нормальное ведение открытых горных работ являются радиус разгрузки экскаватора и высота отвала (таблица 5).

Радиус разгрузки экскаватора (м)

$$R_p = \frac{D}{2} + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha' + B + H_o \cdot \operatorname{ctg} \beta + d \quad (26)$$

где  $D$  - диаметр базы экскаватора (м) (таблица 5);  $h$  - мощность пласта полезного ископаемого (м);  $\alpha'$  - угол устойчивого откоса добычного уступа (градус);  $H_o \leq H_p$  - высота отвала при расположении драглайна на кровле добычного уступа (м);  $\beta$  - угол откоса отвала (градус);  $B$  - ширина транспортной полосы (м);  $d$  - ширина отвальной заходки поверху (м).

Вместимость отвальной заходки (м<sup>2</sup>):

$$S_o = S_b \cdot K_p \quad (27)$$

где  $S_b$  - вместимость вскрышной заходки (м<sup>2</sup>);  $K_p$  - коэффициент остаточного разрыхления пород в отвале.

Площадь вскрышной заходки (м<sup>2</sup>):

$$S_b = A_b \cdot H_b \quad (28)$$

где  $H_b$  - высота вскрышного уступа, перемещаемого в отвал драглайном (м);  $A_b$  - ширина вскрышной заходки.

Площадь отвальной заходки (м<sup>2</sup>):

$$S_o = A_b \cdot H_o - \frac{A_b^2 \cdot \operatorname{tg} \beta}{4} \quad (29)$$

### Контрольные вопросы

1. Что такое время цикла экскаватора?
2. Основной параметр работы экскаватора-драглайна.

Таблица 5  
 Типажный ряд экскаваторов карьерных гусеничных с канатным механизмом подъема ковша

Модель экскаватора	Вместимость базового ковша (м <sup>3</sup> )	Длина стрелы (м)	Диаметр опорной базы (м)	Максимальные значения			Продолжительность рабочего цикла (с)	Рабочая масса (т)
				Радиус черпания (выгрузки) (м)	Высота выгрузки (м)	Глубина черпания (м)		
ОАО «Машиностроительная корпорация „Уралмаш“» (Россия)								
ЭШ-11.75	11	75	10,8	71,4	30,6	38	56	840
ЭШ-20.90	20	90	14,5	83	38,5	42,5	60	1690
ЭШ-20.100	20	100	15,3	91	45	46	62	1900
ЭШ-30.110	30	110	18	103,3	46,2	53	64	3420
ЭШ-40.130	40	130	23,5	123	56	60	62	5460
ЭШ-100.125	100	125	27	118	56	52	60	10000
ПАО "Новокраматорский машиностроительный завод" (Украина)								
ЭШ-6,5/45	6,5	45	7,7	43,5	19,5	22	39	280
ЭШ-14/50	14	50	9,7	46,5	20,5	21	39	620
ЭШ-11/70	11	70	9,7	66,5	27,5	35	52	720
ЭШ-20/65	20	65	12,3	61	27	32	52	1100
ЭШ-15/80	15	80	12,3	76,5	37	45	58	1300
ЭШ-10/100	10	100	12,3	93,5	42	50	58	1350
Caterpillar Inc. (США)								
8000	24	96	15,6	88,08	40,0	40,8	-	1988
8200	46	100	19,5	92,7	48,2	49,7	-	3500
8750	76	132,5	25,6	121,6	67,9	76,2	-	7200



## РАСЧЁТ КАРЬЕРНОГО ТРАНСПОРТА

### РАСЧЁТ КАРЬЕРНОГО АВТОМОБИЛЬНОГО ТРАНСПОРТА

Количество автосамосвалов, задействованных на открытых горных работах, определяется из условия загрузки выемочно-погрузочного оборудования.

$$N_{a/c} = \frac{n_{\text{пн}}}{R_{\text{д}}} + \frac{n_{\text{в}}}{R_{\text{в}}} \quad (30)$$

где  $n_{\text{пн}}$  – количество автосамосвалов, необходимых для вывоза сменного количества полезного ископаемого из карьера;  $n_{\text{в}}$  – количество автосамосвалов, необходимых для вывоза сменного количества вскрышных пород из карьера;  $R_{\text{д}}$  – количество рейсов автосамосвала, задействованного на обычных работах, за смену;  $R_{\text{в}}$  – количество рейсов автосамосвала, задействованного на вскрышных работах, за смену.

Количество автосамосвалов, необходимых для вывоза сменного количества горной массы из карьера

$$n_{\text{см}} = \frac{A_{\text{к}} \cdot \gamma_{\text{п}}}{q_{\text{а}} \cdot K_{\text{н}} \cdot N_{\text{см}}} \quad (31)$$

где  $A_{\text{к}}$  – производительность карьера ( $\text{м}^3/\text{год}$ );  $\gamma_{\text{п}}$  – объемная масса горных пород ( $\text{т}/\text{м}^3$ );  $q_{\text{а}}$  – грузоподъемность автосамосвала ( $\text{т}$ );  $K_{\text{н}}$  – коэффициент наполнения кузова автосамосвала;  $N_{\text{см}}$  – количество рабочих смен автосамосвала в году.

