

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

**Кафедра разработки месторождений полезных ископаемых**

**РАЗРАБОТКА  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

*Методические указания к практическим занятиям  
для студентов магистратуры направления 20.04.01*

**САНКТ-ПЕТЕРБУРГ  
2021**

УДК 622.271 (073)

**РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ:**  
Методические указания к практическим занятиям / Санкт-Петербургский горный университет. Сост. *К.Р. Аргимбаев*. СПб, 2021. 25 с.

Изложены методические указания к практическим занятиям по дисциплине «Разработка месторождений полезных ископаемых».

Указания предназначены для студентов очной формы обучения направления подготовки 20.04.01 «Техносферная безопасность профиль» профиля «Управление безопасностью на предприятиях минерально-сырьевого комплекса»

Научный редактор доц. *Д.Н. Лигоцкий*

Рецензент к.т.н., *Д.В. Борисов*, (ООО «Берг-проект»)

© Санкт-Петербургский  
горный университет, 2021

## **РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

*Методические указания к практическим занятиям  
для студентов магистратуры направления 20.04.01*

Сост.: *К.Р. Аргимбаев*

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

Ответственный за выпуск *К.Р. Аргимбаев*

Лицензия ИД № 06517 от 09.01.2002

Подписано к печати 14.12.2021. Формат 60×84/16.  
Усл. печ. л. 1,6. Усл.кр.-отт. 1,6. Уч.-изд.л. 1,3. Тираж 30 экз. Заказ 1127.

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

## ВВЕДЕНИЕ

Изучение дисциплины «Разработка месторождений полезных ископаемых» способствует овладению студентами практических навыков в инженерных вопросах при разработки месторождений полезных ископаемых; в принятии решений по выбору направления развития горных работ в карьере, а также выбору комплексов технологического оборудования, которая осуществляется путем технико-экономического сравнения вариантов.

Результатами освоения дисциплины являются знание расчета оптимального варианта комплексов вскрышного и добычного выемочно-погрузочного и транспортного оборудования при разработке песчано-гравийного месторождения. Обоснование вариантов осуществляется по критерию минимальных приведенных затрат.

Темы практических занятий:

1. Подбор вариантов горно-транспортного оборудования и определение параметров карьера;
2. Определение технологических показателей;
3. Определение экономических показателей.

Над темой курса следует работать в соответствии с программой и методическими указаниями и рекомендованной литературой.

Условные обозначения и исходные данные представлены в таблицах 1, 2.

Таблица 1

Условные обозначения и единицы измерения в задании

№ пп	Наименование	Обозн.	Ед. изм.
1	Мощность покрывающих пород	$H_{пп}$	$м$
2	Мощность слоя полезного ископаемого	$H_{ми}$	$м$
3	Производительность карьера по полезному ископаемому	$Q_{год}$	$тыс. м^3/год$
4	Протяженность добычного фронта	$L_{дф}$	$м$
5	Плотность вскрышных пород	$\gamma_v$	$т/м^3$
6	Плотность полезного ископаемого	$\gamma_{ми}$	$т/м^3$

Окончание табл. 1

№ пп	Наименование	Обозн.	Ед. изм.
7	Коэффициент разрыхления вскрышных пород	$K_{pe}$	-
8	Коэффициент разрыхления полезного ископаемого	$K_{pm}$	-
9	Угол откоса уступа вскрышных пород	$\alpha_в$	град.
10	Угол откоса уступа полезного ископаемого	$\alpha_д$	град.
11	Расстояние от капитальной траншеи до дробильно-сортировочной фабрики (ДСФ)	$L_{дсф}$	км
12	Расстояние от капитальной траншеи до гаража	$L_{гар}$	км
13	Продолжительность рабочей смены	$t_{см}$	час
14	Руководящий уклон	$i_p$	%

Расстояние от вскрышного забоя до места разгрузки (м) на отвале определяется по чертежу (план карьера с внутренним отвалом). Режим работы – односменный, 5 дней в неделю 180 дней в году.

## 1. БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Скальные породы вскрыши требуют буровзрывной подготовки к выемочно-погрузочным работам. Расчет параметров буровзрывных работ производится согласно методики приведенная ниже.

Показатель трудности разрушения:

$$\Pi_p = 0,05 \cdot K_{mp} \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_p) + 0,0005 \cdot \gamma, \quad (1.1)$$

где  $K_{mp}$  – коэффициент учитывающий степень трещиноватости пород, принимаем равным 0,8;  $\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_{сд}$ , и  $\sigma_p$  – пределы прочности на сжатие, сдвиг, растяжение, МПа;  $\gamma$  – плотность породы,  $\frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$ .

Подготовка скальных вскрышных пород и руды к выемке осуществляется взрывным способом.

Относительный показатель трудности бурения:

$$\Pi_\sigma = 0,07 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сд}) + 0,0007 \cdot \gamma. \quad (1.2)$$

По значению показателя трудности бурения, выбирается буровой станок с шарошечным бурением.

## 1.1. Определение параметров буровзрывных работ

Эталонный удельный расход ВВ:

$$q_0 = 0,2 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_p) + 0,002 \cdot \gamma. \quad (1.3)$$

В соответствии с емкостью ковша экскаватора и кузова автосамосвалов размер кондиционного куска определяется по зависимостям:

$$d_k \leq 0,75 \cdot \sqrt[3]{E}, \quad (1.4)$$

$$d_k \leq 0,5 \cdot \sqrt[3]{V}, \quad (1.5)$$

где  $E$  – емкостью ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ ;  $V$  – емкость кузова,  $\text{м}^3$ .

