



Негосударственное частное образовательное учреждение
высшего образования
«Технический университет УГМК»

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО
ПРОЕКТА ПО ДИСЦИПЛИНЕ**

ОТКРЫТАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Специальность	<u>21.05.04 Горное дело</u>
Направленность (профиль)	<u>Подземная разработка рудных месторождений</u>
Уровень высшего образования	<u>Специалитет</u> <i>(бакалавриат, специалитет, магистратура)</i>

Автор - разработчик: Бурмистров К.В., канд. техн. наук, доцент
Рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений полезных ископаемых
Одобрено Методическим советом университета 30 июня 2021 г., протокол № 4

г. Верхняя Пышма
2021

Методические указания к выполнению курсового проекта составлены в соответствии с рабочей программой дисциплины «Открытая геотехнология».

Курсовое проектирование имеет целью закрепление студентами полученных на лекциях теоретических знаний и практического опыта, приобретенного на практических занятиях, путем самостоятельной работы под руководством преподавателя.

Курсовой проект должен содержать следующие основные разделы:

Введение

Задание на курсовой проект

1. Определение главных параметров карьера.
2. Подготовка горных пород к выемке.
3. Выемочно-погрузочные работы.
4. Перемещение карьерных грузов.
5. Отвалообразование вскрышных пород.
6. Вскрытие месторождений и системы их открытой разработки.

Заключение

Список литературных источников.

Приложения.

Графические приложения.

Во введении указывается цель выполнения курсового проекта с перечнем основных параметров и показателей, которые предполагается определять.

В заключении перечисляются основные достигнутые результаты по каждому разделу курсового проекта.

В приложении к проекту прикладываются технические характеристики выбранного оборудования по каждому технологическому процессу.

В графических приложениях приводятся разработанные чертежи в соответствии с результатами выполненных расчетов.

Пример оформления титульного листа и задания на проектирование представлены в приложениях к методическим рекомендациям.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

В ходе выполнения курсового проекта студентам предстоит выбирать горнотранспортное оборудование для производства работ на карьере, определять его производительность и потребное количество. В приложениях к методическим указаниям приведены виды и типы оборудования отечественного и зарубежного производств для выполнения основных технологических процессов на карьере. Представленное в приложениях оборудование носит рекомендательный характер. Студенты в праве самостоятельно принимать другое оборудование используя справочную информацию и данные официальных интернет-сайтов производителей техники. Выбор оборудования должен иметь обоснование. При выборе конкретной модели горной техники в приложениях к пояснительной записке приводится описание его основных характеристик.

Каждому студенту в соответствии с номером варианта выдается задание на выполнение курсового проекта. Основными исходными данными являются:

1. - номер варианта.
2. - коэффициенты крепости ископаемого и вскрышных пород.
3. - годовая производственная мощность карьера по ископаемому, млн.т/год.
4. - глубина залегания ископаемого (мощность покрывающих пород).
5. - горизонтальная мощность залежи ископаемого.
6. - соответственно длина карьера по низу и простирание (длина) залежи ископаемого.
7. - то же ширина карьера по низу и горизонтальная мощность залежи ископаемого.
8. - стоимость добычи 1 м³ ископаемого подземным способом, р/м³.
9. - то же открытым способом без учёта стоимости удаления вскрышных пород, р/м³.
10. - стоимость удаления 1 м³ вскрышных пород, р/м³.
11. - углы откоса устойчивых нерабочих бортов карьера соответственно со стороны лежачего, висячего боков залежи.
12. - плотность ископаемого в массиве, т/м³.
13. - то же вскрышных пород, т/м³.
14. - угол откоса рабочего уступа в градусах.
15. - угол откоса рудной залежи в градусах.
16. - число рабочих дней в году для экскаватора, дней.
17. Пределы прочности пород: $\sigma_{сж}$ – на одноосное сжатие, Мпа
18. Пределы прочности пород: $\sigma_{сд}$ – на сдвиг, Мпа.
19. Ну – высота рабочего уступа, м.

Перечень исходных данных по вариантам представлен в приложениях к методическим рекомендациям.

1 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРА

Параметры карьера определяются из его геометрических размеров в поперечном и продольном разрезах (рис.1.1).

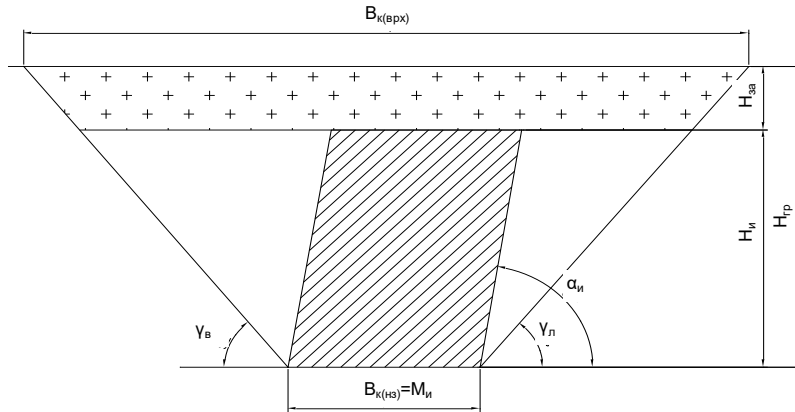


Рисунок 1.1 - Поперечный разрез карьера

Граничная глубина открытой разработки, соответствующая максимальной глубине карьера (H_k) по проекту [1, с.10].

$$H_{гр} = \frac{(1 + K_{гр}) M_{и} - B_{к(нз)}}{\text{ctg}\gamma_{в} + \text{ctg}\gamma_{л}}, \quad (1.1)$$

где $K_{гр}$ - граничный коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

$M_{и}$ - горизонтальная мощность залежи ископаемого, м;

$B_{к(нз)}$ - ширина карьера по низу, м;

$\gamma_{в}, \gamma_{л}$ - углы откоса устойчивых бортов карьера, град. [2, с.10].

$$K_{гр} = \frac{C_{п} - C_{о}}{C_{в}}, \quad (1.2)$$

где $C_{п}$ - стоимость добычи 1 м^3 полезного ископаемого подземным способом, руб./ м^3 ;

$C_{о}$ - стоимость добычи 1 м^3 полезного ископаемого открытым способом, руб./ м^3 ;

$C_{в}$ - стоимость удаления 1 м^3 вскрышных пород, руб./ м^3 .

Ширина карьера по верху, м

$$B_{к(вrx)} = B_{к(нз)} + 2H_{гр} \text{ctg}\gamma_{срд}. \quad (1.3)$$

Длина карьера по верху, м

$$L_{к(вrx)} = L_{к(нз)} + 2H_{гр} \text{ctg}\gamma_{срд}, \quad (1.4)$$

где $\gamma_{\text{срд}} = \frac{\gamma_{\text{л}} + \gamma_{\text{в}}}{2}$ - среднее значение угла наклона устойчивых нерабочих бортов карьера, град.

Объём горной массы в контурах карьера, м³ [2, с.11]

$$V_{\text{к}} = S_{\text{к(нз)}} H_{\text{к}} + 0,5 P_{\text{к(нз)}} H_{\text{к}}^2 \text{ctg} \gamma_{\text{срд}} + \frac{\pi}{3} H_{\text{к}}^3 \text{ctg} \gamma_{\text{срд}}. \quad (1.5)$$

Площадь дна карьера, м²

$$S_{\text{к(нз)}} = \pi \left(\frac{L_{\text{к(нз)}}}{2} \frac{B_{\text{к(нз)}}}{2} \right). \quad (1.6)$$

Периметр дна карьера, м

$$P_{\text{к(нз)}} = 2 (L_{\text{к(нз)}} + B_{\text{к(нз)}}). \quad (1.7)$$

Объём полезного ископаемого, м³

$$V_{\text{и}} = S_{\text{и}} H_{\text{и}}, \quad (1.8)$$

где $S_{\text{и}} = S_{\text{к(нз)}}$ - площадь залежи в её горизонтальном сечении, м²;

$H_{\text{и}} = H_{\text{к}} - H_{\text{зал}}$ - высота залежи, м.

Объём вмещающих залежи пустых пород в тех же границах, м³

$$V_{\text{в}} = V_{\text{к}} - V_{\text{и}}. \quad (1.9)$$

Средний коэффициент вскрыши, м³/м³ [2, с.8]

$$K_{\text{срд}} = \frac{V_{\text{в}}}{V_{\text{и}}}. \quad (1.10)$$

Годовая производственная мощность карьера, м³/год:

- по ископаемому (из задания)

$$Q'_{\text{к(и)}} = \frac{Q_{\text{к}}}{\gamma_{\text{и}}}, \quad (1.11)$$

где $Q_{\text{к}}$ - годовая производственная мощность карьера по ископаемому, т/год;

$\gamma_{\text{и}}$ - плотность массива ископаемого, т/м³.

- по вскрышным породам

$$Q_{\text{к(в)}} = K_{\text{срд}} Q'_{\text{к(и)}}, \quad (1.12)$$

- по горной массе

$$Q_{\text{к(гм)}} = Q'_{\text{к(и)}} + Q_{\text{к(в)}}. \quad (1.13)$$

Средневзвешенная плотность массива горной массы, т/м³

$$\gamma_{\text{срдвз}} = \frac{\gamma_{\text{и}} + K_{\text{срд}} \gamma_{\text{п}}}{1 + K_{\text{срд}}} \quad (1.14)$$

Масса груза, вывозимого из карьера за год (грузооборот карьера), т/год

$$Q_{\text{к(гд)}} = Q_{\text{к(гм)}} \gamma_{\text{срдвз}} \quad (1.15)$$

Скорость ежегодного понижения горных работ по ископаемому, м/год

$$V_{\text{иск(гд)}} = \frac{Q'_{\text{к(и)}}}{S_{\text{и}}} \quad (1.16)$$

Срок эксплуатации карьера без учёта периода его строительства, лет

$$T_{\text{э(к)}} = \frac{V_{\text{и}}}{Q'_{\text{к(и)}}} \quad (1.17)$$

Полный срок существования карьера, лет

$$T_{\text{к}} = T_{\text{э(к)}} + T_{\text{с}} + T_{\text{э}}, \quad (1.18)$$

где $T_{\text{с}}$, $T_{\text{э}}$ - периоды строительства и доработки карьера. Предварительно принимаются 2-4 года, далее уточняются расчетами в разделе 6.

2 ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ БУРОВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ

ВЫБОР СПОСОБА БУРЕНИЯ И БУРОВОГО СТАНКА. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУРОВОГО СТАНКА

Цель работы состоит в том, чтобы научиться выбирать буровое оборудование для подготовки горных пород к выемке буровзрывным способом и определять его производительность и требуемое количество буровых станков.

Общие положения и исходные данные

Выбор способа бурения и расчет производительности буровых станков осуществляются на основе оценки горных пород по показателю трудности бурения P_6 по классификации акад. В.В. Ржевского. Величина P_6 определяется физико-механическими свойствами пород:

$$P_6 = 0,07 \cdot (\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{сд}}) + 0,0007 \cdot \gamma \quad (2.1)$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ и $\sigma_{\text{сд}}$ временное сопротивление породы сжатию и сдвигу, МПа; γ — плотность (объемная масса) породы, т/м³; g — ускорение свободного падения (9,8 м/с²).

Значения $\sigma_{\text{сж}}$, $\sigma_{\text{сд}}$ и γ принимаются в соответствии с исходными данными.

По показателю P_6 все горные породы делятся на 5 классов и 25 категорий:

I класс — легкобуримые, $P_6 < 5$;

II класс — средней трудности бурения, $P_6 = 5,1$ до 10;

III класс — труднобуримые, $P_6 = 10,1$ до 15;

IV класс — весьма труднобуримые, $P_6 = 15,1$ до 20;

V класс — исключительно труднобуримые, $P_6 = 20,1 - 25$.

Выбор способа бурения и модели бурового станка

1. При выполнении работы способ бурения выбирается среди механических способов, наиболее распространенных на карьерах. Область рационального применения различных способов бурения определяется в соответствии с величиной P_6 , (или величиной коэффициента крепости f):

- 1) шнековое бурение — породы с $P_6 < 6$ до 8 ($f = 4 \div 8$);
- 2) шарошечное бурение — породы с P_6 от 6 до $18 \div 20$ ($f = 6 \div 19$);
- 3) пневмоударное бурение — породы с P_6 от 10 до $20 \div 23$ ($f = 10 \div 22$).

Пневмоударное бурение чаще всего применяется для бурения скважин диаметром $120 \div 180$ мм, в том числе при заоткоске уступов при их постановке в конечное положение с целью обеспечения устойчивости бортов карьеров. В преобладающем большинстве пневмоударное бурение на карьерах России производится станками зарубежного производства.

2. Выбор модели бурового станка. После выбора способа бурения производится выбор модели бурового станка (Приложения 3-4). При этом главный параметр бурового станка диаметр бурения (при отсутствии данных о параметрах применяемого экскаватора) при учебных расчётах возможно принимать с учетом блочности (трещиноватости) разрабатываемых пород (табл.).

Степень трещиноватости (блочность) массива	Диаметр бурения*, мм
1. Мелкоблочный и средней блочности (I и II категория)	250 ÷ 320
2. Крупноблочный (III категория)	190 ÷ 250
3. Весьма крупноблочный и исключительно крупноблочный (IV и V категория)	120 ÷ 190

* Диаметр бурения в указанном диапазоне увеличивается с увеличением вместимости ковша экскаватора и интенсивности трещиноватости пород, т.е. с уменьшением ($I^{тр}_{ср}$).