Количество рейсов автосамосвала за смену

$$R = \frac{T_{\text{см}}}{T_{\text{р}}} = \frac{T_{\text{см}}}{t_{\text{погр}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{раз}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{зад}}} \quad (32)$$

где  $T_{\text{см}}$  – рабочее время смены автосамосвала ( $T_{\text{см}}=480$  мин.);  $T_{\text{р}}$  – время рейса автосамосвала (мин.);  $t_{\text{погр}}$  – время погрузки автосамосвала,  $t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot n_{\text{к}}$  (мин.);  $t_{\text{ц}}$  – время рабочего цикла экскаватора, (мин.);  $n_{\text{к}}$  – количество ковшей породы загружаемой в кузов автосамосвала,

$n_{\text{к}} = \frac{q_{\text{а}}}{E \cdot K_{\text{н}} \cdot \gamma_{\text{п}}}$ ;  $t_{\text{пор}}$  – время движения груженого автосамосвала от забоя до места разгрузки (мин.);  $t_{\text{раз}}$  – время разгрузки автосамосвала (мин.);  $t_{\text{пор}}$  –

время движения порожнего автосамосвала от места разгрузки до забоя (мин.);  $t_{\text{зад}}$  – время задержек автосамосвала за рейс (мин.).

## РАСЧЁТ КАРЬЕРНОГО ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА

Выбор думпкаров для перемещения горной массы производится на основании рационального количества ковшей экскаватора для погрузки думпкара. Технические характеристики думпкаров, применяемых при ведении открытых горных работ приведены в таблице 6.

$$m = \frac{V_{\text{дг}}}{E} = 5 \div 7 \quad (33)$$

где  $V_{\text{дг}}$  – геометрический объём кузова думпкара ( $\text{м}^3$ ) (таблица 6);  $E$  – вместимость ковша экскаватора ( $\text{м}^3$ ).

Таблица 6

**Технические характеристики думпкаров**

Показатели	Модель думпкара				
	6BC-60	BC-85	2BC-105	BC-145	BC-170
Грузоподъемность (т)	60	85	105	145	170
Объем кузова ( $\text{м}^3$ )	30	38	50	68	80
Тара вагона (т)	27	35	48,5	78	75
Число осей	4	4	6	8	8
Нагрузка от колесной пары на рельсы (кН)	213	294	256	273	300
Длина по осям автосцепок	11830	12170	14900	17630	16950
Ширина	3210	3520	3750	3500	-
Высота	2867	3236	3241	3635	-

Максимальная сила тяги локомотива (кН) ограничивается условием сцепления колес с рельсами:

$$F_{\text{max}} \leq 1000M_{\text{л}}g\psi \quad (34)$$

где  $M_{\text{л}}$  – сцепная масса локомотива (т) (таблица 7);  $\psi = 0,25$  – коэффициент сцепления колес локомотива с рельсами;  $g = 9,81 \text{ м/с}^2$  – ускорение свободного падения.

Вес состава определяется из условия равномерного движения поезда на руководящем подъеме с полным использованием цепного веса локомотива.

$$M_c = \frac{M_n(1000\psi - \omega_o - i_p)}{\omega_o + i_p} \quad (35)$$

где  $\omega_o=4,0$  Н/кН – основное удельное сопротивление движению локомотива;  
 $i_p = 30\%$  - руководящий уклон.

Таблица 7

**Техническая характеристика тяговых агрегатов**

Показатели	Модель				
	Д94	EL21	EL20	ПЭЗТ	ОПЭ1М
Напряжение (кВ)	10	1,5	10	3	10
Сцепная масса (т)	94	160	366	372	360
Максимальная сила тяги (кН)	225	336	942	961	1050
Длина (м)	16,4	21,3	52,3	54,6	69,1

Количество думпкоров в составе

$$n_{дс} = \frac{M_c}{[q_d(1+k_T)]} \quad (36)$$

где  $q_d$  – грузоподъемность принятого к расчету типа вагонов (т);  $k_T$  – коэффициент тары вагонов.

$$k_T = \frac{T_{думп}}{q_d + T_{думп}} \quad (37)$$

где  $T_{думп}$  – тара думпкоров (т).

Железнодорожная транспортная берма состоит из следующих элементов (м):

$$B_{жтб} = c_1 + c_2 + c_3 + c_4 + c_5 + c_6 \quad (38)$$

где  $c_1 = 0,5 \div 2,5$  м - закуветная полка или обрез, зависит от физико-механических свойств пород вышележащего уступа;  $c_2 = 0,5 \div 2,5$  м - ширина кювета или лотка поверху, учитывает гидравлический расчет на пропуск максимально-возможного суточного притока воды;  $c_3 = 1,2 \div 1,4$  м - расстояние от кювета до оси опоры контактного провода, зависящее от ширины основания опоры;  $c_4 = 3,1$  м - расстояние от оси опоры контактного провода до оси железнодорожного пути, зависит от конструкций опоры и подвески провода;  $c_5 = 5,1 \div 5,6$  м - расстояние между осями железнодорожных путей, зависящее от условий размещения железнодорожных путей, скорости дви-



жения поездов, необходимости размещения в межпутном пространстве светофоров и их вида;  $c_6 = 1,2 \div 1,4$  м - расстояние от оси опоры контактного провода до призмы возможного обрушения;  $c_7$  - ширина предохранительного вала (м);  $c_8 = 2$  м - призма возможного обрушения откоса уступа.

$$c_7 = 2h_{пв} \cdot ctg \alpha_{пв} \quad (39)$$

где  $h_{пв}$  - высота предохранительного вала (м), для железнодорожного транспорта высота вала составляет не менее 1 м;  $\alpha_{пв} = 45^\circ$  - угол откоса насыпи вала.