Средний линейный размер куска, служащий показателем интенсивности дробления:

$$d_{cp} = \frac{1}{2} \cdot d_k. \quad (1.6)$$

где  $d_k$  – размер кондиционного куска, м.

Необходимая степень дробления горной массы:

$$N = 240 - 110 \cdot \lg d_{cp} + 5,5 \cdot (\lg d_{cp})^2, \quad (1.7)$$

где  $d_{cp}$  – средний линейный размер куска, м.

Начальное давление:

$$P_n = 0,00126 \cdot \gamma \cdot C_p - 1700, \quad (1.8)$$

где  $C_p$  – скорость продольных волн,  $\frac{\text{м}}{\text{с}}$ .

Скорость детонации:

$$D = 2 \sqrt{\frac{g}{\Delta} \cdot P_n \cdot 10^5}, \quad (1.9)$$

где  $g$  – ускорение силы тяжести,  $\text{М}/\text{с}^2$ ;  $\Delta$  – плотность ВВ при заряджании,  $\text{кг}/\text{м}^3$  ( $\Delta = 1000 \text{ кг}/\text{м}^3$ ),  $P_n$  – начальное давление, МПа.

Теплота взрыва:

$$Q_v = \frac{g \cdot (126 \cdot \gamma \cdot C_p - 1,7 \cdot 10^8)}{(\kappa - 1) \cdot \Delta}. \quad (1.10)$$

По расчетным данным принимаем взрывчатое вещество – гранулолitol ( $Q_v = 3642 \text{ кДж}/\text{кг}$ ;  $D = 5,5 - 6,5 \text{ м}/\text{с}$ ;  $\Delta = 0,9 \text{ кг}/\text{м}^3$ ).

*Удельный расход по методике проф. В.Н. Мосинца.*

Удельный расход на дробление:

$$q_{op} = \frac{1800 \cdot (\sqrt{f} + 0,16 \cdot \lg V_n) \cdot N}{Q_v^{1+\eta}}, \quad (1.11)$$

где  $f$  – коэффициент крепости взрываеваемых пород,  $f = \sigma_{сж} / 10$ ;  $Q_v$  – удельная потенциальная энергия принятого ВВ,  $Q_v = 371253,8 \text{ кгс} \cdot \text{с}/\text{кг}$ ;  $V_n$  – скорость нагружения массива при взрыве (для промышленных ВВ  $V_n = 10^4 \text{ кгс}/\text{см}^2 \cdot \text{с}$ );  $\eta$  – коэффициент полезного действия взрыва,  $\eta = 0,04$ .

Возможная скорость разлета кусков взорванной горной массы:

$$V_o = \frac{72000}{\gamma} \cdot q_{op}, \quad (1.12)$$

где  $q_{op}$  – удельный расход ВВ на дробление,  $\text{кг}/\text{м}^3$ .

Удельный расход ВВ на перемещение взорванных пород:

$$q_n = \frac{\gamma \cdot \ln K_p \cdot V_o^2}{Q_v^{1+\eta} \cdot 2g}, \quad (1.13)$$

где  $K_p$  - коэффициент разрыхления.

Суммарный расход ВВ:

$$q_{\Sigma} = q_{op} + q_n, \quad (1.14)$$

где  $q_n$  - удельный расход ВВ на перемещение взорванных пород,  $\frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$ .

Диаметр скважинного заряда:

$$d_{скв} = \frac{c + H_y \cdot \text{ctg}\alpha}{\sqrt{\frac{0,785 \cdot \Delta \cdot \tau}{q \cdot m}}}, \quad (1.15)$$

где  $c$  - расстояние от верхней бровки уступа до скважины,  $c = 2$  м;  $H_y$  - высота уступа, м;  $\alpha$  - гол откоса уступа, град;  $\tau$  - коэффициент использования скважины, (0,6-0,7);  $m$  - коэффициент сближения скважин,  $m = 1$  (для трудновзрывааемых пород).

Расчет величины линии сопротивления по подошве:

$$W = \frac{\sqrt{0,56P^2 + 4 \cdot m \cdot P \cdot q_p \cdot H_y \cdot l - 0,75P}}{2 \cdot m \cdot q \cdot H_y}, \quad (1.16)$$

где  $P$  - вместимость 1 м скважины,  $\frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$ ;  $q_p$  - расчетный удельный расход ВВ,  $\frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$ ;  $l$  - глубина скважины, м.

$$P = \frac{\pi \cdot d_{скв}^2}{4} \cdot \Delta, \quad (1.17)$$

где  $d_{скв}$  - диаметр скважины, м.

Условия безопасности бурения скважин первого ряда:

$$W_6 = H_y \cdot \text{ctg}\alpha + C. \quad (1.18)$$

Условие  $W \geq W_6$ .

Расстояние между зарядами в ряду:

$$a = (0,85 \div 1) \cdot W, \quad (1.19)$$

где  $W$  - расчетная линия сопротивления по подошве, м.

Расстояние между рядами скважин при короткозамедленном взрывании:

$$b = (0,9 \div 1) \cdot a, \quad (1.20)$$

где  $a$  - расстояние между зарядами в ряду, м.