После выбора модели бурового станка приводится его техническая характеристика (Приложения 3-4).

Затем выбирается тип шарошечного долота (Приложение 4) или режущего долота при шнековом

бурении. При пневмоударном бурении выбирается тип пневмоударника (табл. 6 Приложения 4) и тип буровой коронки (табл. 7). Приводится характеристика выбранного бурового инструмента.

Определение скорости бурения и производительности бурового станка

1. Определение технической скорости бурения

Техническую скорость бурения ориентировочно можно оценить в соответствии со следующими выражениями [1, 2]:

а) для станков шарошечного бурения:

$$v_{\text{б}} = \frac{2,5P_{\text{ос}}n_{\text{в}}}{100\Pi_{\text{б}}d_{\text{д}}^2}, \text{ м/ч}; \quad (2.2)$$

б) для станков шнекового бурения:

$$v_{\text{б}} = \frac{7,5P_{\text{ос}}n_{\text{в}}}{100\Pi_{\text{б}}d_{\text{д}}^2}, \text{ м/ч}; \quad (2.3)$$

в) для станков пневмоударного бурения:

$$v_{\text{б}} = \frac{0,5wn_y 10^3}{\Pi_{\text{б}}d_{\text{д}}^2 k_1 k_{\phi}}, \text{ м/ч}. \quad (2.4)$$

где $P_{\text{ос}}$ — величина осевого усилия (усилия подачи), кН; $n_{\text{в}}$ — частота вращения бурового става, с⁻¹; $\Pi_{\text{б}}$ — показатель трудности бурения породы; $d_{\text{д}}$ — принятый диаметр долота, м; w — энергия единичного удара пневмоударника, Дж; n_y — частота ударов пневмоударника, с⁻¹; k_1 — коэффициент (при $\Pi_{\text{б}} = 10 \div 14$ — $k_1 = 1$; при $\Pi_{\text{б}} = 15 \div 17$ — $k_1 = 1,05$; при $\Pi_{\text{б}} = 18 \div 20$ — $k_1 = 1,1$); k_{ϕ} — коэффициент, зависящий от формы буровой коронки (при трехперой коронке $k_{\phi} = 1$; при крестовой $k_{\phi} = 1,1$).

Основные режимные параметры процесса бурения ($P_{\text{ос}}$ и $n_{\text{в}}$) при шарошечном бурении принимаются в соответствии с $\Pi_{\text{б}}$ и технической характеристикой бурового станка. Оптимальную величину удельного усилия подачи при шарошечном бурении можно принимать по данным Приложения 3 и табл. 4 или 5 Приложения 4. Частоту вращения следует принимать в пределах от $0,8 \div 1$ до $2 \div 2,5$ с⁻¹ (частота вращения снижается по мере увеличения показателя $\Pi_{\text{б}}$ и величины $P_{\text{ос}}$).

При шнековом бурении величину удельного осевого усилия на 1 см диаметра резца следует принимать в пределах от 0,5 до 5,0 кН/см при $\Pi_{\text{б}} < 5$ и до $6 \div 8$ кН/см при $\Pi_{\text{б}} = 6 \div 8$. При выборе частоты вращения бурового става необходимо руководствоваться тем же подходом, что и при шарошечном бурении.

Принимаемые значения осевого усилия и частоты вращения бурового става должны

соответствовать техническим возможностям бурового станка.

При пневмоударном бурении значения w и n_y следует принимать в соответствии с технической характеристикой пневмоударника (табл. 7 Приложения). Частоту вращения бурового става при $П_6 = 10 \div 14$ возможно принимать равной от 1,5 до 0,7 с⁻¹, а при $П_6 = 14 \div 20$ она снижается до 0,7 ÷ 0,3 с⁻¹.

2. Определение сменной производительности бурового станка.

Производится по выражению

$$Q_{см}^{\delta} = \frac{T_{см} - (T_{п-з} + T_p)}{t_0 + t_6}, \text{ м / смену}, \quad (2.5)$$

где $T_{см}$ — продолжительность рабочей смены, ч ($T_{см} = 8$ или 12 ч); $T_{п-з}$ и T_p — соответственно, продолжительность подготовительно заключительных операций и регламентированных перерывов, ч ($T_{п-з} = 0,5$ ч; $T_p = 0,15$ ч); t_0 и t_6 — соответственно, затраты времени на чистое бурение и на выполнение вспомогательных операций, приходящихся на 1 п.м скважины, ч/м.

Основное (чистое) время бурения 1 п.м скважины составляет:

$$t_0 = \frac{1}{v_6}, \text{ ч / м}, \quad (2.6)$$

где v_6 — техническая скорость бурения, м/ч.

Затраты времени на выполнение вспомогательных операций:

а) при шарошечном бурении $t_6 = 0,01 \div 0,015$ ч/м;

б) при шнековом бурении $t_6 = 0,015 \div 0,02$ ч/м;

в) при пневмоударном бурении $t_6 = 0,025 \div 0,03$ ч/м.

3. Суточная производительность бурового станка

$$Q_{сут}^{\delta} = Q_{см}^{\delta} n_{см}, \text{ м / сутки}, \quad (2.7)$$

где $n_{см}$ — число рабочих смен станка в сутки ($n_{см} = 3$ или 2).

4. Годовая производительность бурового станка:

$$Q_{год}^{\delta} = Q_{сут}^{\delta} N_p, \text{ м / год}, \quad (2.8)$$

где N_p — число рабочих дней в году.

Число рабочих дней бурового станка в году подсчитывается, исходя из календарного времени года за вычетом выходных и праздничных дней (без учета затрат времени на ремонты станка).

Основные параметры взрывных скважин и блока определяются из геометрических построений на рис. 2.1.

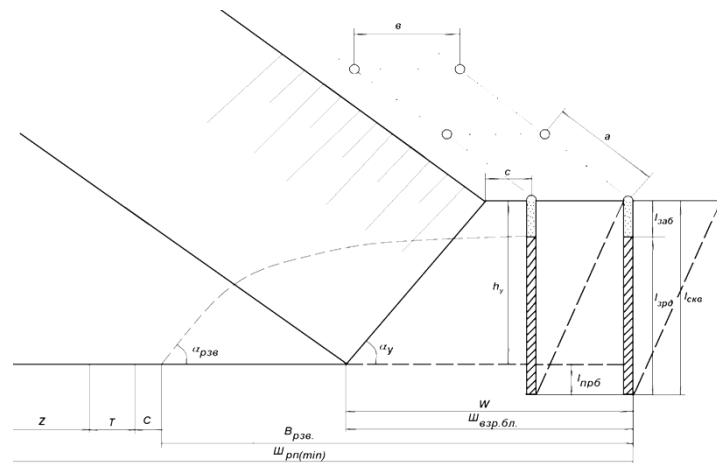


Рисунок 2.1 - Основные параметры взрывных скважин и блока

На результаты взрыва большое влияние оказывает величина W , которая зависит от диаметра скважин, высоты уступа и угла наклона его откоса, мощности $ВВ$, плотности заряжания.

Величина преодолеваемого сопротивления по подошве (СПП)

$$W = \frac{0,9 \sqrt{p/q_p}}{\sin \beta}, \quad (2.9)$$

где $p = 0,785 d^2 \Delta$ - вместимость $ВВ$ на 1 м скважины, кг/м;

d - диаметр скважины, м;

Δ - плотность заряжания скважины взрывчатым веществом. Принимается равной $900 \div 1000$ кг/м³;

q_p расчётный удельный расход $ВВ$. Принимается равным $0,6 \div 0,9$ кг/м³;

β - угол наклона скважин, град.

Величина сопротивления по подошве проверяется по условиям безопасного размещения бурового станка на площадке уступа, м

$$W_6 = h_y \operatorname{ctg} \alpha_y + c, \quad (2.10)$$

где h_y - высота уступа.

α_y - угол откоса уступа, град;

c - минимальное допустимое расстояние от верхней бровки уступа до оси скважины. Принимается равным не менее 2 м.

Обязательное условие

$$W \geq W_6 \quad (2.11)$$

В случае, если данное условие не выполняется для дальнейших расчетов принимаем величину W_6 .

Длина скважины, м

$$l_{\text{скв}} = h_y + l_{\text{прб}}, \quad (2.12)$$

Длина перебура, м

$$l_{\text{прб}} = 0,5q_p W, \quad (2.13)$$

Длина забойки, м

$$l_{\text{заб}} = (0,6 \div 1)W, \quad (2.14)$$

Расстояние между скважинами в ряду, м

$$a = m W, \quad (2.15)$$

где m - коэффициент сближения зарядов в пределах. Принимается равным $0,6 \div 0,8$ - в трудно взрываемых породах и $1,2$ - в легко взрываемых породах.

Расстояния между рядами скважин при квадратной сетке их расположения, м

$$b = a. \quad (2.16)$$

То же при шахматном их расположении, м

$$b_{\text{шх}} = 0,85a. \quad (2.17)$$

Расчитанную сетку скважин округляем до $0,5$ м и в дальнейших расчетах используем принятое (округленное) значение.

Масса заряда в скважине первого ряда определяется по формуле, кг

$$Q_{\text{скв(I)}} = q_p W h_y a, \quad (2.18)$$

Масса заряда в скважине второго ряда, кг

$$Q_{\text{скв(II)}} = q_p b h_y a, \quad (2.19)$$

Длина заряда, м

$$l_{\text{зрд}} = \frac{Q_{\text{скв(I)}}}{p}. \quad (2.20)$$

При неудовлетворительной проверке величин заряда по вместимости скважин, принимаются более мощные взрывчатые вещества или изменяется сетка скважин с целью уменьшения расчётной массы заряда.

Возможная длина воздушных промежутков при рассредоточении заряда:

$$l_{\text{пр}} = h_y + l_{\text{прб}} - l_{\text{заб}} - l_{\text{зрд}}. \quad (2.21)$$

Ширина взрываемого блока при однорядном расположении скважин, м

$$\text{Ш}_{\text{взр.бл}} = W_6. \quad (2.22)$$

То же при многорядном расположении скважин

$$\text{Ш}_{\text{взр.бл}} = W_6 + (n_p - 1)b. \quad (2.23)$$

где n_p - количество взрываемых рядов скважин.

Ширина развала породы после взрывания блока по массиву при однорядном расположении скважин, м

$$B'_{рзв} = K_B K_{скв} \sqrt{q_p} h_y, \quad (2.24)$$

где K_B - коэффициент трудности взрывания пород. Принимается равным $2 \div 2,5$ - для легковзрывааемых пород, $2,5 \div 3,0$ - для средневзрывааемых пород и $3,0 \div 4,5$ для трудновзрывааемых пород.

$K_{скв}$ - коэффициент, учитывающий угол наклона скважин к горизонту.

$$K_{скв} = 1 + 0,5 \sin(90^\circ - \alpha_{скв}), \quad (2.25)$$

где $\alpha_{скв}$ - угол наклона скважин, град.

Ширина развала породы при многорядном расположении скважин и короткозамедленном взрывании (КЗВ), м

$$B_{рзв(м)} = K_3 B'_{рзв} + (n_p - 1)b, \quad (2.26)$$

где K_3 - коэффициент дальности отброса породы взрывом, зависящий от интервала замедления. Принимается по табл. 2.3.

Таблица 2.3 - Влияние времени замедления на коэффициент K_3

Время замедления, мс	0	10	25	50	75
Коэффициент K_3	1	0,95	0,9	0,85	0,8

Ширину развала породы следует увязать с шириной экскаваторной заходки, путем изменения количества взрывааемых рядов скважин. При этом число проходов экскаватора по развалу горной массы в средства подвижного состава должно быть кратным 1; 2; 3. Условия выбора экскаваторов смотри в разделе «3 Выемочно-погрузочные работы».

Ширина экскаваторной заходки, м

$$A_3 = (1,5 \div 1,7) R_{чу}, \quad (2.27)$$

где $R_{чу}$ - радиус черпания на уровне стояния, м.

Число проходов экскаватора по развалу (количество экскаваторных заходов)

$$n_{зхд} = \frac{B_{рзв(м)}}{A_3} = 1; 2; 3. \quad (2.28)$$

Минимальная длина экскаваторного или взрывного блока определяется по условию обеспечения бесперебойной работы экскаватора в течение $7 \div 15$ суток.

$$L_{бл} \geq \frac{n_{дн} n_{смн} Q_{э(смн)}}{\Pi_{взр.бл} h_y}, \quad (2.29)$$

где $n_{дн}$ - оптимальный запас взорванной горной массы. Принимается равным $7 \div 15$ суток;

$n_{смн}$ - число смен работы экскаватора в сутки. Принимается равным 3;

$Q_{э(смн)}$ - сменная производительность экскаватора в пересчёте на массив породы, $m^3/смену$.

$$Q_{э(смн)} = \frac{3600}{t_{ц}} V_{квш} K_3 T_{смн(э)} K_{и(э)}, \quad (2.30)$$

где $t_{ц}$ - длительность рабочего цикла погрузки экскаватора. Принимается равной 40 с;

$V_{квш}$ - ёмкость ковша экскаватора, м³;

$K_{э} = \frac{K_{н}}{K_{р}}$ - коэффициент экскавации, учитывающий степень использования ковша экскаватора;

$K_{н}$ - коэффициент наполнения ковша экскаватора. Принимается равным 0,75÷0,9;

$K_{р}$ - коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора. Принимается равным 1,45;

$T_{смн(э)}$ - продолжительность рабочей смены экскаватора. Принимается равной 8 ч;

$K_{и(э)}$ - коэффициент использования экскаватора по времени. Принимается равным 0,55÷0,70.