Продолжительность рейса локомотивосостава (ч):

$$T_p = \frac{1}{60} \cdot (t_{п} + t_p + t_{дв} + t_3) \quad (40)$$

где  $t_{п}$  - продолжительность погрузки локомотивосостава (мин);  $t_p$  - продолжительность разгрузки локомотивосостава при последовательном опрокидывании думпкаров (мин);  $t_{дв}$  - продолжительность движения груженого и порожнего поезда (мин);  $t_3 = 7$  мин - продолжительность задержек и ожидания поезда за рейс (мин).

$$t_{п} = \frac{V_{дг} \cdot t_{ц}}{60 \cdot E \cdot k_3} \quad (41)$$

где  $t_{ц}$  - продолжительность рабочего цикла экскаватора (с);  $k_3$  - коэффициент экскавации.

Коэффициент экскавации:

$$k_3 = \frac{k_n}{k_p} \quad (42)$$

$$t_p = n_{дс} \cdot t_{рд} \quad (43)$$

где  $t_{рд} = 2$  мин - продолжительность разгрузки одного думпкара.

Продолжительность движения груженого и порожнего локомотивосостава:

$$t_{\text{дв}} = t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} = k_{\text{раз}} \cdot \left( \frac{60 \cdot L_{\text{гр}}}{v_{\text{гр}}} + \frac{60 \cdot L_{\text{пор}}}{v_{\text{пор}}} \right) \quad (44)$$

где  $t_{\text{гр}}$  – продолжительности движения груженого локомотивосотава;  $t_{\text{пор}}$  – продолжительность движения порожнего локомотивосотава;  $k_{\text{раз}} = 1,1$  – коэффициент учитывающий разгон и торможение поезда;  $L_{\text{гр}}$  и  $L_{\text{пор}}$  – длина пути в грузовом и порожнем направлениях соответственно (км);  $v_{\text{гр}}$  и  $v_{\text{пор}}$  – скорость движения груженого и порожнего локомотивосотава соответственно (км/ч);

Эксплуатационная производительность локомотивосотава:

$$Q_{\text{лс}} = \frac{V_{\text{дг}} \cdot n_{\text{дс}} \cdot k_{\text{гт}} \cdot T_{\text{см}}}{T_{\text{р}}} \quad (45)$$

где  $k_{\text{гт}}$  – коэффициент использования грузоподъемности;  $T_{\text{см}}$  – продолжительность рабочей смены (ч);

Величина суточного грузооборота карьера по горной массе (т/сутки):

$$G_{\text{кс}} = \frac{A_{\text{гм}}}{N_{\text{га}}} \quad (46)$$

где  $A_{\text{гм}}$  – годовая производительность карьера по горной массе ( $\text{м}^3/\text{год}$ );  $N_{\text{га}}$  – количество суток работы железнодорожного транспорта в год.

Величина рабочего парка локомотивосоставов, обеспечивающего суточный грузооборот карьера:

$$N_{\text{рлс}} = \frac{G_{\text{кс}} \cdot k_{\text{нер}}}{Q_{\text{лс}} \cdot n_{\text{см}}} \quad (47)$$

где  $G_{\text{кс}}$  – суточный грузооборот карьера по горной массе;  $k_{\text{нер}} = 1,1$  – коэффициент неравномерности работы железнодорожного транспорта;  $n_{\text{см}}$  – количество смен работы экскаватора в сутки.

Величина инвентарного (списочного) парка локомотивов и думпкаров:

$$N_{л}^{сп} = N_{рл} \cdot n_{сп} \quad (48)$$

где  $n_{сп} = 1,2$  – коэффициент резерва локомотивов.

$$N_{д}^{сп} = N_{рд} \cdot n_{сп} \quad (49)$$

где  $n_{сп} = 1,2$  – коэффициент резерва думпкаров.

### **Контрольные вопросы**

1. Что включает в себя время рейса карьерного автосамосвала?
2. На основании чего осуществляется выбор думпкаров для перемещения горной массы?

## РАСЧЁТЫ ПРИ ТРАНШЕЙНОМ ВСКРЫТИИ НОВОГО ГОРИЗОНТА

### РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВСКРЫТИЯ НОВОГО ГОРИЗОНТА

Длина въездной траншеи (м):

$$L_b = \frac{h}{i} \quad (50)$$

где  $h$  – высота уступа (м);  $i$  – уклон въездной траншеи (‰)

Ширина траншеи поверху (м):

$$b_b = b_n + 2 \cdot h \cdot \operatorname{ctg} \alpha \quad (51)$$

где  $b_n$  – ширина дна траншеи (м);  $\alpha$  – угол откоса уступа (градус).

Площадь поперечного сечения траншеи (м<sup>2</sup>)

$$S_T = \frac{b_n + b_b}{2} \cdot h \quad (52)$$

Объем горной массы, извлекаемой при проходке въездной траншеи (м<sup>3</sup>)

$$V_b = \frac{1}{2} S_T \cdot L_b \quad (53)$$

Объем горной массы, извлекаемой при проходке разрезной траншеи (м<sup>3</sup>)

$$V_p = S_T \cdot L_p \quad (54)$$

где  $L_p$  – длина разрезной траншеи (м).