Перебур скважины:

$$l_n = 10 \cdot d_{скв}. \quad (1.21)$$

Глубина скважины:

$$l_{скв} = \frac{H_y}{\sin \alpha_{скв}} + l_n, \quad (1.22)$$

где  $\alpha_{скв}$  - угол наклона скважины к горизонту, град;  $l_n$  - глубина перебура, м.

Длина забойки:

$$l_{заб} = (20 \div 35) \cdot d_{скв}. \quad (1.23)$$

Длина заряда в скважине:

$$l_{зар} = \frac{Q_3}{P}, \quad (1.24)$$

где  $Q_3$  - масса заряда в скважине, кг.

$$Q_3 = q \cdot W \cdot a \cdot H_y. \quad (1.25)$$

Используем сплошной заряд.

Полученная длина заряда проверяется по условию:

$$l_{зар} \leq (l_{скв} - l_{заб}). \quad (1.26)$$

Объем одновременно взрывающегося блока:



$$V_{\text{вб}} = H_y \cdot Ш_{\text{вб}} \cdot L_{\text{вб}}, \quad (1.27)$$

где  $Ш_{\text{вб}}$  - ширина взрываемого блока, м;  $L_{\text{вб}}$  - длина взрываемого блока, м.

Интервал замедления:

$$\tau_z = \kappa_\tau \cdot W, \quad (1.28)$$

где  $\kappa_\tau$  - коэффициент, зависящий от взрываемости породы,  $\kappa_\tau = 3$ .

Приближенно ожидаемая ширина развала при однорядном мгновенном взрывании:

$$B_o = k_\epsilon \cdot k_\beta \cdot \sqrt{q} \cdot H_y, \quad (1.29)$$

где  $k_\epsilon$  - коэффициент, характеризующий взрываемость пород,  $k_\epsilon = 2$ ;  $k_\beta$  - коэффициент, учитывающий угол наклона скважин к горизонту,  $k_\beta = 1$ .

Ширина заходки:

$$A = 1,7 \cdot R_{\text{чy}}, \quad (1.30)$$

где  $R_{\text{чy}}$  - радиус черпанья на горизонте установки, м.

Ширина развала при взрывании зарядами:

$$B_1 \cong A \cdot N_{\text{зах}},$$

где  $N_{\text{зах}}$  - количество заходов экскаватора, шт;  $A$  - ширина заходки экскаватора, м.

Тогда:

$$n = \frac{B_1 - k_3 \cdot B_o}{b} + 1, \quad (1.31)$$

где  $B_1$  - ширина развала, м;  $k_3$  - коэффициент дальности отброса взорванной породы,  $k_3 = 0,88$ ;  $B_o$  - приближенно ожидаемая ширина развала при однорядном мгновенном взрывании, м.

Ширина развала при многорядном короткозамедленном взрывании без подпорной стенки:

$$B_m \cong k_3 \cdot B_o + (n-1) \cdot b, \quad (1.32)$$

где  $n$  - число рядов скважин.

Высота развала:

$$H_{pm} = (0,6 \div 1,0) \cdot H_y. \quad (1.33)$$

Длина взрываемого блока равна:

$$L_{вб} = \frac{N_c \cdot N_{см} \cdot Q_{э(см)}}{Ш_{вб} \cdot H_y}, \quad (1.34)$$

где  $N_c = 7$  - оптимальная продолжительность бесперебойной работы экскаватора, сут;  $N_{см}$  - число смен работы экскаватора в сутки;  $Q_{э(см)}$  - сменная производительность экскаватора,  $\text{м}^3/\text{см}$ .

$$Q_{э(см)} = \frac{3600}{t_u} \cdot E \cdot T_{см} \cdot k_3 \cdot k_u, \quad (1.35)$$

где  $T_{см}$  - длительность смены, ч;  $t_u$  - длительность цикла экскаватора, с;  $k_u$  - коэффициент использования экскаватора во времени;  $k_n$  - коэффициент наполнения ковша;  $k_p$  - коэффициент разрыхления пород в ковше;  $k_3 = \frac{k_n}{k_p}$  - коэффициент экскавации  $k_3 = 0,56$ .

Расчетная длительность цикла экскаватора:

$$t_u = t_{чер} + t_{повор} + t_{разгр}, \quad (1.36)$$

где  $t_{чер}$  - время черпания, с;  $t_{повор}$  - время поворота, с;  $t_{разгр}$  - время на разгрузку экскаватора, зависит от типа пород и емкости ковша экскаватора (для скальных пород при емкости ковша  $E = 5 \text{ м}^3$   $t_{разгр} = 1,1$  ), с.

$$t_{\text{чер}} = \frac{\Pi_{\text{э.ф}}}{\Pi_{\text{э.н}}} \cdot t_{\text{ч.н}} \cdot K_p, \quad (1.37)$$

где  $\Pi_{\text{э.ф}}$  – фактический показатель трудности экскавации;  $\Pi_{\text{э.н}}$  – паспортный показатель трудности экскавации;  $t_{\text{ч.н}}$  – паспортная продолжительность черпания ( $t_{\text{ч.н}} = 9$ ), с;  $K_p$  – коэффициент разрыхления (при выемке из развала  $K_p = 1,3$ ).

$$\Pi_{\text{э.ф}} = (2,8 \div 3,2) \cdot \Pi_{\text{э.н}}. \quad (1.38)$$

$$t_{\text{повор}} = \frac{\beta_{\text{ф}}}{\beta_n} \cdot t_{\text{н.н}}, \quad (1.39)$$

$\beta_{\text{ф}}$  – фактический угол поворота экскаватора в забое ( $\beta_{\text{ф}} = 120 \div 130^\circ$ );  $\beta_n$  – паспортный угол поворота экскаватора в забое ( $\beta_n = 90^\circ$ );  $t_{\text{н.н}}$  – паспортная продолжительность поворота, с.