Объём взрываемого блока породы, м³

$$V_{взр.бл} = h_y \Pi_{взр.бл} L_{бл}. \quad (2.31)$$

Необходимое количество ВВ для взрывания блока, кг

$$Q_{бл(нбх)} = V_{взр.бл} q_p. \quad (2.32)$$

Необходимое количество скважин с учётом их вместимости для размещения ВВ в блоке

$$n_{скв(нбх)} = \frac{Q_{бл(нбх)}}{Q_{скв(1)}}. \quad (2.33)$$

То же в одном ряду скважин

$$n_{скв(рд)} = \frac{n_{скв(нбх)}}{n_p}. \quad (2.34)$$

Суммарно потребная длина скважин для взрывания годового объёма горной массы карьера, м/год

$$l_{скв(нбх)} = \frac{Q_{к(гм)}}{V_{уд}}, \quad (2.35)$$

где $Q_{к(гм)}$ - годовая производственная мощность карьера по горной массе, м³/год;

$V_{уд}$ - выход горной массы с одного погонного метра взрывной скважины, м³/м.

Выход взорванной горной массы с 1 м скважины, м³/м

$$V_{уд} = \frac{[W + (n_p - 1)b]a h_y}{n_p l_{скв}}, \quad (2.36)$$

где W - сопротивление по подошве первого ряда, м;

b - расстояние между рядами скважин, м;

a - расстояние между скважинами в ряду, м;

h_y - высота уступа, м;

Необходимое количество рабочих буровых станков

$$n_{см} = \frac{l_{скв(нбх)}}{Q_{год}^6}. \quad (2.37)$$

Рассчитанное количество оборудования показывается в неокругленном виде, окончательное количество принимается в соответствии с инвентарным парком. Данное условие должно выполняться для всех видов оборудования принимаемого в данном курсовом проекте.

Инвентарный парк станков принимается на 15-20% больше рабочего. Обычно по организационным причинам число рабочих буровых станков на карьере принимается равным рабочему парку экскаваторов.

3 ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

Производится выбор выемочно-погрузочного оборудования для карьера. Экскаватор выбирается из имеющегося типо-размерного ряда исходя из условия - высота рабочего уступа не должна превышать максимальную высоту черпания экскаватора. Для гидравлических экскаваторов типа «обратная лопата», при невозможности выполнения данного условия предусматривается разделение рабочего уступа на подступы.

Годовая производительность экскаватора определяется по, м³/год

$$Q_{э(гд)} = Q_{э(смн)} n_{смн} n_{дн}, \quad (3.1)$$

где $n_{смн}$ - число рабочих смен экскаватора в сутки. Принимаем 3-х сменный график работы экскаватора;

$n_{дн}$ - число рабочих дней экскаватора в году. Принимаем 247÷259 рабочих дней.

Необходимое количество рабочих экскаваторов

$$n_{э(нбх)} = \frac{Q_{к(гм)}}{Q_{э(гд)}}. \quad (3.2)$$

Инвентарный парк экскаваторов принимается на 10÷15% больше рабочего.

Расстановка экскаваторов по горизонтам (уступам) осуществляется из расчёта 1÷4 единицы на один горизонт.

В случае если в результате расчетов получается большое количество экскаваторов (например больше 15 ед) необходимо принять более мощные типы экскаваторов.

4 ПЕРЕМЕЩЕНИЕ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ

Карьерный транспорт предназначен для перемещения горной массы (вскрыши и полезного ископаемого) от забоев до пунктов разгрузки. Он является связующим звеном в технологическом процессе. В курсовом проекте расчеты выполняются для автомобильного карьерного транспорта, так как именно этот вид транспорта получил в настоящее время наиболее широкое распространение на карьерах.

Выбор типа автосамосвала выполняется исходя из рационального соотношения между емкостью ковша экскаватора и емкостью кузова автосамосвала:

$$V_p = n \cdot E \quad (4.1)$$

где V_p - расчетная геометрическая емкость кузова автосамосвала, м³;

E - емкость ковша экскаватора, м³;

$n = 3 \div 6$ - число загружаемых в машину ковшей.

Определение геометрической емкости кузова автосамосвала позволит выбрать его тип и грузоподъемность из современного ряда машин, предлагаемых отечественными и зарубежными производителями.

Выбранный тип автосамосвала следует проверить по грузоподъемности для транспортирования руды и вскрышных пород.

$$Q_p = V_p \cdot \gamma \quad (4.2)$$

где Q_p - расчетная грузоподъемность автосамосвала, м³;

γ - плотность перевозимых руд и пород с учетом разрыхления в кузове автосамосвала, т/м³ (заданная в исходных данных плотность пород делится на коэффициент разрыхления, который можно принять равным 1,3).

Должно выполняться условие $q_f \geq q_p$, где q_f - фактическая грузоподъемность автосамосвала, т. В случае если условие не выполняется необходимо изменить количество ковшей загружаемой породы, либо выбрать другой тип автосамосвала.

Число автосамосвалов рассчитывается для каждого экскаватора отдельно. Рабочий парк автосамосвалов устанавливается по условию обеспечения непрерывной работы рабочего парка экскаваторов.

Производительность автосамосвала, т/смен.

$$Q_{ac(смен)} = q_p \frac{T_{смен}}{t_{pc}} K_{u(ac)}, \quad (4.3)$$

где $T_{смен}$ - продолжительность смены. Принимается равным 8 или 12 ч;

t_{pc} - длительность одного рейса автосамосвала, ч;

$K_{u(ac)}$ - коэффициент использования автосамосвала во времени. Принимается равным 0,75.

Продолжительность одного рейса автосамосвала, ч

$$t_{pc} = t_{пгр} + t_{дв} + t_{разг} + t_{мнв}, \quad (4.4)$$

где $t_{пгр}$ - время погрузки автосамосвала, ч;

$t_{дв}$ - время движения автосамосвала с грузом и без груза, ч;

$t_{разг}$ - время разгрузки автосамосвала. Принимается равным 0,02 ч;

$t_{мнв}$ - время на выполнение манёвров при погрузке и разгрузке. Принимается равным 0,03 ч.

Время погрузки автосамосвала, ч

$$t_{пгр} = \frac{V_a K_{шп} t_{ц}}{0.9 V_{квш} K_{э} 3600}, \quad (4.5)$$

где V_a - ёмкость кузова принятого типа автосамосвала, м³;

$K_{шп}$ - коэффициент, учитывающий погрузку автосамосвала с верхом («шапкой»). Принимается равным 1,1÷1,15;

$t_{ц}$ - время цикла экскаватора, с.;

$V_{квш}$ - ёмкость ковша экскаватора, м³;

$K_э$ - коэффициент экскавации.

Время движения

$$t_{дв} = t_{дв(гр)} + t_{дв(пр)} = \frac{L_a}{V_{гр}} + \frac{L_a}{V_{пр}}, \quad (4.6)$$

где $t_{дв(гр)}$ - время движения груженого автосамосвала, ч;

$t_{дв(пр)}$ - время движения порожнего автосамосвала, ч;

L_a - расстояние перемещения грузов автосамосвалами. Принимается равным 1,5 км;

$V_{гр}$ - скорость движения груженого автосамосвала. Принимается равным 14 км/ч;

$V_{пр}$ - то же порожнего автосамосвала. Принимается равным 25 км/ч.

Количество автосамосвалов, обслуживающих один экскаватор

$$n_{ac} = \frac{t_{рс}}{t_{пгр}}. \quad (4.7)$$

Необходимое количество работающих автосамосвалов

$$n'_{ac} = n_{э(нбх)} n_{ac}, \quad (4.8)$$

где $n_{э(нбх)}$ - необходимое количество рабочих экскаваторов.

Рабочий парк автосамосвалов на карьере

$$n_{ac(p)} = \frac{Q_{к(смн)}}{Q_{a(смн)}}, \quad (4.9)$$

где $Q_{к(смн)}$ - сменный грузооборот карьера, т/смен.

$$Q_{к(смн)} = \frac{Q_{к(сут)}}{n_{смн}}, \quad (4.10)$$

где $Q_{к(сут)}$ - суточный грузооборот карьера, т/сут;

$n_{смн} = 3$ см./сут.

Пропускная способность автодороги, маш/ч

$$N_{ад} = \frac{1000 V'_{ac} K_{нрм} n}{L_б}, \quad (4.11)$$

где V'_{ac} - средняя скорость движения автосамосвала по карьерным дорогам. Принимается равным 14 км/ч;

$K_{нрм}$ - коэффициент неравномерности движения. Принимается равным $0,5 \div 0,8$;

n - число полос движения;

L_6 - минимально допустимое безопасное расстояние между следующими друг за другом автосамосвалами. Принимается не менее 50 м.

Провозная способность автодороги, т/ч

$$M_a = \frac{Q_{ас(фкт)} \cdot N_{ад}}{f}, \quad (4.12)$$

где f - коэффициент резерва. Принимается равным $1,75 \div 2,0$

Возможную провозную способность автодороги следует сравнить с необходимой по заданной производительности карьера и сделать выводы по изменению параметров траншей и организации движения автосамосвалов на карьере.

5 ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД

Площадь отвала для размещения заданного объема вскрышных пород, m^2

$$S = \frac{V_B K_{ро}}{h_1 + h_2 \eta}, \quad (5.1)$$

где V_B - объем вскрыши, которую необходимо разместить, m^3 ;

$K_{ро}$ - остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале. Принимается равным 1,2;

h_1, h_2 - высота соответственно 1 и 2 отвального ярусов. Принимается равным 15 м;

η - коэффициент заполнения второго яруса. Принимается равным 0,5.

Способ отвалообразования выбирается в зависимости от вида транспорта на доставке пород к месту их складирования (отвалообразования).

При автомобильном транспорте чаще всего применяется бульдозерное отвалообразование. Бульдозер выбирается самостоятельно. Правильно выбранная модель бульдозера в итоге расчетов должна обеспечить возможность рационально организовать работу на отвале. Если итоговое расчетное количество бульдозеров получилось намного меньше 1,0 значит выбрана слишком мощная модель бульдозера для данных условий, если количество бульдозеров получилось более 10-15 шт., то стоит рассмотреть более мощные бульдозеры для производства работ.

Среднее число автосамосвалов, разгружающих на отвале в течение часа

$$N_o = \frac{Q_{в(сут)} K_n}{Q_{ас(фкт)}}, \quad (5.2)$$

где K_n - коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше;

$Q_{ас(фкт)}$ - количество породы, перевозимое за рейс;

$Q_{в(сут)}$ - суточная производительность по вскрыше.

$$Q_{в(сут)} = \frac{Q_{к(в)}}{N_{дн}}, \quad (5.3)$$

$N_{дн}$ - число рабочих дней в году.

Число одновременно разгружающихся на отвале автосамосвалов

$$N_{ао} = \frac{N_{о} \cdot t_p}{60}, \quad (5.4)$$

где t_p - время разгрузки одного автосамосвала. Принимается равным 0,025 ч.

Длина фронта разгрузки на отвале:

$$L = N_{ао} I_{п} \quad (5.5)$$

где $I_{п}$ - ширина полосы по фронту отвала, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании. Принимается равным 30 м.

Общая длина отвального фронта:

$$L_{оф} = 2,5L, \quad (5.6)$$

Общее число участков:

$$N = N_{р.уч} + N_{пл} + N_{рез}, \quad (5.7)$$

где $N_{р.уч}$ - количество разгрузочных участков;

$N_{пл}$ - число участков, находящихся в планировке;

$N_{рез}$ - число резервных участков.

Количество разгрузочных участков:

$$N_{р.уч} = \frac{L}{80}, \quad (5.8)$$

Число участков находящихся в планировке:

$$N_{пл} = N_{р.уч}, \quad (5.9)$$

Число резервных участков:

$$N_{рез} = 0,5 N_{р.уч}, \quad (5.10)$$

Объем бульдозерных работ, m^3 :

$$Q_{бульд}^{час} = Q_{в(час)} K_{зав}, \quad (5.11)$$

где $K_{зав}$ - коэффициент заваленности поверхности отвала. Принимается равным 0,4;

$Q_{в(час)}$ - часовая производительность карьера по вскрыше, $m^3/час$.

$$Q_{в(час)} = \frac{Q_{в(сут)}}{T_{о(сут)}}, \quad (5.12)$$

$T_{о(сут)}$ - продолжительность производства работ на отвале в течение суток. Принимается круглосуточная работа бульдозеров.