Объем горной массы, извлекаемой при разносе борта на горизонте (м<sup>3</sup>)

$$V_b = h \cdot L_p \cdot B_b \quad (55)$$

где  $B_b$  – расстояние разноса борта карьера, необходимое для вскрытие нижележащего горизонта (м).

Время, необходимое для проходки въездной и разрезной траншей и экскаваторных блоков (смен)

$$t_{\text{пр}} = \frac{V}{Q_3} \quad (56)$$

### ПОСТРОЕНИЕ ГРАФИКА ОРГАНИЗАЦИИ ГОРНЫХ РАБОТ

На основе полученных данных строится схема вскрытия и подготовки нового горизонта, а также график организации горных работ, т.е. зависимость дальности расположения горного оборудования от времени, затрачиваемого на проходку въездной и разрезной траншей и выемку экскаваторных блоков  $L=f(T)$  (рис.1).

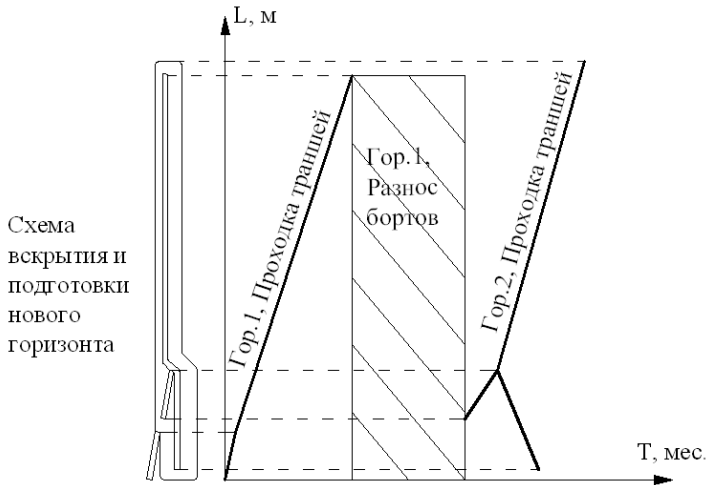


Рис. 1. График  $L=f(T)$  организации горных работ при вскрытии и подготовке нового горизонта

### Контрольные вопросы

1. С учетом чего определяется время проходки траншей?
2. Что понимается под графиком организации работ по вскрытию горизонта карьера.

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВОЗМОЖНОЙ СКОРОСТИ УГЛУБКИ

Целью работы является изучение закона взаимосвязи скоростей понижения горных работ и подвигания рабочих уступов при открытой разработке крутопадающих месторождений полезных ископаемых.

Истинную скорость углубки карьера измерять в действующем карьере очень сложно, поэтому принято определять не скорость углубки карьера, а скорость понижения горных работ, т.е. вертикальную проекцию истинной скорости углубки карьера.

## ЗАКОН СООТНОШЕНИЯ СКОРОСТЕЙ ПониЖЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ И ПОДВИГАНИЯ РАБОЧИХ УСТУПОВ

Вертикальная скорость понижения горных работ (м/год) прямо пропорциональна горизонтальной скорости подвигания рабочих уступов и обратно пропорциональна алгебраической сумме котангенсов углов откоса рабочего борта и угла направления углубки карьера.

$$h_r \leq \frac{v_r}{ctg\varphi \pm ctg\beta} \quad (57)$$

где  $v_r$  – скорость подвигания фронта горных работ (рабочей зоны) карьера (м/год);  $\varphi$  – угол откоса рабочего борта карьера (градус);  $\beta$  – угол направления углубки (градус).

Знак « $\leq$ » показывает, что на основе правой части уравнения устанавливается максимально возможная скорость понижения горных работ, но ее можно и не реализовать, т.е. отложить на некоторое время вскрытие новых горизонтов в карьере.

Знак «+» в знаменателе берется при производстве работ от лежачего бока залежи к висячему, «-» - при производстве работ в противоположном направлении.

Скорость подвигания фронта горных работ (рабочей зоны) карьера (м/год):

$$v_r = \frac{Q_3}{h \cdot L_6} \quad (58)$$

где  $Q_3$  – производительность выемочно-погрузочного оборудования (м<sup>3</sup>/год);  $h$  – высота уступа (м);  $L_6$  – длина фронта горных работ (м).

Угол откоса рабочего борта карьера (градус):

$$\varphi = \arctg \frac{h}{B + h \cdot ctg\alpha} \quad (59)$$

где  $B$  – ширина рабочих площадок (м);  $\alpha$  – угол откоса уступа (градус).

### **СКОРОСТЬ ПОНИЖЕНИЯ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ**

Скорость понижения добычных работ, в общем случае, не равна скорости понижения горных работ, равенство наступает, когда углубку карьера осуществляют в пределах рудного тела.

Вертикальная скорость понижения добычных работ (м/год):

$$h_d \leq \frac{v_r}{ctg\varphi \pm ctg\gamma} \quad (60)$$

где  $\gamma$  – угол падения рудного тела (градус).

### **Контрольные вопросы**

1. Расскажите закон соотношения скоростей понижения горных работ и подвигания рабочих уступов.
2. Чем отличается скорость понижения добычных работ от скорости понижения горных работ?

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО РАЗЛИЧНЫМ ФАКТОРАМ

Целью работы является изучение основных методик определения производительности карьера по полезному ископаемому.