Для дальнейших расчетов принимаем время цикла 38 с.

Скорость подвигания забоя:

$$V_3 = \frac{Q_3^{\text{сут}}}{A \cdot h_p}, \quad (1.40)$$

где  $Q_3^{\text{сут}}$  – суточная производительность экскаватора по п.и.,  $\text{м}^3/\text{сут}$ ;

$h_p$  – высота развала, м.

$$h_p = (0,8 \div 1) \cdot H_y. \quad (1.41)$$

Ширина взрываемого блока:

$$Ш_{\text{вб}} = W + (n_p - 1) \cdot b. \quad (1.42)$$

Объем взрываемого блока:

$$V_{\text{вб}} = H_y \cdot Ш_{\text{вб}} \cdot L_{\text{вб}}. \quad (1.43)$$

Выход взорванной массы с 1 м скважины:

$$V_{см} = \frac{(W + (n_p - 1) \cdot b) \cdot a_{ср} \cdot H_y}{n_p \cdot l_{ср}}, \quad (1.44)$$

где  $n_p$  - количество рядов взрывааемых скважин;  $a_{ср}$  - среднее расстояние между скважинами в ряду, м;  $l_{ср}$  - средняя глубина скважин, м.

Количество скважин во взрывном блоке:

$$N_{скв} = \left( \frac{L_{об}}{a} + 1 \right) \cdot n_p. \quad (1.45)$$

Общая длина скважин во взрывном блоке:

$$L_{общ} = N_{скв} \cdot l_{скв}, \quad (1.46)$$

где  $N_{скв}$  - количество скважин во взрывном блоке.

Общая масса заряда во взрывном блоке:

$$Q_{общ} = q \cdot V_{об}, \quad (1.47)$$

где  $V_{об}$  - объем взрывааемого блока, м<sup>3</sup>.

## 1.2. Производительность буровых станков

Сменная производительность бурового станка без учета внеплановых простоев:

$$Q_{см} = \frac{T_{см} - (T_{нз} + T_p)}{t_o + t_g}, \quad (1.48)$$

где  $T_{см}$ ,  $T_{нз}$ ,  $T_p$  - продолжительность смены, подготовительно-заключительных операций и регламентированных перерывов в смене ( $T_{см} = 8$  ч,  $T_{нз} + T_p = 0,5 \div 1$  ч), ч;  $t_o$  и  $t_g$  - основное и вспомогательное время на бурение 1 м скважины (для шарошечного бурения  $t_g = 2,5 \div 5$  мин, принимаем  $t_g = 5$  мин = 0,083 ч), ч.

$$t_o = \frac{1}{v_{\delta}}, \quad (1.49)$$

где  $v_{\delta}$  – техническая скорость бурения скважин,  $\frac{\text{м}}{\text{ч}}$ .

Для шарошечного бурения:

$$v_{\delta} = \frac{2,5 \cdot 10^{-2} \cdot P_o \cdot n_g}{\Pi_{\delta} \cdot d_{\delta}^2}, \quad (1.50)$$

где  $d_{\delta}$  – диаметр долота, м;  $P_o$  – усилие подачи, кН;  $n_g$  – частота вращения бурового става,  $\text{с}^{-1}$ .

$$P_o = 13 \cdot d_{\delta}. \quad (1.51)$$

На практике частота вращения бурового инструмента составляет  $0,6 \div 2 \text{ с}^{-1}$  при усилнии подачи 18-7 кН на 1 см диаметра долота, принимаем  $n_g = 2 \text{ с}^{-1}$ .

Годовая производительность бурового станка:

$$L_{z.cm} = Q_{cm} \cdot n_{cm} \cdot N \cdot k_u, \quad (1.52)$$

где  $Q_{cm}$  – сменная производительность бурового станка,  $\frac{\text{м}}{\text{см}}$ ;  $n_{cm}$  – число рабочих смен станка в сутки, ( $n_{cm} = 3$ );  $N$  – число рабочих дней в году, ( $N = 357$ );  $k_u$  – коэффициент использования станка ( $k_u = 0,35 \div 0,5$  – при двухсменной работе).

Необходимое количество рабочих станков:

$$N_{cm} = \frac{Q_p}{V_{z.m} \cdot L_{z.cm}} \quad (1.53)$$

где  $Q_p$  - производительность карьера по руде,  $\text{м}^3/\text{год}$ ;  $V_{г.м}$  - выход горной массы,  $\text{м}^3/\text{м}$ ;  $L_{г.ст}$  - годовая производительность бурового станка по руде,  $\text{м}/\text{год}$ .

На период производства массовых и вторичных взрывов приостанавливаются работы экскаваторов, буровых станков и транспорта в пределах опасной зоны.

## 2. ПОДБОР ВАРИАНТОВ ГОРНО-ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРА СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Параметры карьера определяются из его геометрических размеров в плане и разрезах (рисунок 1).