Необходимое число бульдозеров:

$$N_б = \frac{Q_{бульд}^{час}}{\Pi_б^ч}, \quad (5.13)$$

где $\Pi_б^ч$ - часовая производительность бульдозера, м³/час;

$$\Pi_б^ч = K_и Q_{эф}, \quad (5.14)$$

где $Q_{эф}$ - эффективная производительность бульдозера, м³/час;

$K_и$ - коэффициент использования бульдозера. Принимается равным 0,5.

$$Q_{эф} = \frac{3600 V_{пв} K_д}{T_ц K_{рп}}, \quad (5.15)$$

где $V_{пв}$ - объем призмы волочения, м³;

$K_д$ - коэффициент изменения производительности бульдозера в зависимости от величины наклона и дальности перемещения породы. Принимается равным 0,6;

$T_ц$ - продолжительность рабочего цикла бульдозера, с;

$K_{рп}$ - коэффициент разрыхления породы в призме волочения. Принимается равным 1,1.

$$V_{пв} = V_{пвр} K_{тэ}, \quad (5.16)$$

где $V_{пвр}$ - расчетный объем призмы волочения, м³;

$K_{тэ}$ - коэффициент, учитывающий трудности экскавации пород. Принимается равным 0,7.

$$V_{пвр} = \frac{1 h a}{2}, \quad (5.17)$$

где l - длина лемеха бульдозера, м;

h - высота лемеха бульдозера, м;

a - ширина призмы волочения породы, м

$$a = \frac{h}{\operatorname{tg}\varphi}, \quad (5.18)$$

φ - угол естественного откоса пород. Принимается равным 37°;

$$T_{ц} = \frac{L_{н}}{V_{н}} + \frac{L_{дг}}{V_{дг}} + \frac{(L_{н} + L_{дг})}{V_{дп}} + t_{в}, \quad (5.19)$$

где $L_{н}$ - расстояние набора пород, м

$$L_{н} = \frac{V_{пв} \Pi_{эб} K_{п}}{F_{п} \Pi_{эп} K_{т}}, \quad (5.20)$$

где $F_{п}$ - площадь поперечного сечения стружки, м²;

$$F_{п} = \frac{h a}{2}, \quad (5.21)$$

$K_{п}$ - коэффициент, учитывающий потери породы при наборе. Принимается равным 1,2;

$\Pi_{эб}$ - показатель трудности экскавации пород бульдозером фактический. Принимается равным 4;

$\Pi_{эп}$ - показатель трудности экскавации пород бульдозером паспортный. Принимается равным 3,8;

$K_{т}$ - коэффициент, учитывающий неравномерность толщины стружки. Принимается равным 0,6;

$L_{дг}$ - расстояние перемещения пород. Принимается равным 60;

$V_{н}$ - средняя скорость набора породы. Принимается равным 0,7÷0,9 м/с;

$V_{дг}$ - средняя скорость груженого хода. Принимается равным 0,7÷0,9 м/с;

$V_{дп}$ - средняя скорость порожнего хода. Принимается равным 2÷3,5 м/с;

$t_{в}$ - время вспомогательных операций на 1 рабочий цикл бульдозера. Принимается равным 5÷10 с.

Необходимое количество бульдозеров, с учетом инвентарного парка

$$N_{сп} = \frac{N_{б}}{\alpha}, \quad (5.22)$$

где α - коэффициент готовности. Принимается равным 0,9.

6 ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И СИСТЕМЫ ИХ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

Выбор оптимального способа вскрытия и определения объёмов горно-капитальных работ (ГКР) выполняется после выбора и обоснования системы разработки, соответствующей заданным условиям. На выбор студентов принимается углубочная однобортовая, двухбортовая (поперечные или продольные) либо кольцевая система разработки. На выбор системы разработки влияет угол падения залежи, углы наклона нерабочих бортов карьера. Если угол падения залежи совпадает с углом наклона нерабочего борта, целесообразно рассмотреть возможность применения однобортовой системы разработки, когда один борт сразу формируется по конечному контуру со стороны лежачего бока залежи. Для условий когда падение залежи вертикальное или близкое к этому, следует рассмотреть возможность применения двух бортовой или кольцевой системы разработки, т.к. для данных условий однобортовая система разработки будет характеризоваться большими объемами ГКР.

Определение основных параметров указанных способов вскрытия, элементов системы разработки, объёмов ГКР, сроков и последовательности их выполнения производится в следующем порядке. Вначале решается вопрос о способе проведения капитальных и разрезных траншей. Определяются их основные параметры: ширина траншей по низу $b_{вт}$, глубина заложения $h_{втр}$, угол наклона бортов $\alpha_{вт}$, ширина по верху $B_{вп}$. Ширину траншеи по низу обосновывается исходя из параметров применяемого транспорта и регламентированных размеров составляющих по условиям безопасности производства горных работ. В курсовом проекте можно **принять 25 м**.

Длина въездной или капитальной траншеи в зависимости от её глубины ($h_{втр}$) и угла ($i_p = \text{tg}\theta$) составит, м

$$l_{втр} = \frac{h_{втр}}{i_p}, \quad (6.1)$$

где $h_{втр}$ - глубина заложения въездной траншеи, м;

$i_p = \text{tg}\theta$ - руководящий уклон, доли единиц;

θ - угол наклона траншеи, град;

$i_p = 0,08$ (80‰, 8%) - при применении автомобильного транспорта.

Исходя из этих параметров, а также параметров взрывного блока (панели) и самого карьера (формулы 1.1-1.3), в масштабе 1:1000 строится только верхняя часть поперечного разреза карьера. На разрез наносятся въездные капитальные, разрезные траншеи и заходки (панели) по разнесу их бортов с учётом максимально возможного совмещения их выполнения.

Для этого следует определить объёмы и потребное время для проведения капитальной, разрезной траншеи и заходки (панели).

Объём капитальной траншеи, м³

$$V_{вт} = \frac{h_{втр}^2}{i_p} \left(\frac{b_{вт}}{2} + \frac{1}{3} h_{втр} \text{ctg}\alpha_{вт} \right), \quad (6.2)$$

где $h_{втр}$ - глубина заложения капитальной траншеи или выхода уступа, м;

$b_{вт}$ - ширина капитальной траншеи, м;

$\alpha_{вт}$ - угол наклона (откоса) бортов капитальной траншеи (равен углу откоса уступа), град.

Размеры и объем капитальной траншеи будут одинаковыми для всех горизонтов с одинаковой высотой уступа.

Объём разрезной траншеи, м³

$$V_{рт} = S_{рт} l_{рт}, \quad (6.3)$$

$$S_{рт} = (b_{рт} + h_{рт} \operatorname{ctg} \alpha_{рт}) h_{рт}, \quad (6.4)$$

где $S_{рт}$ - поперечное сечение разрезной траншеи, м²;

$l_{рт} = L_{к(вrx)} - l_{втр}$ - длина разрезной траншеи при вскрытии горизонта в одну очередь, м;

Студенты самостоятельно принимают вариант вскрытия в одну или две очереди. При этом на момент окончания строительства карьера на нижний горизонт должна быть проложена разрезная траншея длиной не менее минимальной длины блока (100 м при автомобильном транспорте).

$L_{к(вrx)}$ - длина карьера по верху, м;

$b_{рт}$ - ширина разрезной траншеи по низу (25 м), м;

$h_{рт} = h_{втр} = h_y$ - глубина разрезной траншеи, равная высоте уступа, м;

$\alpha_{рт} = \alpha_{втр}$ - угол наклона бортов разрезной траншеи, град.

Размеры и объем разрезной траншеи будут уменьшаться с углублением карьера, в связи с уменьшением длины разрезных траншей. Для каждого нижележащего уступа (n) длина разрезной траншеи будет определяться длиной разрезной траншеи вышележащего уступа (n-1) за вычетом параметров подготовительных площадок на данном горизонте:

$$l_{рт(n)} = l_{рт(n-1)} - l_{втр} - Ш_{пn} - 2h_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha_y$$

Время в месяцах, необходимое для проведения траншей и панели (заходки), определится как частное от деления их объёмов на месячную производительность экскаватора. При этом производительность экскаватора на проведение капитальных и разрезных траншей снижается на 30-40% при использовании железнодорожного и на 10-20% - автомобильного транспорта.

Число рабочих горизонтов на момент окончания строительства карьера

$$n_{y(стр)} = \frac{H_{зал}}{h_y} + 1 \quad (6.5)$$

В формуле 6.5 представлено условие когда на момент окончания строительства создан фронт работ на вскрышных уступах и введен в действие один добычный уступ, на котором разрезная траншея разнесена на величину минимальной рабочей площадки. Это упрощенный вариант. В действительности необходимое количество добычных уступов на момент окончания строительства определяется из условия расстановки на добычных уступах экскаваторов в количестве, необходимом для обеспечения проектной производительности.

Поперечное сечение карьера в период окончания его строительства показано на рис.6.1.

По разрезу (см.рис.6.1) строится план карьера в масштабе 1:1000, 1:2000 или 1:5000 на момент окончания его строительства.

Минимальная ширина рабочей площадки $Ш_{пн}$, необходимой для размещения горно-транспортного оборудования, определится

$$Ш_{пн(мин)} = B_{рзв(м)} + C + T + Z, \quad (6.6)$$

где $B_{рзв(м)}$ - ширина развала породы после взрывания блока массива, м;

C - безопасный зазор между нижней бровкой развала и транспортной полосой. Принимается равным 2,0 м;

T - ширина транспортной полосы, м. При однопольном рельсовом пути $T = 5,5$ м; при двухпольном рельсовом пути $T = 9,6$ м; при однополосном движении автосамосвалов $T = 7,5$ м; при двухполосном движении автосамосвалов $T = 14,5$ м (при проектировании данные параметры обосновываются по требованиям нормативного документа СП «Промышленный транспорт»);

Z - ширина площадки безопасности. Принимается равным 3,0 м.

На каждом горизонте определяется необходимый объем разноса разрезной траншеи (РБРТ). Например при однобортной системе разработки и вскрытия внешними траншеями:

$$V_{рбрт} = l_{рм(n)} \cdot h_y \cdot (Ш_{рн} \cdot n + n \cdot h_y \cdot ctg\alpha_y), \quad (6.2)$$

где $l_{рм(n)}$ – длина разрезной траншеи на расчетном горизонте (горизонте для которого определяется объем разноса), м

n – порядковый номер расчетного горизонта начиная со дна карьера на момент окончания строительства.

При определении объемов разноса разрезной траншеи необходимо учитывать выбранную систему разработки. Например, при двухбортной и кольцевой системах разработки разнос бортов одновременно производится в 2 и более направлений, поэтому объемы работ по разносу увеличатся в 2 и более раз. Также необходимо учитывать выбранный вариант вскрытия. Например, при вскрытии внутренними траншеями длина разрезной траншеи на каждом нижележащем горизонте может уменьшаться дополнительно на длину капитальной траншеи. Удобнее при выполнении расчета объемов горно-капитальных работ схематично нарисовать план карьера на момент окончания строительства, чтобы определить места расположения вскрышных траншей.

Результаты определения объёмов ГКР (капитальные траншеи, разрезные траншеи и их разнос) вносятся в табл. 6.1.

По расчётным (см. табл.6.1) объёмам конструируется график строительства карьера с учётом максимально возможного совмещения работ по их выполнению. Примерный график строительства приводится на табл. 6.2.

Некоторые параметры элементов принятой системы открытой разработки, такие как высота уступа h_y , ширина экскаваторного (взрывного) блока $Ш_{взр.бл}$, длина блока $L_{бл}$, определены в разд. 2 и 3.

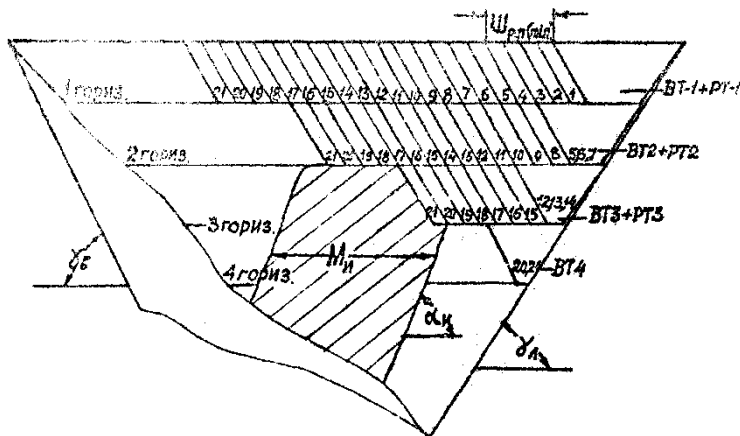


Рисунок 6.1 - Поперечное сечение карьера на момент окончания его строительства: BT - въездная траншея;

$\Pi_{рп}$ - минимальная ширина рабочей площадки;

РТ - разрезная траншея;

$\gamma_{в}, \gamma_{л}$ - углы откоса устойчивых нерабочих бортов карьера;

$\alpha_{и}$ - угол падения рудной залежи;

$\varphi_{р}$ - угол откоса рабочего борта карьера;

$M_{и}$ - горизонтальная мощность залежи;

1, 2, 3 ... 21 - последовательность выполнения работ.

Другие параметры определяются по фактическим размерам карьера, приведённым на рис. 6.1.

Максимально возможное число рабочих горизонтов (уступов) в продольных системах разработки при минимальных рабочих площадках

$$n_{у(взм)} = \frac{B_{к(срд)}}{\Pi_{рп(min)} + h_{у} \operatorname{ctg}\alpha_{у}}, \quad (6.7)$$

где $B_{к(срд)}$ - средняя ширина карьера, м;

$\Pi_{рп(min)}$ - минимальная ширина рабочей площадки, м;

$h_{у}$ - высота уступа, м;

$\alpha_{у}$ - угол наклона рабочего уступа массива пород.

Фактическое количество рабочих горизонтов $n_{у(фкт)}$ по необходимому количеству экскаваторов и расстановка их по уступам могут быть приняты равным или меньше рассчитанного по формуле 6.7.