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО РАССТА- НОВКЕ ДОБЫЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Отработке подлежит крутопадающая залежь со средней горизонтальной мощностью  $M$  (м). Угол падения рудного тела  $\beta$ . Руда скальная. Средняя длина рудной залежи в контурах карьера  $L_{\phi p}$  (м). Принятые параметры системы разработки: высота уступа  $h$  (м), угол откоса рабочего уступа  $\alpha$ , ширина рабочей площадки  $B$  (м).

Графическая интерпретация исходных данных представлена на рис. 2.

Производительность карьера по полезному ископаемому, исходя из расстановки погрузочного оборудования по рудному фронту ( $\text{м}^3/\text{год}$ ):

$$A_p = N_p \cdot Q_s \quad (61)$$

где  $N_p$  – количество рудных экскаваторов;  $Q_s$  – годовая производительность одного рудного экскаватора ( $\text{м}^3/\text{год}$ ).

Согласно исходным данным выбирается тип и определяется производительность экскаваторов.

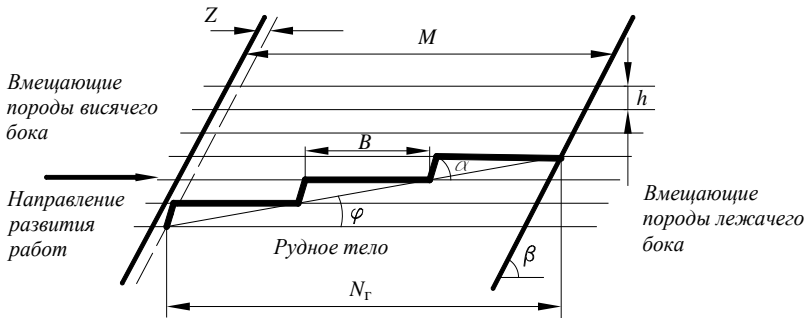


Рис. 2. Рудная зона карьера при отработке крутопадающей залежи



Для определения возможного количества рудных экскаваторов необходимо установить величину горизонтальной проекции участка рабочего борта, находящегося в рудной зоне

$$N_z = \frac{M - z}{1 \pm \operatorname{ctg} \beta / \operatorname{ctg} \varphi} \quad (62)$$

где  $z$  – зона потерь и примешивания, которую следует исключить из горизонтальной мощности рудной залежи  $M$  для того, чтобы получить более надёжное значение производительности карьера по руде.

$$z = h (\pm \operatorname{ctg} \beta \pm \operatorname{ctg} \alpha) \quad (63)$$

Знаки «+» и «+» ставятся при подвигании рудного фронта от лежащего бока к висячему; знаки «-» и «+» используются при подвигании фронта от висячего к лежащему боку и при  $\alpha < \beta$ ; знаки «+» «-» ставятся при подвигании рудного фронта от висячего бока к лежащему и при  $\alpha > \beta$ .

$$\operatorname{ctg} \varphi = \frac{B + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha}{h} \quad (64)$$

При определении значения величины горизонтальной проекции участка рабочего борта, находящегося в рудной зоне, в знаменателе принимается знак «-» при развитии горных работ в рудной зоне – от висячего бока к лежащему, знак «+» при развитии горных работ в рудной зоне – от лежащего бока к висячему.

Количество рудных уступов определяется по зависимости

$$K = \frac{N_z}{B + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha} \quad (65)$$

Дробное число не округляется, так как при расчётах используется средняя мощность рудной залежи. Кроме того, надо иметь в виду, что экскаваторы, как правило, являются рудно-породными, т.е., по мере продвижения экскаваторной заходки она может быть либо в руде, либо в породе.

Исходя из длины рудного фронта  $L_{\phi p}$  и длины экскаваторного блока  $L_{\phi}$  определяется количество экскаваторов на уступе

$$m = \frac{L_{\phi p}}{L_{\phi}} \quad (66)$$

Дробное число не округляется, так как длина рудного фронта меняется с глубиной ( $L_{фр}$  – среднее значение). Зная количество экскаваторов на уступе  $m$  и число рудных уступов  $K$ , находим количество рудных экскаваторов (число рудных забоев) в карьере

$$N_p = m \cdot K \quad (67)$$

Дробное число не округляется, так как экскаваторы рудно-породные (т.е. полученное значение – временная доля работы экскаватора на добыче руды, оставшаяся часть - временная доля работы экскаватора на извлечении пустых пород).

### **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО ТРАНСПОРТНЫМ ВОЗМОЖНОСТЯМ**

Месторождение предусматривается обрабатывать карьером с применением железнодорожного транспорта. Грузотранспортная связь рабочих горизонтов с поверхностью обеспечивается системой поступательных съездов с однопутной железной дорогой, являющейся наиболее напряжённым участком транспортных коммуникаций в карьере, так как через верхний съезд этой системы проходит вся горная масса карьера и он является ограничивающим перегонном.

При принятой транспортной схеме производительность карьера по горной массе  $A_{гм}$  (т/сутки) должна быть меньше или равна провозной способности ограничивающего перегона  $W$ .

$$A_{гм} = \frac{W}{f} \quad (68)$$

где  $f$  – коэффициент неравномерности суточного грузопотока,  $f \approx 1,2$ .