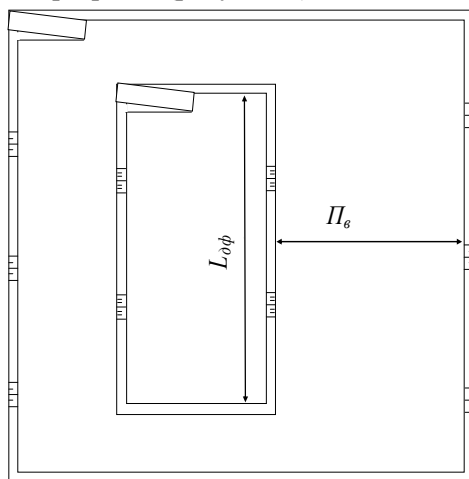


Рис.1. План карьера

$L_{оф}$  - длина фронта работ на добычном уступе, м;  $\Pi_g$  - разнос вскрышного уступа, м

Уступ – часть толщи горных пород в карьере, имеющая рабочую поверхность в форме ступени и разрабатываемая самостоятельными средствами выемки, погрузки и транспорта. В соответствии с «Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» высота уступа

определяется проектом с учетом результатов исследований физико-механических свойств горных пород и полезного ископаемого, а также горно-геологических условий их залегания и параметров оборудования.

При применении гидравлических экскаваторов и погрузчиков безопасная высота уступа определяется расчетами с учетом траектории движения ковша экскаватора (погрузчика).

При применении канатных экскаваторов высота уступа не должна превышать:

- максимальную высоту черпания экскаватора;
- высоту или глубину черпания драглайна, многоковшовых цепных и роторных экскаваторов.

Высота уступа принимается равной мощности вскрышного или добычного слоя.

## **2.1. Подбор вариантов горно-транспортной техники**

Модель экскаватора подбирается при условии соблюдения безопасности ведения горных работ в карьере. Главным техническим параметром, определяющим пригодность использования экскаватора, является высота (глубина) черпания. При этом необходимо учитывать и производительность выемочной машины (очевидно, что не стоит применять мощные экскаваторы с высотой (глубиной) черпания до 15-20 м на уступах мощностью 2-3 м).

В качестве рассматриваемых вариантов предложено использовать модели экскаваторов из таблицы П. 3.

Исходя из условий, карьер песчано-гравийных смесей состоит из одного вскрышного и одного добычного уступа. Для выполнения выемочно-погрузочных работ в карьере и своевременного подвигания вскрышного и добычного уступов необходимо задействовать в карьере по одному экскаватору на каждом уступе.

Для выбора оптимальной модели выемочно-погрузочной техники необходимо сравнить как минимум по два варианта экскаваторов на вскрышном и добычном уступе.

Согласно выбранным типам экскаваторов на вскрышные и добычные работы подбираются по два типа автосамосвалов (таблица П. 4). Автосамосвал принимается из условия наполнения его кузова 3-6 ковшами экскаватора.

После подбора нескольких комплектов горно-транспортного оборудования выполняются расчеты по критерию минимально приведенных затрат по каждому варианту техники. Расчеты рекомендуются выполнить при помощи программного продукта Microsoft Excel.

Длина фронта работ на вскрышном уступе:

$$L_{\text{вф}} = L_{\text{дф}} + 2 \cdot b_{\text{мп}} + 2 \cdot h_{\text{д}} \cdot \text{ctg}\alpha_{\text{д}} + 2 \cdot h_{\text{в}} \cdot \text{ctg}\alpha_{\text{в}}, \quad (2.1)$$

где  $L_{\text{дф}}$  - длина фронта работ на добычном уступе, м;  $b_{\text{мп}}$  - ширина транспортной бермы, 20 м;  $h_{\text{д}}$ ,  $h_{\text{в}}$  - высота добычного и вскрышного уступов, м;  $\alpha_{\text{д}}$ ,  $\alpha_{\text{в}}$  - углы откоса добычного и вскрышного уступов, град.

Разнос вскрышного уступа:

$$\Pi_{\text{в}} = \frac{Q_{\text{дгод}}}{4 \cdot L_{\text{вф}} \cdot h_{\text{д}}}, \quad (2.2)$$

где  $Q_{\text{дгод}}$  - годовая производительность карьера по полезному ископаемому,  $\text{м}^3/\text{год}$ ;  $L_{\text{вф}}$  - длина фронта работ на вскрышном уступе, м.

Ширина карьера по верху:

$$\text{Ш} = 2 \cdot h_{\text{в}} \cdot \text{ctg}\alpha_{\text{в}} + b_{\text{мп}} + b^{\text{I}} + 2 \cdot h_{\text{д}} \cdot \text{ctg}\alpha_{\text{д}} + \Pi_{\text{в}}, \quad (2.3)$$

где  $b^{\text{I}}$  - ширина разрезной траншеи 30 м;  $\Pi_{\text{в}}$  - разнос вскрышного уступа, м.

## 2.2. Определение технологических показателей

Коэффициент использования грузоподъемности автосамосвалов:

$$K_q = \frac{E_a \cdot \gamma_{\text{му}}}{q \cdot K_p}, \quad (2.4)$$



где  $E_a$  - геометрическая вместимость кузова автосамосвала (с шапкой),  $\text{м}^3$ ;  $\gamma_{nu}$  - плотность полезного ископаемого в целике,  $\frac{\text{т}}{\text{м}^3}$ ;  $q$  - грузоподъемность автосамосвала, т;  $K_p$  - коэффициент разрыхления породы или полезного ископаемого.