В этом случае фактическая ширина рабочей площадки, м

$$\Pi_{рп(фкт)} = \frac{B_{к(срд)} - h_{у} \operatorname{ctg}\alpha_{у} n_{у(фкт)}}{n_{у(фкт)}}, \quad (6.8)$$

$$B_{к(срд)} = \frac{B_{к(врх)} + B_{к(нз)}}{2}, \quad (6.9)$$

Угол откоса рабочего борта карьера, град

$$\varphi_{р} = \operatorname{arctg} \frac{\sum_1^n h_{у}}{\sum_1^n \Pi_{рп(фкт)} + \sum_1^n h_{у} \operatorname{ctg}\alpha_{у}}, \quad (6.10)$$

Средняя длина фронта работ рабочего уступа, м

$$L_{ф(срд)} = \frac{L_{к(врх)} + L_{к(нз)}}{2}, \quad (6.11)$$

где $L_{к(врх)}$ - длина карьера по верху, м;

$L_{к(нз)}$ - длина карьера по низу, м.

Средняя скорость подвигания фронта работ по обеспечению заданной производительности карьера по горной массе, м/год

$$V_{ф(гм)} = \frac{Q_{к(гм)}}{n_{у(фкт)} L_{ф(срд)} h_y} \leq \frac{n_{э(нбх)} Q_{э(гд)}}{n_{у(фкт)} L_{ф(срд)} h_y}, \quad (6.12)$$

где $Q_{к(гм)}$ - годовая производственная мощность карьера по горной массе, м³/год;

$n_{у(фкт)}$ - фактическое количество рабочих горизонтов;

$Q_{э(гд)}$ - годовая производительность экскаватора, м³/год;

$n_{э(нбх)}$ - необходимое количество рабочих экскаваторов;

h_y - высота рабочего уступа.

С другой стороны эта же скорость подвигания фронта работ по геометрическим построениям для обеспечения угла откоса рабочего борта карьера φ_p , м/год

$$V'_{ф(гм)} = V_{ши(гд)} (\text{ctg}\varphi_p + \text{ctg}\varphi_y), \quad (6.13)$$

где $V_{ши(гд)}$ - скорость ежегодного понижения горных работ по ископаемому, м/год (1.16);

φ_p - угол откоса рабочего борта карьера, град;

φ_y - угол направления углубления горных работ, град.

Основным условием нормальной работы карьера заданной производительности является

$$V_{ф(гм)} \geq V'_{ф(гм)}. \quad (6.14)$$

Параметры основных элементов системы разработки приводятся на рис. 6.1 и в табл. 6.1 и 6.3.

- капитальную и разрезную траншею может одновременно проходить только один экскаватор, на работах по разному разрезной траншеи может быть задействовано одновременно несколько экскаваторов;

- производительность экскаваторов при проходке траншей снижается на 30-50% из-за необходимости работы в стесненных условиях;

- начало зарезки нового горизонта возможно, когда на вышележащем горизонте разрезная траншея будет разнесена не менее чем на величину минимальной рабочей площадки;

- в результате построения графика необходимо определить срок строительства карьера.

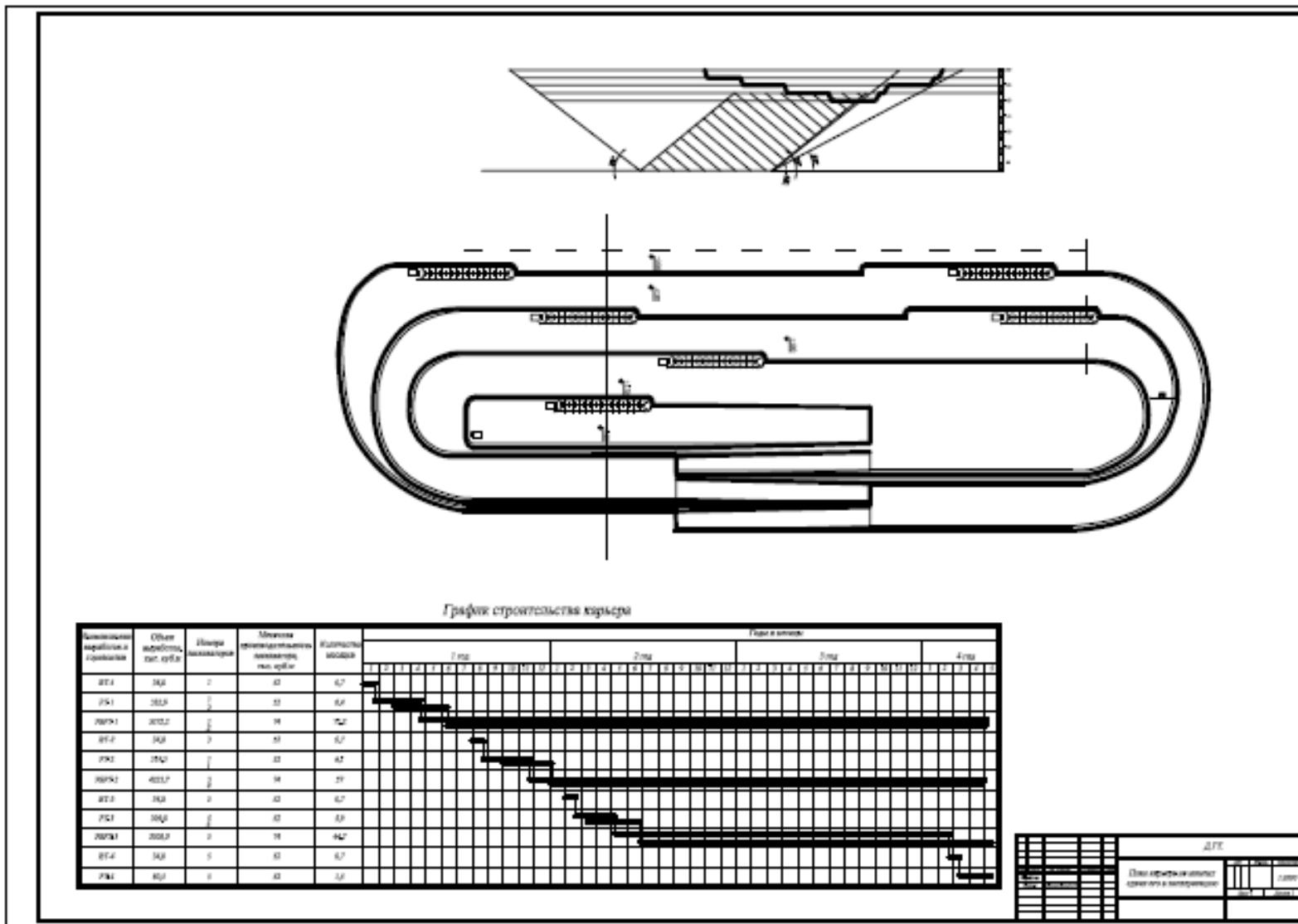
Таблица 6.3

Параметры основных элементов системы разработки

Индекс	Номера формул	Наименование параметра	Единица измерения	Значения
h_y		Высота уступа	м	
$L_{\text{бл}}$		Длина экскаваторного блока	м	
$\text{Ш}_{\text{взр.бл}}$		Ширина экскаваторного блока	м	
$\text{Ш}_{\text{рп}(\text{min})}$		Минимальная Ширина рабочей площадки	м	
$\text{Ш}_{\text{рп}(\text{фкт})}$		Фактическая Ширина рабочей площадки	м	
φ_p		Угол откоса рабочего борта карьера	град	
$n_{y(\text{взм})}$		Возможное число рабочих уступов	уступ	
$n_{y(\text{фкт})}$		Фактическое число рабочих уступов	то же	
$V_{\text{иск}(\text{гд})}$		Скорость понижения работ по ископаемому	м ³ /год	
$V_{\text{ф}(\text{гм})}$		Скорость подвигания фронта работ (факт.)	м ³ /год	
$V'_{\text{ф}(\text{гм})}$		То же (расчёт.)	м ³ /год	
$L_{\text{ф}(y)}$		Длина фронта работ уступа	м	

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Квагинидзе, В.С. Экскаваторы на карьерах. Конструкции, эксплуатация, расчет. [Электронный ресурс] : Учебное пособие. / В.С. Квагинидзе, Г.И. Козовой, Ф.А Чакветадзе, Ю.А. Антонов, В.Б. Корецкий. - М.: Издательство: «Горная книга».
2. Егоров, П.В. Основы горного дела / П.В. Егоров, Е.А. Бобер [Электронный ресурс]. - М.: Издательство: «Горная книга», 2006. – 408 с.
- 3 Бурмистров, К.В. Процессы открытых горных работ [Текст] : учеб. пособие / К.В. Бурмистров, В.Ю. Заляднов. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2014. – 222 с.
- 4 Репин Н.Я. Выемочно-погрузочные работы [Текст] : учеб. пособие / Н. Я. Репин. - М. : Горная книга, 2010. - 267 с.
- 5 Ялтанец И.М., Щадов М.И. Практикум по открытым горным работам [Текст] : учебное пособие / И. М. Ялтанец, М. И. Щадов. - 2-е изд., перераб. и доп. - М. : Изд-во МГГУ, 2003. – 429 с.
- 6 Синьчковский, В.Н. Процессы открытых горных работ. Практикум [Текст] : учеб. пособие/ В.Н. Синьчковский, Ю.В. Ромашкин. - Красноярск, ГУЦМиЗ, 2006. – 168 с.
- 4 Олизаренко, В.В. Основы эксплуатации горных машин [Текст] : учеб. пособие / В.В. Олизаренко. - Магнитогорск: МГТУ – 2008. – 188с.
7. Лагунова, Ю.А. Экскаваторы–Драглайны [Текст] : учеб. пособие / Ю.А. Лагунова. - Екатеринбург: УГГУ, 2005 -107 с.
- 8 Городниченко, В.И. Основы горного дела [Текст] : учебник / В.И. Городниченко, А.П. Дмитриев. - М.: Изд-во МГГУ «Горная книга». 2008. – 464с.
- 9 Репин, Н.Я. Подготовка горных пород к выемке [Текст] : учеб. пособие / Н. Я. Репин. - М. : Мир горной книги. Ч. 1. - 2009. – 187.
- 10 Репин Н.Я., Репин Л.Н. Практикум по дисциплине «Процессы открытых горных работ» [Текст] : учеб. пособие / Н. Я. Репин, Л.Н. Репин – М: - МГГУ, 2010 - 156 с.
- 11 Бурмистров К.В. Практикум по дисциплине Основы горного дела (открытая геотехнология): [Электронный ресурс]: практикум



Пример оформления графической части курсового проекта

ПРИЛОЖЕНИЕ 1 Технические характеристики карьерного оборудования

Техническая характеристика станков буровых шарошечных

Показатели	СБШ-160/200-40Д	5СБШ-200-36	3СБШ-200-60 (3СБШ-200Н)
Диаметр долота, мм	160; 171; 215,9	215,9	215,9 244,5
Глубина скважины, м, не более	40,5	36	60
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8,5; 9,2	9,6/1	12/1
Осевое усилие, кН, не более	235	300	300
Частота вращения долота, с ⁻¹	0—2,0	0,25—2,5	0,2—2,16
Подача компрессора, м ³ /с	0,416	0,417	0,417—0,53
Габариты, мм	11500x6000x13000	10200x5000x14300	10100x5300x18400
Масса станка, т	50	66	65

Показатели	СБШ-190/250-60 МНА-32 (СБШ250МН)	СБШ-250МНА-32	СБШ-320-36
Диаметр долота, мм.	190; 215,9; 244,5	244,5; 269,9	320
Глубина скважины, м, не более	52	32	36
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30; 35; 45	0; 15; 30	0
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8/Нет данных	8,2/8	17,5/17,5
Осевое усилие, кН, не более	300	300	600
Частота вращения долота, с ⁻¹	0—2,5	0,2—2,5	0—2,1
Подача компрессора, м ³ /с	0,53	0,417	0,834
Габариты, мм	11000x5450x15350	9200x5450x15350	12500x5450x25200
Масса станка, т	80	71	140

Техническая характеристика станков шарошечного бурения скважин фирмы Atlas Copco.