В свою очередь

$$W = N \cdot m \quad (69)$$

где  $m$  – фактическая масса поезда (нетто) (т);  $N$  – пропускная способность ограничивающего перегона

$$N = \frac{60T}{t_1 + t_2 + \tau} \quad (70)$$

$T$  – время работы транспорта в сутки ( $T = 21$  ч);  $t_1$  – время гружёного хода по ограничивающему перегону  $t_1 = (60 \cdot L_o) / v_{zx}$  (мин);  $t_2$  – время порожнего хода по ограничивающему перегону  $t_2 = (60 \cdot L_o) / v_{nx}$  (мин).

Длина съезда (м)

$$L_c = \frac{h}{i} \quad (71)$$

где  $h$  – высота уступов (м);  $i$  – уклон съезда (%).

Если учесть, что горная масса состоит из руды и породы, то:

$$N = N_p + N_n \quad (72)$$

где  $N_p$  – число пар рудных поездов;  $N_n$  – число пар породных поездов.

В соответствии с текущим коэффициентом вскрыши

$$N_p = \frac{N}{1 + K_T}, \quad (73)$$

тогда

$$N_n = N - N_p. \quad (74)$$

Установив число пар рудных и породных поездов, определяется провозная способность по руде, пустой породе и горной массе, т.е. практически определяется возможная по транспортным условиям производительность карьера по руде, пустой породе и горной массе.

Затем устанавливается фактическая масса руды и породы в поездах (т):

$$Q_\phi = q \cdot n, \quad (75)$$

где  $Q_\phi$  – фактическая масса руды или породы в поезде (т);  $q$  – фактическая масса руды или породы в думпкаре (т).

$$q = \frac{V \cdot k_n \cdot \gamma_p}{k_p}, \quad (76)$$

где  $V$  – геометрический объём кузова думпкара ( $\text{м}^3$ ) (табл. 6);  $k_n$  – коэффициент наполнения думпкара;  $n$  – число думпкаров в составе.

Определяется масса руды и масса породы в думпкаре

Фактическая масса руды в поезде (т):

$$Q_p = q_{p\partial} \cdot n. \quad (77)$$

Фактическая масса породы в поезде (т):

$$Q_n = q_n \cdot n. \quad (78)$$

Исходя из фактических масс руды и породы в поездах, провозная способность ограничивающего перегона (т):

$$W = N_p \cdot Q_p + N_n \cdot Q_n. \quad (79)$$

Годовая производительность по горной массе (т):

$$A_{змг} = 365 \cdot A_{эм}. \quad (80)$$

По текущему коэффициенту вскрыши определяется возможная производительность по полезному ископаемому по транспортным условиям (т/год):

$$A_{pz} = \frac{A_{змг}}{1 + K_T \frac{\gamma_{II}}{\gamma_P}}. \quad (81)$$

Производительность карьера по пустым породам (т/год):

$$A_{nz} = A_{змг} - A_{pz}. \quad (82)$$

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО ЭКОНОМИЧЕСКИМ ФАКТОРАМ

Потребителю требуется  $M_m$  (млн.т) чугуна в год. Показатели процессов добычи, обогатительного и металлургического передела данного типа руд следующие: содержание полезного компонента в руде в массиве  $\alpha$  (%), коэффициент качественного разубоживания  $\rho$ ; выход концентрата из руды  $\varepsilon_k$ , содержание полезного компонента в концентрате  $\beta_n$ , выход металла из концентрата  $\varepsilon_m$ , содержание полезного компонента в конечном продукте  $\delta$ .

При планируемой потребности металла  $M_m$  необходимая производительность карьера по полезному ископаемому  $A_p$  (т):

$$A_p = \frac{M_M}{\gamma_O}, \quad (83)$$

где  $\gamma_O$  – общий выход готового продукта (металла) из добытого полезного ископаемого.

В свою очередь

$$\gamma = \gamma_K \cdot \gamma_M, \quad (84)$$

где  $\gamma_K$  – выход концентрата из руды, поставляемой с карьера;  $\gamma_M$  – выход металла из концентрата.

В учебных целях следует последовательно ознакомиться с расчётами концентрата, необходимого для производства потребного количества металла, и далее, с определением необходимого количества товарной руды для производства концентрата.

Затем определяется выход металла из концентрата

$$\gamma_M = \frac{\beta_{II} \cdot \varepsilon_M}{\delta}. \quad (85)$$

При устанавливаемом выходе металла из концентрата можно определить необходимое количество концентрата (т)

$$K = \frac{M}{\gamma_M}. \quad (86)$$

При известном количестве необходимого концентрата определяется производительность карьера по товарной руде (т/год)

$$A_p = \frac{K}{\gamma_{KT}}, \quad (87)$$

где  $\gamma_{KT}$  – выход концентрата из товарной (поставляемой из карьера на фабрику) руды:

$$\gamma_{KT} = \frac{\alpha' \cdot \varepsilon_K}{\beta_n}, \quad (88)$$

где  $\alpha'$  – содержание полезного компонента в товарной руде:

$$\alpha' = \alpha(1 - \rho). \quad (89)$$

Учитывая тот факт, что производительность карьера (т/год) должна увязаться с нормальным сроком его эксплуатации (нормальным сроком амортизации капитальных вложений)  $T_3$  (табл. 8) и запасами полезного ископаемого в его контурах  $P$ , т.е.