Время рейсов автосамосвала на вскрышных работах:

$$t_{ep} = \frac{60 \cdot q_1 \cdot K_{q1}}{\gamma_{впл} \cdot \mathcal{E}_q^e} + \frac{3 \cdot L_{вф}}{25 \cdot V_3} + \frac{3 \cdot \text{Ш}}{25 \cdot V_c} + t_p + t_m, \quad (2.5)$$

где  $\mathcal{E}_q^e$  - производительность экскаватора на вскрыше,  $\frac{\text{м}^3}{\text{час}}$ ;  $V_3$ ,  $V_c$  - скорости движения автосамосвалов по забойным и соединительным дорогам соответственно 20 и 25  $\frac{\text{км}}{\text{час}}$ ;  $t_p$  - время разгрузки автосамосвала, мин;  $t_m$  - время маневров и ожидания автосамосвалов на один рейс, мин; Ш - ширина карьера по верху, м;  $K_{q1}$  - коэффициент использования грузоподъемности автосамосвалов на вскрышных работах.

Время рейсов автосамосвала на добычных работах:

$$t_{dp} = \frac{60 \cdot q_2 \cdot K_{q2}}{\gamma_{двл} \cdot \mathcal{E}_q^d} + \frac{3 \cdot L_{дф}}{100 \cdot V_3} + \frac{3 \cdot \text{Ш}}{25 \cdot V_c} + \frac{3 \cdot L_{mp}}{25 \cdot V_n} + \frac{2 \cdot L_n \cdot 60}{V_n} + t_p + t_m, \quad (2.6)$$

где  $\mathcal{E}_q^d$  - производительность экскаватора на добыче,  $\frac{\text{м}^3}{\text{час}}$ ;  $L_{mp}$  - длина трассы внутренней капитальной траншеи, м;  $L_n$  - расстояние от устья траншеи до ДСФ, км;  $V_n$ ,  $V_n$  - скорости движения автосамосвалов по траншейным дорогам и дорогам на поверхности соответственно 20 и 40  $\frac{\text{км}}{\text{час}}$ .

Сменная производительность одного автосамосвала:

$$Q_{асм} = \frac{60 \cdot 0,9 \cdot q \cdot K_q \cdot T_{см} \cdot \alpha}{t_p}, \quad (2.7)$$

где 0,9 - принятый в практике проектирования коэффициент использования смены;  $K_q$  - коэффициент использования грузоподъемности автосамосвалов;  $T_{см}$  - продолжительность рабочей смены, ч;  $\alpha$  - коэффициент, учитывающий неравномерность перевозок  $\alpha = 0,8 - 0,95$  отражает уровень организации перевозок;  $t_p$  - время рейса автосамосвала, мин.

Расчетный сменный парк автосамосвалов:

$$N_{рсм} = \frac{Q_{год} \cdot \gamma_{пл}}{Q_{асм} \cdot n_{см} \cdot N_{рди}}, \quad (2.8)$$

где  $Q_{год}$  - годовой объем перевозок на вскрыше или добыче,  $m^3$ ;  $\gamma_{пл}$  - плотность вскрышных пород или полезного ископаемого в целике,  $\frac{T}{M^3}$ ;  $Q_{асм}$  - сменная производительность одного автосамосвала на вскрыше и добыче,  $\frac{T}{см}$ ;  $n_{см}$  - число рабочих смен в сутки;  $N_{рди}$  - число рабочих дней в году.

Суточный пробег автосамосвалов на вскрыше:

$$L_{сут}^e = 2 \cdot \left[ \frac{Q_{асм}^e}{q_1 \cdot K_{q1}} \cdot 2 \cdot \left( \frac{L_{вф} + Ш}{1000} + \frac{2 \cdot L_{мп}}{1000} \right) + 2 \cdot L \right], \quad (2.9)$$

где  $L$  - расстояние от автогаража до капитальной траншеи, км.

Суточный пробег автосамосвалов на добыче:

$$L_{сут}^d = 2 \cdot \left[ \frac{Q_{асм}^d}{q_2 \cdot K_{q1}} \cdot 2 \cdot \left( \frac{L_{дф}}{4000} + \frac{Ш}{1000} + \frac{L_{мп}}{1000} + L_n \right) + 2 \cdot L \right], \quad (2.10)$$

где  $L_n$  - расстояние от устья капитальной траншеи до ДСФ.

### 2.3. Определение экономических показателей

Годовая зарплата шоферов с отчислением на социальное страхование:

$$\mathcal{E}_3 = T_c \cdot K_{дз} \cdot K_d \cdot n_{снис} \cdot T_{см} \cdot N_{рди} \cdot \alpha, \quad (2.11)$$

где  $T_c$  - тарифная часовая ставка шофера, руб;  $K_{o3}$  - норматив отчислений на дополнительную зарплату, включая отпуск,  $K_{o3} = 1,1$ ;  $K_o$  - норматив отчислений на доплаты к зарплате, включая премии,  $K_o = 1,2$ ;  $n_{cmc}$  - списочный состав шоферов;  $T_{cm}$  - продолжительность смены, ч;  $\alpha$  - норматив отчислений на социальное страхование,  $\alpha = 1,12$ .

Годовая сумма амортизационных отчислений на технологический транспорт:

$$\mathcal{E}_{ам} = \frac{\alpha_a \cdot C_a}{100} \cdot \frac{L_{zod}}{1000} \cdot N_{инв}, \quad (2.12)$$

где  $\alpha_a$  - общая норма амортизации, %;  $C_a$  - стоимость автосамосвала, руб;  $L_{zod}$  - суммарный фактический пробег автосамосвала за год работы, км;  $N_{инв}$  - инвентарное количество единиц техники, шт.