Модель Параметры	DM-30*	DM-45/50	DML*	DM-M2	DM-M3	PV271	PV351
Скважина: диаметр, мм	130–171	127–171	152–270	251–270	251–311	200–270	270–410
глубина, м	15,2	55	55	53,3	48,8	60	55
Угол бурения к вертикали, градус	0–20	0–30	0–30	0–30	0–30	–	–
Усилие подачи, кН, не более	136	227	272	340	409	340	522
Скорость подачи на забой, м/мин	0–30	0–44	0–44	0–25	0–44	0–39	0–21
Частота вращения долота, мин ⁻¹	0–100	0–160 0–100	0–160 0–100	0–150	0–200	0–170	0–170
Крутящий момент, кН·м	7,3	7,3; 12,2	7,35; 12,2	11,8	13,8	6,44; 12	25,7; 14,2
Тип привода	Д	Д	Д	Д/Э	Д/Э	Д	Д/Э
Мощность дизеля, л.с.	425; 525	425; 600	525; 760	760	850; 950	760	1000–1500
Масса станка, т	23,7	28,2	49	60,7	104,4	80	169

* возможно оснащение станков оборудованием для пневмоударного бурения скважин

Техническая характеристика станков вращательного шнекового бурения

Показатели	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-125-30	СБШК-200
Диаметр скважины, мм	160	160	115;125	190; 215,9
Глубина бурения, м	24	32	30	50
Направление бурения к вертикали, град.	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Частота вращения бурового инструмента, с ⁻¹	1,7; 2,2; 3,3	1,7; 2,2; 3,3	0–4,2	0,05–3,0
Усилие подачи, кН	65	80	До 40	До 196
Габариты, мм, в рабочем положении	7495x4900x129 80	8100x4900x1298 0	5200x3250x72 00	10300x4900x18200
Масса, т	25	35	12	48

Техническая характеристика станков ударно-вращательного (пневмоударного) бурения типа СБУ

Показатели	ЗСБУ-100-32	СБУ-125А-32	СБУ-100ГА-50	СБУ-125У-52
Диаметр скважины, мм	85; 110	125	130	125—160
Глубина скважины, м, не менее	32	32	50	52
Направление бурения к вертикали, град.	Манипулятор	0; 15; 30	0; 15; 30	0—30
Пневмоударник	П-110К	П-125К	П-130-4	П-125
Тип долота	К - 110КА	К- 125	К- 130	К - 125К
Частота вращения бурового става, с ⁻¹	0,65—1,33	0,37; 0,75	0,77	0,22-0,45
Тип ходовой части	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный
Габариты станка в транспортном положении, мм	Нет данных	4250х3000х2400	4000х2210х2210	5600х3200х3200
Масса станка, т	8,5	8,5	5,0	13,5

Техническая характеристика станков ударно-вращательного (пневмоударного бурения) фирмы «Атлас Копко»

Показатели	ROC - L6	ДМ 45НР*
Диаметр скважин, мм	95—152	114—203
Глубина бурения, м	36	54
Длина штанг, м	4	9—15
Направление бурения, градус	0—90	0—30 (через 5°)
Пневмоударник	СОР-44; СОР-54	Нет данных
Осевое усилие, кН	20	22,7
Частота вращения, с ⁻¹	0—1,3	0—2,66
Давление сжатого воздуха, МПа	2,5	2,4
Привод	Дизельный	Дизельный
Масса, т	18,4	39

* Скорость бурения (м/ч) в породах прочностью, МПа

129 МПа — 41,9 м/ч; 152 МПа — 38,4 м/ч;

167 МПа — 36,5 м/ч; 225 МПа — 31,5 м/ч;

232 МПа — 31,3 м/ч.

Техническая характеристика станков ударно-вращательного (пневмоударного бурения фирмы)
«Атлас Копко»

Тип	Диаметр скважины	Длина скважины	Угол наклона скважины	Масса станка	Удельное давление нагрузки	Наличие компрессора	Способ удаления мелочи	Производительность
DM45/D M50	127–203	54.8	0–30	40	-	+		25,5–30,3
DML	1)190–270 мм— вращательное бурение 2)152–225 мм— пневмоударное бурение	54,8	0–30	48-50	-	+	Сжатый воздух	1) 34–54 2) 35,4–41
Pit Viper 275	250–270	60	-	80	-	+	Сжатый воздух	53,8–74,6
CM 470	64 - 89	18	30	13	-	+	Сжатый воздух	83
ECM 660	76-115	25	-	13	-	-	Сжатый воздух	-
PV271	200-270	60	-	75-80	-	+	Сжатый воздух	1)53.8- вращ. 2)41- ударно- вращат.
PV351	270 - 410	40	-	169	-	+	Сжатый воздух	85–108 вращат.
DM-M3	251–311	48.8	0-30	104.4	-	+	Сжатый воздух	54
DM30	130–171	27.4- 45.7	0–20		-	+	Сжатый воздух	25.5

Рациональные области применения долот второго поколения (по данным ВНИИБТ)

Долото	Горная порода	Коэффициент крепости пород	Диаметр долот, мм
МЗ	Абразивные породы ниже средней и средней крепости	До 6	190; 214; 243
С	Алевролиты, мергели, углистые и глинистые сланцы, известняки и др. средней крепости	6	190; 214
Т	Не- и малоабразивные горные породы: амфиболовые сланцы, аргиллиты, песчаные сланцы, твердые известняки, слабые доломиты, фосфатные руды, опоки и т.п.	6÷8	145; 190; 214; 243
ТК	Малоабразивные твердые породы с пропластками крепких пород и руд: известняки с пропластками угля, малокристаллические известняки с пропластками доломитов и т.п.	8÷10	190; 214; 243
ТЗ	Вязкие абразивные твердые горные породы: апатит-нефелиновые руды, доломитизированные известняки и плотные доломиты, разрушенные граниты, габбро и диориты, магнетиты	8÷14	190; 214; 243
ТКЗ	Переменяющиеся абразивные твердые вязкие и крепкие хрупкие горные породы и руды: окварцованные доломитизированные известняки с прослойками рыхлого кварцита, кварцевые сланцы и т.п.	8÷14	190; 214
К и ОК	Абразивные хрупкие крепкие и очень крепкие горные породы и руды: гранит, скарны, кварциты, диориты, джеспилиты, крепкие песчаники и т.п.	Свыше 12÷14	145; 190; 214; 269; 320

Техническая характеристика режущих долот типов РК и РД

Показатели	РК-4М	8РД-160Ш	10РД-160Ш	3РД-215,9	1РД-244,5
Диаметр долота, мм	160	165	164	216	245
Число резцов	2	4	4	8	8
Способ очистки скважины	Шнековый			Продувка	
Коэффициент крепости пород	4	6	7	7	7
Стойкость корпуса, м	400	2000	2000	3000	2000
Масса, кг	3,2	4	4,5	15	29

Техническая характеристика пневмоударников

Показатели	П-110-2,8	П-130-4	П-160А
Номинальный диаметр, мм	105	125	165
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Работа единичного удара, Дж	96	140	280
Частота ударов, с ⁻¹	27	21	21
Ударная мощность, кВт	2,8	4,0	7,9
Наружный диаметр пневмоударника, мм	92	112	142

Масса без коронки, кг	22	30	56
-----------------------	----	----	----

Долота для пневмоударного бурения

Показатели	К-110КА	К-125К	БК-155
Диаметр, мм	110	125	155
Материал: пластин корпуса	Твердый сплав ВК-15		
	Сталь 45ХН		30ХГСА
Масса, кг	4,8	5,9	9,2

Удельные усилия подачи при шарошечном бурении
(на 1 см диаметра долота)

П ₆	Диаметр долота, мм	Удельное усилие подачи, кН/см	
		фактически создаваемое серийными станками	требуемое для оптимального режима бурения
8	214	7	9
10	243	9	11
12	243—269	11	13
14	269	13	18
16	295—320	18	22

Рекомендуемые параметры режима бурения долотами третьего поколения

Диаметр долота, мм	Наружный диаметр бурильных труб, мм	Осевое усилие на долото, кН		Частота вращения, с ⁻¹		Расход сжатого воздуха, м ³ /с
		М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	
<i>Долота на подшипниках качения</i>						
146	89-114	60-80	80-100	2,5-2	2-1	0,16-0,2
161	127	100-130	130-150	2,5-2	2-1	0,25
215,9	180	140-180	160-200	2,5-1,3	2-0,83	0,42
244,5	203	180-220	180-250	2,5-1,3	2-0,83	0,42-0,53
269,9	219	200-270	250-300	2,5-1,3	2-0,83	0,6-0,7
320	273	< 350	< 500	2,5-1,3	2-0,83	0,83-1,0
<i>Долота на подшипниках скольжения</i>						
146	89-114	< 80	< 120	2,5-1,0	2,5-1,0	0,15
161	127	120-140	130-150	2-1,0	1,7-1,0	0,25
215,9	180	160-200	180-220	2-1,0	1,7-0,83	0,42
244,5	203	200-250	220-270	2-1,0	1,7-0,83	0,42-0,53
269,9	219	220-270	250-320	2-1,0	1,7-0,83	0,6-0,7
320	< 273	< 400	500	2-1,0	1,7-0,83	0,8-1,0

Поправочный коэффициент на диаметр скважин (по данным Гипроруды)

Категория пород по степени трещиноватости	Поправочный множитель $K_{дс}$ эталонному расчетному расходу ВВ при диаметре скважин, мм							
	100	125	160	200	243	320	350	400
I	0,92	0,93	0,95	0,98	1,00	1,05	1,07	1,10
II	1,01	1,03	1,05	1,07	1,13	1,15	1,17	1,2
III	1,06	1,08	1,1	1,13	1,16	1,2	1,23	1,25
IV	1,11	1,13	1,15	1,17	1,2	1,25	1,27	1,3
V	1,16	1,18	1,2	1,23	1,26	1,3	1,32	1,3

Показатели эталонного удельного расхода ВВ и классификация пород по взрываемости

Категория (класс) пород по взрываемости	Породы	$k_1(\sigma_{сж} + \sigma_{раст} + \sigma_{сдв})$, Г/М ³	$k_2\gamma g$, Г/М ³	$q_э$, Г/М ³
I	Легковзрываемые	1—12	3—8	4—20
II	Средней трудности взрывания	17—30	4—10	21—40
III	Трудновзрываемые	36—48	5—12	41—60
IV	Весьма трудновзрываемые	55—56	6—14	61—80
V	Исключительно трудновзрываемые	74—84	7—16	81 — 100

Удельный расход эталонного ВВ, кг/м³ (по данным Гипроруды)

Категория горных пород по степени трещиноватости	Коэффициент крепости по М.М. Протождьяконову			
	2,0-6,0	6,0-10,0	10,0-14,0	Свыше 14
	удельный расход эталонного ВВ			
I	0.2	0.25	0.3	0.3
II	0.3	0.35	0.4	0.45
III	0.45	0.5	0.6	0.67
IV	0.67	0.75	0.8	0.9
V	0.9	1.0	1.100	1.200

Величина расчетного удельного расхода взрывчатого вещества аммонит 6ЖВ

Породы	Группа (категория) грунтов и пород по СНИП	Коэфф. крепости по шкале Протодьяконова f	Средняя плотность породы γ , кг/м ³	Расчетный удельный расход ВВ q , кг/м ³	
				для зарядов рыхления, q_p	для зарядов выброса, q_b
Песок	I	-	1500	-	1,6-1,8
Песок влажный или плотный	I-II	-	1650	-	1,2-1,3
Суглинок тяжелый	II	-	1750	0,35-0,4	1,2-1,5
Глина ломовая	III	-	1950	0,35-0,45	1,0-1,4
Лесс	III-IV	-	1700	0,3-0,4	0,9-1,2
Мел, выщелоченный мергель	IV-V	0,8-1,0	1850	0,25-0,3	0,9-1,2
Гипс	IV	1,0-1,5	2250	0,35-0,45	1,1-1,5
Известняк-ракушечник	V-VI	1,5-2,0	2100	0,35-0,6	1,4-1,8
Опока, мергель	IV-VI	1,0-1,5	1900	0,3-0,4	1,0-1,3
Туфы трещиноватые плотные, тяжелая пемза	V	1,5-2,0	1100	0,35-0,5	1,2-1,5
Конгломерат, брекчии на известняковом и глинистом цементе	IV-VI	2,3-3,0	2200	0,35-0,45	1,1-1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдистый, серицитовый мергель	VI-VII	3,0-6,0	2200	0,4-0,5	1,2-1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII-VIII	5,0-6,0	2700	0,4-0,5	1,2-1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII-XI	6,0-8,0	2800	0,45-0,7	1,2-2,1
Гранит, гранодиорит	VII-X	6-12	2800	0,5-0,7	1,7-2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX-XI	6-18	3000	0,6-0,75	1,7-2,2
Кварцит	X	12-14	3000	0,5-0,6	1,6-1,9
Порфирит	X	16-20	2800	0,7-0,75	2,0-2,2

Значения коэффициента k_t , зависящего от взрываваемой породы

Взрываемые породы	k_t , мс/м
Особо крепкие породы: граниты, перидотиты, порфириды, диабазы Крепкие породы: аркозовый песчаник, метаморфические крепкие сланцы, железистые кварциты и др.	3
Породы средней крепости: известняк, мрамор, магнезит, серпентинит и др.	4
Мягкие породы: мергель, мел, глинистые сланцы, каменный уголь, аргелиты и др.	5
	6

Техническая характеристика карьерных механических лопат Российского производства

Показатели	Модели экскаваторов					
	ЭКГ-3,2	ЭКГ-2у	ЭКГ-4,6	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-6,3ус
Вместимость стандартного ковша, м ³	3,2	2,0	4,6	5,0	8,0	6,3
Угол наклона стрелы, град	47	54	45	45	47	50
Рабочие размеры, м: длина стрелы	10,3	16,5	10,5	10,5	13,35	16,5
длина рукояти	8,655	12,1	7,8	7,8	11,51	12,85
Радиус черпания на уровне стояния	8,8	11,0	9,3	9,04	12,2	13,5
Максимальный радиус черпания	13,5	18,0	14,4	14,5	18,4	19,8
Высота черпания при максимальном радиусе черпания	6,1	8,85	8,8	6,25	8,3	9,6
Максимальный радиус разгрузки	12,0	16,7	12,65	12,3	16,3	17,9
Максимальная высота черпания	9,8	16,9	10,0	10,3	13,5	17,1
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки	-	14,3	-	11,8	15,6	16,5
Радиус черпания при максимальной высоте черпания	12,6	14,7	-	-	16,0	17,4
Максимальная высота разгрузки	6,25	13,4	6,45	6,7	8,6	12,5

Индекс «у» - экскаваторы с удлиненным оборудованием для верхней погрузки горной массы.