$$A_p = \frac{P}{T_3}. \quad (90)$$

Таблица 8

**Нормальные сроки эксплуатации карьера в зависимости от годовой производительности по руде**

Годовая производительность, млн. т	Нормальные сроки эксплуатации, годы
До 1-2	15-20
От 2-5	20-25
От 5-10	25-35
Более 10	Не менее 40

Установить, какими запасами должен обладать проектируемый карьер (т):

$$P = A_p \cdot T_3 \quad (91)$$

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО СКОРОСТИ ПониЖЕНИЯ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ**

Производительность карьера по полезному ископаемому исходя из скорости понижения добычных работ т/год

$$A_p = h_o \cdot S \cdot \gamma \frac{1-\mu}{1-\rho'} = h_o \cdot S \cdot \gamma_p \frac{1-\mu}{1-\rho} \left[ 1 - \rho \left( 1 - \frac{\gamma_{II}}{\gamma_p} \right) \right] \quad (92)$$

где  $\rho'$  - коэффициент весового разубоживания;  $\gamma_p$  - плотность полезного ископаемого (т/м<sup>3</sup>);  $\gamma_n$  - плотность примешиваемых пород (т/м<sup>3</sup>);  $\mu$  - коэффициент потерь;  $\rho$  - коэффициент объёмного разубоживания;  $h_o$  - скорость понижения добычных работ (м/год);  $S$  - площадь полезного ископаемого (м<sup>2</sup>).

$$h_o = \frac{h}{T}, \quad (93)$$

где  $h$  – высота уступа (м);  $T$  – среднее время подготовки горизонта (лет).

$$S = m \cdot L_p, \quad (94)$$

где  $m$  – горизонтальная мощность залежи (м);  $L_p$  – протяжённость залежи (м).

### **Контрольные вопросы:**

1. Как определяется производительность карьера по расстановке добычного оборудования?
2. От каких параметров зависит скорость углубки карьера?
3. Как определяется производительность карьера по транспортным возможностям?
4. Как определяется производительность карьера по экономическим факторам?
5. Как определяется скорость понижения добычных работ?
6. Как определяется производительность карьера по скорости понижения добычных работ?

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОНЕЧНОЙ ГЛУБИНЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Целью работы является развитие навыков определения границ карьеров на поперечных геологических разрезах с использованием граничного коэффициента вскрыши.

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНИЦ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ ПО КОНТУРНОМУ КОЭФФИЦИЕНТУ ВСКРЫШИ

Исходя из группы пород, слагающих залежь полезного ископаемого, характеристики пород, слагающих борт и геологических характеристик горных пород установить углы откосов бортов карьера в конечном положении.

Исходя из заданных геологических разрезов рудной залежи, граничного коэффициента вскрыши, ширины карьера по дну, высоты уступов и углов откоса уступов провести оконтуривание карьера с изображением его уступов и дна.

По принципу  $K_{гр} \geq K_k$  на каждом геологическом разрезе со стороны висячего и лежащего боков проводят линии под углом к горизонту, равным принятому углу откоса борта карьера в конечном положении.

Точка пересечения линий должна находиться в пределах залежи (Рис. 2). Перемещая эти линии по вертикали и горизонтали (при обязательном соблюдении принятых углов откосов бортов), находят такое их положение, при котором отношение отрезка  $L_{ni}$  каждой линии, идущей по вмещающим породам, к длине отрезка  $L_{pi}$ , идущего по полезному ископаемому до пересечения с такой же линией противоположного наклона, будет равно по величине граничному коэффициенту вскрыши, т.е.

$$K_{сп} = \frac{L_{ni}}{L_{pi}} \text{ и } K_{сп} = \frac{L_{nd}}{L_{pd}}. \quad (95)$$



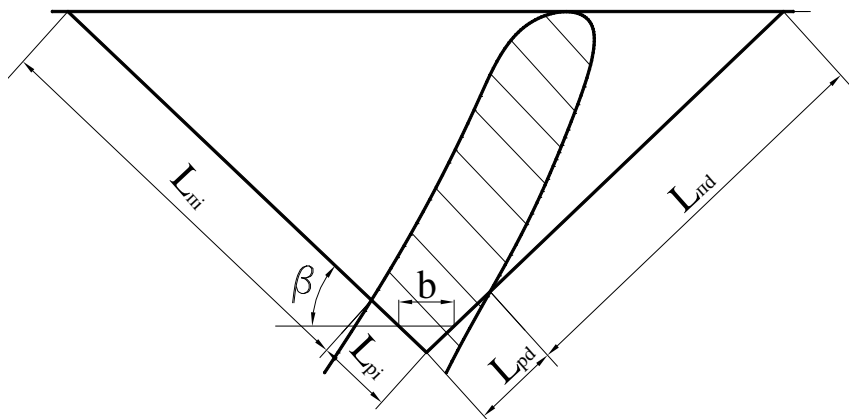


Рис.3. Геологический разрез рудной залежи

Такое положение наклонных линий будет ориентировочно соответствовать положению конечных бортов карьера при принятом  $K_{гр}$ . Дно карьера на каждом разрезе определяется горизонтальной линией, проведённой в пределах залежи. Длина этой прямой  $b$  выражает ширину карьера по дну и определяется нормами технологического проектирования.