Годовые затраты на технической обслуживание и текущий ремонт автомобиля:

$$\mathcal{E}_{то} = C_{то} \cdot \frac{L_{zod}}{1000} \cdot N_{инв}, \quad (2.13)$$

где  $C_{то}$  - норматив затрат на техобслуживание и текущий ремонт автомобиля на 1000 км пробега.

Годовые затраты на замену, восстановление и ремонт шин:

$$\mathcal{E}_{ш} = C_{ш} \cdot \frac{L_{zod}}{1000} \cdot N_{инв}, \quad (2.14)$$

где  $C_{ш}$  - норматив затрат на замену, восстановление и ремонт шин на 1000 км пробега.

Годовые затраты на горючее:

$$\mathcal{E}_{zop} = C_{zop} \cdot \frac{L_{zod}}{100} \cdot \Pi_{zop} \cdot N_{инв}, \quad (2.15)$$

где  $C_{гор}$  - расход топлива на 100 км пробега автосамосвала, л;  $\Pi_{гор}$  - стоимость дизельного топлива, руб/л.

Годовые затраты на смазочные материалы:

$$\mathcal{E}_m = 0,084 \cdot \frac{C_{гор} \cdot L_{гор}}{100} \cdot \Pi_m \cdot N_{инв}, \quad (2.16)$$

где 0,084 - норма расхода смазочных материалов;  $\Pi_m$  - стоимость смазочных материалов 50 руб.

Годовые затраты на содержание автогаража:

$$\mathcal{E}_{аз} = C_l \cdot N_{инв} \cdot T_{час} \cdot N_{рди}, \quad (2.17)$$

где  $C_l$  - текущие расходы на 1 автомобиле-час 25 руб;  $T_{час}$  - число часов работы автосамосвала в сутки.

Суммарные годовые эксплуатационные затраты на автотранспорт:

$$\sum \mathcal{E}_{тр} = \mathcal{E}_з + \mathcal{E}_{ам} + \mathcal{E}_{мо} + \mathcal{E}_{и} + \mathcal{E}_{гор} + \mathcal{E}_m + \mathcal{E}_{аз} + \mathcal{E}_{дор}. \quad (2.18)$$

Капитальные затраты на приобретение автосамосвалов:

$$K_a = 1,037 \cdot C_a \cdot N_{инв}, \quad (2.19)$$

где 1,037 - коэффициент, учитывающий первоначальный запас стоимости запчастей.

Капитальные затраты на строительство гаража:

$$K_{аз} = C_x \cdot N_{инв}, \quad (2.20)$$

где  $C_x$  - стоимость строительства гаража в расчете на 1 инвентарный самосвал, от 150000 до 250000 руб.

Капитальные затраты на строительство автодорог в карьере:

$$K_{дор} = C_{дор} \cdot L_{дор}, \quad (2.21)$$

где  $C_{дор}$  - стоимость строительства 1 км карьерной автодороги, 200000 руб;  $L_{дор}$  - протяженность дорог в карьере, км.

Суммарные капитальные затраты на автотранспорт:

$$\sum K_{mp} = K_a + K_{az} + K_{дор}. \quad (2.22)$$

Число экскаваторов в карьере для производства вскрышных работ и добычи полезного ископаемого:

$$N_{экск} = \frac{Q_{год}}{Q_{годэкск}}, \quad (2.23)$$

где  $Q_{год}$  - годовой объем вскрышных пород или полезного ископаемого,  $m^3$ ;  $Q_{годэкск}$  - годовая производительность экскаватора на вскрыше или добыче,  $m^3/год$ .

Капитальные затраты на экскаваторы:

$$K_{экск} = C_{экск} \cdot N_{экск} \cdot (1 + K_{сд} + K_{см} + K_{сз}), \quad (2.24)$$

где  $C_{экск}$  - стоимость экскаватора, руб;  $N_{экск}$  - число экскаваторов на вскрыше и добыче;  $K_{сд}$  - коэффициент, учитывающий транспортные расходы на доставку экскаватора ( $K_{сд} = 0,07$ );  $K_{см}$  - коэффициент, учитывающий стоимость монтажа экскаватора ( $K_{см} = 0,08$ );  $K_{сз}$  - коэффициент, учитывающий стоимости запасных частей к экскаватору ( $K_{сз} = 0,037$ );  $N_{экск}$  - число экскаваторов в карьере, шт.

Эксплуатационные расходы на текущее содержание экскаваторов:

$$\mathcal{E}_{экск} = \Pi_p + \mathcal{Z}_{кч} \cdot N_{рдн} \cdot T_{см} \cdot n_{см} + \mathcal{Z}_{мч} \cdot N_{рдн} \cdot T_{см} \cdot n_{см}, \quad (2.25)$$

где  $\Pi_p$  - постоянные годовые расходы на экскаватор, руб;  $\mathcal{Z}_{кч}$  - расходы на календарный час, руб;  $\mathcal{Z}_{мч}$  - расходы на машино-час экскаватора, руб.