Индекс «ус» - экскаваторы со средне-удлиненным оборудованием, предназначенные для выемки широкими заходками

Показатели	Модели экскаваторов					
	ЭКГ-3,2	ЭКГ-2у	ЭКГ-4,6	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-6,3ус
Габаритные размеры, м:						
- радиус вращения кузова	5,6	5,6	5,25	5,25	7,78	7,78
- ширина кузова	5,13	5,13	5,016	5,0	6,51	6,51
- высота экскаватора без стрелы	8,105	8,105	5,47	8,16	11,2	11,2
- высота крыши кузова	5,06	5,06	5,46	5,47	6,73	6,73
Просвет под поворотной платформой	1,96	1,96	1,68	1,85	2,765	2,765
Высота оси пяты стрелы	2,74	2,74	2,53	2,54	4,1	4,1
Расстояние от оси пяты стрелы до оси вращения экскаватора	1,9	1,9	2,25	2,25	2,4	2,4
Длина гусеничного хода	5,35-5,6	5,35-5,6	6	6,06	7,95-8,23	7,95-8,23
Ширина гусеничного хода	4,9	4,9	5,23	5,24	6,98	6,98
Ширина гусеничной цепи	0,9	0,9	0,9	0,9	1,1	1,1
Скорость передвижения, км/ч	0,6	0,6	0,55	0,55	0,42	0,42
Преодолеваемый уклон, град	12	12	12	12	12	12

Продолжение табл.

Показатели	Модели экскаваторов					
	ЭКГ-10	ЭКГ-8уc	ЭКГ-5у	ЭКГ-12,5	ЭКГ-6,3у	ЭКГ-15
Вместимость стандартного ковша, м ³	10	8	5	12,5	6,3	15
сменного, м ³	8 и 12,5	-	-	16	-	-
Угол наклона стрелы, град	45	50	50	45	50	45
Рабочие размеры, м: длина стрелы	13,85	-	-	18	31	18
длина рукояти	11,37	-	-	13,58	22,5	13,58
Радиус черпания на уровне стояния	12,6	13,5	14,5	14,8	21,4	15,6
Максимальный радиус черпания	18,4	14,8	23,7	22,5	35	22,6
Высота черпания при максимальном радиусе черпания	-	-	-	10,15	15,2	-
Максимальный радиус разгрузки	16,3	17,9	22,1	19,9	33	20
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки	5,7	7,7	9,4	7,6	13,1	7,8
Максимальная высота черпания	13,5	17,1	22,2	15,1	30	16,4
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки	15,4	16,5	18,6	19,5	26,5	19,5
Радиус черпания при максимальной высоте черпания	-	-	21,3	-	-	-
Максимальная высота разгрузки	8,6	12,5	17,5	10,0	25,0	10,0

Показатели	Модели экскаваторов					
	ЭКГ-10	ЭКГ-8yc	ЭКГ-5y	ЭКГ-12,5	ЭКГ-6,3y	ЭКГ-15
Габаритные размеры, м:						
- радиус вращения кузова	7,78	7,78	7,78	10,0	10,0	10,0
- ширина кузова	6,51	6,51	6,51	8,01	8,01	8,04
- высота экскаватора без стрелы	14,6	14,6	14,6	15,6	15,6	15,6
- высота крыши кузова	11,55	11,55	11,55	8,4	8,4	8,4
Просвет под поворотной платформой	2,76	2,76	2,76	3,33	3,33	3,33
Высота оси пяты стрелы	4,1	4,1	4,1	4,85	4,85	4,85
Расстояние от оси пяты стрелы до оси вращения экскаватора	2,4	2,4	2,4	3,2	3,2	3,2
Длина гусеничного хода	7,95-8,23	7,95-8,23	7,95-8,23	12,85-13,08	12,85-13,08	12,85-13,08
Ширина гусеничного хода	6,98	6,98	6,98	9,5	6,98	9,5
Ширина гусеничной цепи	1,1	1,1	1,1	1,1	0,9	0,9
Скорость передвижения, км/ч	0,42	0,42	0,42	0,43	0,42	0,43
Преодолеваемый уклон, град	12	12	12	12	12	12

Техническая характеристика гидравлических экскаваторов зарубежного производства

Наименование	Емкость ковша	Высота черпания экскаватора Н, м	Глубина черпания экскаватора Н, м	Радиус черпания (max)	Радиус разгрузки (max)	Масса, т	Удельное давление на грунт
Hitachi ZX 800LD	4	10.9	5.1	10200	7.9	77.7	106
Hitachi EX 1200	6.5	12.3	5.2	11440	8740	111	136
Hitachi EX 1800-3	9.6	14.4	9.2	16070	9160	180	
Hitachi EX 2500	13.8	16.6	8.6	17050	10 350	236	174
Hitachi EX 3600	21	16.30	3.9	15 220	10 990	350	181
Hitachi EX 5500	29	20.6	9	16 600	13 100	515	230
Hitachi ZX 800	3.4	12.5	8.9	13 990	8 530	74	88
Liebherr R 9100	7	13.5	12	13000	865	111	
Liebherr R 9250	15		8.7	15500	11000	253	
Liebherr R 9350	18	15.4	9.5	13750	11200	310	
Liebherr R 9800	42	16.2	9	15900	13000	804	
Liebherr R 995	26.5	16.3	8.6	7800	10500	450	

Средние значения коэффициента разрыхления пород в ковше при выемке разрушенных пород одноковшовыми экскаваторами

Вместимость ковша экскаватора, м	Значения $k_{рк}$ при диаметре среднего куска $d_{ср}^*$, см										
	10	15	25	35	45	55	65	75	85	95	105
4	1,35	1,4	1,53	1,65	1,82	—	—	—	—	—	—
6	1,34	1,38	1,48	1,6	1,75	1,86	-	—	-	—	—
8	1,33	1,36	1,43	1,53	1,65	1,78	1,9	—	—	—	—
10	1,32	1,35	1,42	1,5	1,6	1,72	1,83	1,91	—	—	—
12,5	1,31	1,34	1,4	1,46	1,55	1,66	1,77	1,86	1,95	—	—
15	1,31	1,33	1,39	1,44	1,52	1,63	1,74	1,82	1,92	1,99	—
20	1,3	1,32	1,37	1,42	1,49	1,58	1,68	1,78	1,86	1,93	1,99
25	1,3	1,32	1,35	1,4	1,46	1,54	1,64	1,74	1,82	1,89	1,95
35	1,3	1,31	1,33	1,39	1,43	1,5	1,58	1,66	1,74	1,81	1,87
40	1,3	1,31	1,33	1,38	1,42	1,48	1,55	1,62	1,71	1,78	1,84
50	1,3	1,31	1,33	1,37	1,41	1,46	1,52	1,58	1,66	1,74	1,79
80	1,3	1,31	1,32	1,34	1,38	1,41	1,45	1,5	1,56	1,62	1,69

* Диаметр среднего куска $d_{ср}$ в табл. 16 и 17 соответствует линейному методу измерения кусковатости взорванной породы

Средние значения коэффициента наполнения ковша мехлопат и драглайнов при выемке разрушенных пород

Вместимость ковша экс-ра, м	Значения $k_{нк}$ при среднем размере куска d_{cp}^* , см									
	15	25	35	45	55	65	75	85	95	105
4	<u>1.15*</u>	<u>1.08</u>	<u>0.93</u>	<u>0.72</u>	—	—	—	—	—	—
	1,11	1,04	0,86	0,63	—	—	—	—	—	—
6	<u>1.17</u>	<u>1.12</u>	<u>1</u>	<u>0.82</u>	<u>0.6</u>	—	—	—	—	—
	1,15	1,1	0,96	0,77	0,5	—	—	—	—	—
8	<u>1.18</u>	<u>1.15</u>	<u>1.08</u>	<u>0.92</u>	<u>0.73</u>	<u>0.53</u>	—	—	—	—
	1,15	1,13	1,03	0,88	0,65	0,42	—	—	—	—
10	<u>1.18</u>	<u>1.15</u>	<u>1.08</u>	<u>0.98</u>	<u>0.63</u>	<u>0.47</u>	<u>0.32</u>	—	—	—
	1,16	1,14	1,06	0,96	0,54	0,35	0,2	—	—	—
12,5	<u>1.18</u>	<u>1.16</u>	<u>1.09</u>	<u>1</u>	<u>0.88</u>	<u>0.72</u>	<u>0.55</u>	<u>0.38</u>	—	—
	1,16	1,14	1,07	0,97	0,84	0,63	0,43	0,27	—	—
15	<u>1.18</u>	<u>1.16</u>	<u>1.08</u>	<u>1.03</u>	<u>0.95</u>	<u>0.8</u>	<u>0.68</u>	<u>0.52</u>	<u>0.36</u>	—
	1,16	1,14	1,04	0,98	0,9	0,72	0,53	0,37	0,25	—
20	<u>1.19</u>	<u>1.17</u>	<u>1.11</u>	<u>1.06</u>	<u>1</u>	<u>0.9</u>	<u>0.8</u>	<u>0.65</u>	<u>0.52</u>	<u>0.4</u>
	1,17	1,15	1,1	1,03	0,96	0,82	0,65	0,5	0,37	0,25
25	<u>1.19</u>	<u>1.17</u>	<u>1.12</u>	<u>1.09</u>	<u>1.04</u>	<u>0.97</u>	<u>0.87</u>	<u>0.76</u>	<u>0.65</u>	<u>0.53</u>
	1,17	1,15	1,11	1,06	1,02	0,93	0,8	0,63	0,5	0,35
35	<u>1.2</u>	<u>1.18</u>	<u>1.15</u>	<u>1.12</u>	<u>1.08</u>	<u>1.03</u>	<u>0.97</u>	<u>0.87</u>	<u>0.78</u>	<u>0.7</u>
	1,18	1,16	1,13	1,09	1,05	1	0,91	0,79	0,65	0,54
40	<u>1.2</u>	<u>1.18</u>	<u>1.16</u>	<u>1.14</u>	<u>1.1</u>	<u>1.05</u>	<u>1.01</u>	<u>0.93</u>	<u>0.84</u>	<u>0.76</u>
	1,18	1,16	1,14	1,11	1,07	1,02	0,96	0,86	0,74	0,62
50	<u>1.2</u>	<u>1.18</u>	<u>1.17</u>	<u>1.15</u>	<u>1.12</u>	<u>1.08</u>	<u>1.03</u>	<u>0.97</u>	<u>0.88</u>	<u>0.8</u>
	1,18	1,16	1,15	1,12	1,09	1,0	0,99	0,92	0,81	0,7
80	1,2	1,17	1,17	1,15	1,13	1,11	1,1	1,0	0,9	0,9

* В числителе приведены значения $k_{нк}$ при выемке пород мехлопатами, в знаменателе — драглайнами.

Расчетные значения коэффициента $k_{ТВ}$

Тип экскаватора	Число рядов скважин	Значения коэффициента $k_{ТВ}$ при среднем размере куска $d_{ср}$, см		
		менее 35	35—60	более 60
ЭКГ-5	1	0,9	0,7	0,6
	2—3	0,93	0,73	0,63
	4—5	0,95	0,75	0,65
	6—9	0,97	0,77	0,67
ЭКГ - 8И	2—3	0,93	0,78	0,68
	4—5	0,95	0,8	0,7
	6—9	0,97	0,82	0,72
ЭКГ - 12,5	2—3	0,93	0,83	0,73
	4—5	0,95	0,85	0,75
	6—9	0,97	0,87	0,77
ЭКГ-15 ЭКГ-20	2—3	0,93	0,85	0,75
	4—5	0,95	0,87	0,78
	6—9	0,97	0,89	0,82

Примерное число рабочих смен экскаваторов в году (по районам)

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Непрерывная рабочая неделя при работе в три смены			Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе в две смены		
	северный	средняя полоса	южный	северный	средняя полоса	южный
ЭКГ						
До 5	780	800	820	460	475	485
8	765	780	795	455	470	475
12	745	770	785	450	465	470
15—20	735	760	780	445	465	470
ЭШ						
До 10	720—765	750—800	770—820	440—460	460—475	465—485
15	705	730	735	520	540	545
25	655	680	785	505	520	525
Свыше 25	650	675	785	500	515	525

Технологические характеристики автосамосвалов БелАЗ

Модель автосамосвала	Грузоподъемность, т	Объем кузова, м ³		Вес автосамосвала, т	Кол. формула	Тип покрышек	Габаритные размеры, м
		с шапкой	без шапки				
БелАЗ 7540А	30	19,2	15,1	22,6	4х2	18.00-25	7,11х3,86х3,93
БелАЗ 7540В	30	19,2	15,1	22,6	4х2	18.00-25	7,11х3,86х3,93
БелАЗ 7540С	30	19,2	15,1	22,6	4х2	18.00-25	7,41х3,86х3,93
БелАЗ 7540D	30	19,2	15,1	22,6	4х2	18.00-25	7,11х3,86х3,93
БелАЗ 7540Е	30	19,2	15,1	22,6	4х2	18.00-25	7,11х3,86х3,93
БелАЗ 7540К	30	19,2	15,1	22,6	4х2	18.00-25	7,41х3,86х3,93
БелАЗ 75450	45	27,7	21,5	35	4х2	21.00-35	8,56х4,24х4,475
БелАЗ 7547	45	26,5	21,5	33,1	4х2	21.00-35	8,09х4,11х4,39
БелАЗ 75471	45	26,5	21,5	33,1	4х2	21.00-35	8,09х4,11х4,39
БелАЗ 75473	45	27,6	21,5	33,1	4х2	21.00-35	8,39х4,11х4,39
БелАЗ 7555В	55	33,3	22,7	40,5	4х2	24.00-35	8,89х4,74х4,56
БелАЗ 7555D	55	57,9	50	40,5	4х2	24.00-35	8,89х4,74х4,56
БелАЗ 7555Е	60	37,3	28	44,1	4х2	24.00R35	8,89х4,74х4,56
БелАЗ 7555F	55	33,3	22,7	40,5	4х2	24.00-35	8,89х4,74х4,56
БелАЗ 75570	90	53,3	37,7	73	4х2	31/90-49	10,35х5,4х5,34
БелАЗ 75571	90	53,3	37,7	73	4х2	31/90-49	10,35х5,4х5,34
БелАЗ 7513	130-136	71,2	45,5	109,5	4х2	33.00-51	11,5х6,4х5,9
БелАЗ 75131	130-136	67	40	107,1	4х2	33.00-51	11,5х6,4х5,9
БелАЗ 75137	130-136	71,2	45,5	108,1	4х2	33.00-51	11,5х6,4х5,9