В тех случаях, когда залежь представлена несколькими телами, найденным границам должно соответствовать соотношение:

$$K_{зр} = \frac{\sum_{j=1}^k L_{nj}}{\sum_{j=1}^k L_{pj}}, \quad (96)$$

где  $k$  – количество тел, представляющих залежь полезного ископаемого.

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНИЦ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ ПО ТЕКУЩЕМУ И СРЕДНЕМУ КОЭФФИЦИЕНТАМ ВСКРЫШИ

По принципу приравнивания граничного коэффициента текущему  $K_{гр} \geq K_t$  конечная глубина карьера определяется следующим образом: в соответствии с принятым направлением развития горных работ на глубину на поперечных разрезах вычерчиваются положения рабочих бортов карьера

при максимальных углах откосов. Определяются значения текущего коэффициента вскрыши по отношению отрезков (как при применении принципа  $K_{гр} \geq K_k$ ) и сравниваются с граничным коэффициентом вскрыши. Когда будет достигнуто равенство  $K_{гр} = K_t$ , фиксируются верхние бровки карьера и от них вниз под углами погашения проводятся борта карьера до взаимного пересечения. Затем строится дно карьера и определяется его конечная глубина. Если точка пересечения бортов лежит вне залежи, то карьер переносят параллельно самому себе до размещения указанной точки в центре залежи и далее поступают, как описано выше.

По принципу равенства граничного коэффициента среднему  $K_{гр} \geq K_{ср}$  границы карьера определяются методом последовательного приближения. Строится карьер первого приближения, подсчитывается объём вскрышных пород и полезного ископаемого, определяется средний коэффициент вскрыши и сравнивается с граничным коэффициентом. Если коэффициенты не совпадают, изменяют границы карьера (опускают или поднимают дно). И так до тех пор, пока не будет достигнуто соответствие граничного и среднего коэффициентов вскрыши.

### **Контрольные вопросы**

1. В чём состоит суть принципов оконтуривания геологических разрезов?
2. Назвать основные принципы оконтуривания геологических разрезов.

## РЕКОМЕНДАТЕЛЬНЫЙ БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

### Основной

1. Голик В.И. Разработка месторождений полезных ископаемых: Учебное пособие // М.: НИЦ ИНФРА-М, 2014. – 136 с.
2. Ермолаев В.А. Основы горного дела (открытые горные работы) // Кемерово: КузГТУ имени Т.Ф. Горбачева, 2012. – 66 с.
3. Иванов В.В. Открытые горные работы: учебное пособие / В.В. Иванов, А.А. Сидоренко, С.А. Сидоренко // Пятигорск: Изд-во ПФ СКФУ, 2019. – 120 с.
4. Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых // СПб: ЦОТПБСППО, 2015. – 216 с.
5. Репин Н.Я. Процессы открытых горных работ: учеб. / Н.Я. Репин, Л.Н. Репин // Москва: Горная книга, 2015. – 518 с.

### Дополнительный

6. Анистратов Ю.И. Справочник по открытым горным работам / Ю.И. Анистратов, К.Ю. Анистратов, М.И. Щадов // М.: НТЦ «Горное дело», 2010. – 725 с.
7. Арсентьев А.И. Разработка месторождений твердых полезных ископаемых открытым способом // СПб, изд. СПГТИ, 2010.
8. Истомин В.В. Производительность выемочных машин на карьерах: учебное пособие / В.В. Истомин, Н.Н. Рогатин // М.: МГИ, 1977. – 67 с.
9. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация // М.: Либроком, 2014. – 552 с.
10. Шпанский О.В. Технология и комплексная механизация добычи нерудного сырья для производства строительных материалов / О.В. Шпанский, Ю.Д. Буянов. // М.: Недра. 1996. - 462 с.

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение .....	3
Определение общих показателей трудности осуществления производственных процессов .....	4
Определение относительного показателя трудности бурения горной породы .....	4
Определение относительного показателя трудности экскавации горной породы .....	4
Определение относительного показателя трудности транспортирования горной породы .....	6
Расчет параметров буровзрывных работ .....	8
Определение основных параметров скважинного заряда .....	8
Определение необходимого количества буровых станков .....	9
Расчет выемочно-погрузочных работ экскаваторами .....	12
Расчет выемочно-погрузочных работ одноковшовыми экскаваторами с жесткой связью ковша и стрелы .....	12
Расчет выемочно-погрузочных работ экскаваторами драглайнами .....	18
Расчет карьерного транспорта .....	21
Расчет карьерного автомобильного транспорта .....	21
Расчет карьерного железнодорожного транспорта .....	22
Расчеты при траншейном вскрытии нового горизонта .....	27
Расчет параметров вскрытия нового горизонта .....	27
Построение графика организации горных работ .....	28
Определение возможной скорости углубки .....	29
Закон соотношения скоростей понижения горных работ и подвигания рабочих уступов .....	29
Скорость понижения добычных работ .....	30
Определение производительности карьера по различным факторам .....	31
Определение производительности карьера по расстановке добычного оборудования .....	31
Определение производительности карьера по транспортным возможностям .....	33
Определение производительности карьера по экономическим факторам .....	35
Определение производительности карьера по скорости понижения добычных работ .....	37
Определение конечной глубины открытых горных работ .....	39

Определение границ открытых горных работ по контурному коэффициенту вскрыши .....	39
Определение границ открытых горных работ по текущему и среднему коэффициентам вскрыши .....	40
Рекомендательный библиографический список .....	42