Приведенные затраты:

$$\mathcal{Z}_{прив} = 0,15 \cdot (\sum K_{mp} + K_{экск}) + (\sum \mathcal{E}_{mp} + \mathcal{E}_{экск}), \quad (2.26)$$

# Приложения

Таблица П.1

## Варианты исходных данных

Вариант	$\sigma_{сж}$	$\sigma_{сд}$	$\sigma_p$	$H_{ни}$	$H_{тп}$	$Q_{оход}$	$L_{обф}$	$\gamma_e$	$\gamma_{ни}$	$K_{рас}$	$K_{тпн}$	$\alpha_g$	$\alpha_{ни}$	$L_{осф}$	$L_{свп}$	$t_{см}$	$I_p$
1	160	32	20	5	8	290	580	2,1	2,3	1,15	1,25	38	32	7,6	6,4	12	60
2	140	34	15	6	9	250	420	2,05	2,25	1,12	1,22	39	33	7,8	6,6	8	65
3	150	40	20	9	7	400	450	2	2,2	1,1	1,2	42	36	8,4	7,2	12	70
4	165	35	15	6	8	280	470	1,95	2,15	1,07	1,17	39	33	7,8	6,6	8	75
5	140	36	10	7	10	250	360	1,9	2,1	1,05	1,15	40	34	8	6,8	12	80
6	150	31	10	8	9	470	590	1,85	2,05	1,02	1,12	41	35	8,2	7	8	60
7	145	40	10	9	8	420	470	1,8	2	1,1	1,1	42	36	8,4	7,2	12	65
8	130	42	15	10	4	500	500	2,1	2,3	1,15	1,25	43	37	8,6	7,4	8	70
9	123	50	10	8	8	360	450	2,05	2,25	1,12	1,22	41	35	8,2	7	12	75
10	158	35	15	9	5	450	500	2	2,2	1,1	1,2	42	36	8,4	7,2	8	80
11	124	34	15	7	9	370	530	1,95	2,15	1,07	1,17	40	34	8	6,8	12	60
12	135	38	10	5	9	310	620	1,9	2,1	1,05	1,15	38	32	7,6	6,4	8	65
13	150	41	15	7	8	390	560	1,85	2,05	1,02	1,12	40	34	8	6,8	12	70
14	160	43	10	8	7	420	530	1,8	2	1,1	1,1	41	35	8,2	7	8	75
15	155	35	10	9	9	480	540	2,1	2,3	1,15	1,25	42	36	8,4	7,2	12	80
16	151	36	15	10	13	530	530	2,05	2,25	1,12	1,22	43	37	8,6	7,4	8	60
17	160	38	10	9	4	460	520	2	2,2	1,1	1,2	42	36	8,4	7,2	12	65
18	170	28	10	8	6	390	490	1,95	2,15	1,07	1,17	41	35	8,2	7	8	70
19	141	39	15	7	7	320	460	1,9	2,1	1,05	1,15	40	34	8	6,8	12	75
20	150	40	20	6	7	250	420	1,85	2,05	1,02	1,12	39	33	7,8	6,6	8	80

Таблица П. 2

## Характеристики экскаваторов

Модель экскаватора	ЭО-4112		ЭО-6112Б		ЭО-2503	ЭЖТ-3	ЭЖТ-5А	ЭЖТ-8И
	Прямая лопата	Драглайн	Прямая лопата	Драглайн				
Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	0,75	0,6	1,25	1,25	2,5	3	5	8
Высота (глубина) черпания, м	7,9	7,3	9,3	7,5	9,3	10	10,3	12,5
Производительность, м <sup>3</sup> /ч	Глины	40	65	58	150	170	280	355
	ПГС	55	100	95	190	220	320	450
Стоимость экскаватора, тыс. руб	2067,6		2791,8		3768,9	3750	4974	9900
Постоянные расходы на экскаватор, тыс. руб/год	1092		735		992,3	637,5	1056	1737
Расходы на календарный час, руб	228		134,4		181,4	96,6	99	120
Расходы на машино-час, руб	216		120		162	86	96	156

Таблица П. 3

## Характеристики автосамосвалов

Модель самосвала	МАЗ-503	КрАЗ-256Б	БелАЗ-7540	БелАЗ-7548
Грузоподъемность, т	7	12	27	40
Вместимость кузова с шпкой, м <sup>3</sup>	5	7,5	18	26
Норма амортизации, %	15	16	17	17
Тарифная часовая ставка водителя, руб/час	110	120	145	155
Норматив затрат на ТО и ТР, руб/1000 км	2000	3550	14700	18670
Норматив затрат на восстановление и ремонт шин, руб/1000 км	1100	2430	6870	8980
Нормативный расход топлива на 100 км пробега, л	28	48	135	160



## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Чирков А.С.* Добыча и переработка строительных горных пород. М.: Изд-во МГГУ, 2001. 623 с.
2. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов. Л.: Стройиздат, 1977. 368 с.
3. *Трубецкой К.Н.* Открытые горные работы: справочник / К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий, Н.Н. Мельников и др. М.: Горное бюро, 1994. 513 с.
4. *Томаков П.И., Наумов И.К.* Технология, механизация и организация открытых горных работ. М.: Недра, 1992. 413 с.
5. *Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В.* Проектирование карьеров: Учебник для Вузов: В 2 т. - 2-е изд., перераб. и доп. М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. 703 с.

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	3
1. Буровзрывные работы на месторождениях <u>строительных</u> материалов .....	4
1.1. Определение параметров буровзрывных работ .....	5
1.2. Производительность буровых станков .....	12
2. Подбор вариантов горно-транспортного оборудования и определение параметров карьера строительных материалов.....	14
2.1. Подбор вариантов горно-транспортной техники .....	14
2.2. Определение технологических <u>показателей</u> .....	16
2.3. Определение экономических показателей.....	19
Приложения .....	22
Библиографический список.....	27