продолжение

Модель автосамосвала	Грузоподъ емность, т	Объем кузова, м ³		Вес автосамос вала, т	Кол. формула	Тип покрышек	Габаритные размеры, м
		с шапкой	без шапки				
БелАЗ 75135	110-130	71,2	45,5	100,1	4x2	33.00-51	11,5x6,4x5,9
БелАЗ 75139	130-136	71,2	45,5	108,5	4x2	33.00-51	11,5x6,4x5,9
БелАЗ 75170	154-160	96,5	65,6	134	4x2	36.00R51	12,3x6,85x6,2
БелАЗ 75172	154-160	96,5	65,6	134	4x2	36.00R51	12,3x6,85x6,2
БелАЗ 75174	154-160	96,5	65,6	134	4x2	36.00R51	12,3x6,85x6,2
БелАЗ 75302	220	112	80	156,1	4x2	40.00R57	13,39x7,82x6,65
БелАЗ 75306	220	112	80	156,1	4x2	40.00R57	13,39x7,82x6,65
БелАЗ 75305	180-220	112	80	156,1	4x2	40.00R57	13,39x7,82x6,65
БелАЗ 75307	220	141,1	102,4	156,1	4x2	40.00R57	13,39x7,82x6,75
БелАЗ 75310	240	141,1	102,4	161,5	4x2	40.00R57	13,39x8,06x6,72
БелАЗ 75600	320	199	139	240	4x2	55/80R63 56/80R63 59/80R63	14,9x9,25x7,22
БелАЗ 75601	360	218	162,8	250	4x2	59/80R63	14,9x9,25x7,22

Технологические характеристики автосамосвалов KOMATSU и Caterpillar

Модель	Грузоподъемность, т	Емкость, м ³		Вес а/см, т	Колесная формула	Тип покрышек	Габариты ДхШхВ, м
		без шапки	с шапкой				
komatsu HD785-7	91,0	40	60	72	4×2	27.00 R49	10,29x5,05x5,2
komatsu HD1500-7	141,1	54	78	105,3	4×2	33,00 R51	11,37x5,985x5,85
komatsu HD785-5	91	40	60	66,93	4×2	27.00R49	10,49x5,21x5,05
komatsu HD4657	56	25,0	34,2	42,8	4×2	24.003536PR	9,355x4,595x4,4
komatsu HD3256	36,5	18	24	28,7	4×2	18.00(33(28PR	8,365x3,66x4,15
с шарнирно-сочлененной рамой							
komatsu HM3001	27.3	12,9	16,6	23,6	6×6	23.5 R25	10,095x2,9x3,5
komatsu HM3501	32.3	14,6	19,8	28,55	6×6	26.5 R25	10,730x3,25x3,595
komatsu HM400-1	36.6	16,5	22,3	30,3	6×6	29.5 R25	11,025x3,45x3,7

Модель	Грузоподъемность, т	Емкость, м ³		Вес а/см, т	Колесная формула	Тип покрышек	Габариты ДхШхВ, м
		без шапки	с шапкой				
Caterpillar 772	45	24,2	31,2	37	4×2	21.00 R 33(E-4)	5,549x3,927x4,093
Caterpillar 773D	54	26,6	35.2	45.4	4×2	24.00-R35	9,120x4,457x4,0
Caterpillar 773F	54.4	26,8	35,6	46	4×2	24.00 R 35	10,334x4,411x4,108
Caterpillar 777F	90.9	41,8	60	64.8	4×2	27.00R49	10,528x5,223x4,697
Caterpillar 785C	118-136		78	95.7	4×2	33.00-R51	11,052x6,257x5,122
Caterpillar 793D	218	96	129	165.8	4×2	40.00R57	12,862x7,605x5,584
Caterpillar 797F	363	188-213	240-267	220	4×2	59/80R63	15,08x9,529x6,526
с шарнирно-сочлененной рамой							
Caterpillar 725	23.6	11,1	17.5	22.3	6×6	23.5R25	9,92x2,877x3,44
Caterpillar 730	28.1	13.1	20.6	22.8	6×6	23.5R25	9,92x2,877x3,44
Caterpillar 735	32.7	14.7	24.3	29.9	6×6	26.5R25	10,889x3,304x3,703
Caterpillar 740	38.1	17.4	28	32.7	6×6	29.5R25	10,889x3,43x3,745

Технологические характеристики автосамосвалов Hitachi и Volvo

Модель	Груз- сть, т	Объем кузова, м ³		Вес автосамосвала	Колес- ная формула	Тип покры- шек	Раб. Размеры ДхШхВ, м
		С шапкой	Без шапки				
Hitachi EH 750:	38.6	27.7	20.8	35 439	4x2		8670x4370x3810
Hitachi EH 1000	59.9	36.0	25.0	41 730	4x2		9300x4620x4420
Hitachi EH 1600	90.0	57.0	35.0	70 920	4x2		10110x5310x5230
Hitachi EH 1700	98.4	60.3	38.6	71 736	4x2		10290x5310x5590
Hitachi EH 3000	156.9	101.9	72.2	122 058	4x2		11550x6290x6630
Hitachi EH 3500	193.3	115.1	79.9	130 980	4x2		12240x6370x6750
Hitachi EH 4500	257	159,0	108	181 508	4x2		14300x7040x8150
Hitachi EH 5000	290	196,1	143,6	213185	4x2		14420x 9050x7170
Liebherr T282	327	327	183,5	528590	6x6	59/80R63	14500x8700x7400
Liebherr T262	218	119,4	84,1	156940	6x6		13300x7400x6700
Volvo A25F	24	15,0	11,7	16900	6x6	23,5R25	1022000x2860x3450
Volvo A30F	28	17,5	13,6	23200	6x6	23,5R25	10300x2940x3450
Volvo A35F	33,5	20,5	16,0	29 100	6x6		11180x3260x3620
Volvo A40F	39,0	24,0	18.4	30800	6x6		11260x3430x3620



**Негосударственное частное образовательное учреждение
высшего образования**

«Технический университет УГМК»

Кафедра _____

КУРСОВОЙ ПРОЕКТ

по дисциплине « _____ »

Тема _____

Студент (ка) _____
ФИО

Группа _____

Руководитель _____
ФИО

ученая степень, ученое звание

оценка

подпись

Дата сдачи _____ 20 ____ г.

г. Верхняя Пышма

20 ____ г.

**Негосударственное частное образовательное учреждение
высшего образования
«Технический университет УГМК»**

ЗАДАНИЕ
на курсовой проект

по дисциплине Основы горного дела (Открытая геотехнология)
студента Акшулакова Калихана Маратбековича группы Гд-17204
(фамилия имя отчество)

специальность
21.05.04 Горное дело

1. Тема курсовой работы (проекта):

Вариант 1	
Коэффициент крепости ПИ/Вскрышные породы	8
Годовая производственная мощность карьера по руде, млн. т/год	6
Глубина залегания ископаемого (мощность покрывающих пород), м	20
Горизонтальная мощность залежи, м	150
Длина карьера по низу, м	1000
Ширина карьера по низу, м	150
Себестоимость добычи 1 м ³ ПИ подземным способом, руб/м ³	10
Себестоимость добычи 1 м ³ ПИ открытым способом без учета стоимости удаления вскрышных пород, руб/м ³	4
Себестоимость удаления 1 м ³ вскрышных пород, руб/м ³	1,5
Угол откоса устойчивых нерабочих бортов карьера по лежачему/висячему боков залежи, град	37
Плотность ПИ в массиве, т/м ³	3,2
Плотность вскрышных пород в массиве, т/м ³	0,75*γ _и
Угол откоса рабочего уступа, град	62
Угол откоса рудной залежи, град	48
Число рабочих дней в году для экскаватора, дн	250
Пределы прочности пород: σ _{сж} – на сжатие, Мпа	240
Пределы прочности пород: σ _{сд} – на сдвиг, Мпа	25
Высота рабочего уступа, м	10

2. Содержание (индивидуальное задание) курсовой работы (проекта), в том числе состав графических работ и расчетов

Введение. Определение параметров карьера. Подготовка горных пород к выемке буровзрывным способом. Выемочно-погрузочные работы. Перемещение карьерных грузов. Отвалообразование вскрышных пород. Вскрытие месторождения и системы их открытой разработки. Заключение. Список литературы.

3. График работы

Наименование элементов проектной работы	Сроки	Примечание	Отметка о выполнении
Определение параметров карьера.			
Подготовка горных пород к выемке буровзрывным способом.			
Выемочно-погрузочные работы.			
Перемещение карьерных грузов.			
Отвалообразование вскрышных пород.			
Вскрытие месторождения и системы их открытой разработки			

Задание на курсовую работу (проект) получил

Подпись

20.06.2019
Дата

Акшулаков К. М.

ФИО

Руководитель

Подпись

К.В. Бурмистров

ФИО

ПРИЛОЖЕНИЕ 4 Исходные данные для курсового проекта

Вариант	$f_{рд} = f_{пор}$	Q_k , млн.т/ год	$H_{зал}$, м	M_n , м	Параметры карьера по низу, м		Стоимость выемки 1 м ³ , руб/м ³			$\gamma_n = \gamma_b$, град	γ_n , т/м ³	γ_n , т/м ³	α_y , град	α_n , град	N, дней	Пределы прочности пород, Мпа		H_y ,м
					$L_{к(нз)}$	$B_{к(нз)}$	C_n	C_o	C_b							$\sigma_{сж}$	$\sigma_{сд}$	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
01	8	6	20	150	1000	150	10	4	1.5	37	3.2	$\gamma_n = 0.75\gamma_n$	62	48	250	240	25	10
02	10	7	30	170	1200	150	10	4	2.0	38	3.4		64	50	250	220	30	12
03	10	6	30	170	1000	170	8	3	1.5	38	3.4		64	48	250	190	40	15
04	8	8	45	250	1000	250	8	4	1.5	37	3.2		62	40	250	185	30	10
05	10	6	45	275	1100	275	8	4	1.5	38	3.4		66	38	250	220	50	12
06	12	7	30	150	1100	150	10	4	2.0	38	3.6		70	38	250	180	45	15
07	14	5	30	170	800	170	8	4	2.0	38	3.6		72	40	250	200	35	10
08	8	6	30	100	800	100	8	4	2.0	36	3.2		64	45	250	230	50	12
09	15	6	45	100	900	100	10	4	2.0	38	3.6		72	60	250	160	30	15
10	12	8	30	130	600	130	8	4	1.5	36	3.2		63	90	250	190	30	10
11	8	6	40	180	1500	180	8	3	1.5	36	3.2		65	39	250	230	35	12
12	14	8	45	250	1000	250	10	4	1.5	37	3.7		68	60	305	240	50	15
13	12	8	15	200	800	200	10	3	1.5	36	3.6		67	65	305	180	25	10

14	10	8	60	200	1500	200	15	5	1.5	36	3.7
15	8	8	30	170	1200	170	8	3	1.5	36	3.2
16	14	7	20	100	1000	100	8	3	1.5	38	3.6
17	13	6	30	200	1200	200	8	3	1.5	38	3.5
18	15	8	45	200	1200	200	6	1.5	0.8	38	3.7
19	12	7	30	180	1100	180	6	2.0	1.0	37	3.5
20	10	8	30	175	1100	175	6	2.0	1.0	36	3.2
21	10	2.5	30	150	1200	150	8	4	2	36	3.2

69	50	305	240	30	12
65	45	305	170	20	15
70	90	305	160	35	10
68	90	305	170	40	12
71	80	305	150	45	15
69	70	305	170	50	10
70	65	305	200	35	12
68	90	250	180	30	15

Вариант	$f_{рд} = f_{пор}$	Q_k , млн.т/ год	$H_{зал}$, м	$M_{и}$, М	Параметры карьера по низу, м		Стоимость выемки 1 м ³ , руб/м ³			$\gamma_{л} = \gamma_{в}$, град	$\gamma_{и}$, т/м ³	$\gamma_{п}$, т/м ³	$\alpha_{у}$, град	$\alpha_{и}$, град	N, дней	Пределы прочности пород, Мпа		$H_{у}$,м
					$L_{к(нз)}$	$B_{к(нз)}$	$C_{п}$	$C_{о}$	$C_{в}$							$\sigma_{сж}$	$\sigma_{сд}$	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	25	18
22	8	4.0	45	140	850	140	10	5	2	32	3.2	$\gamma_{п} = 0.75\gamma_{и}$	66	45	250	240	30	10
23	10	5.0	30	160	1000	160	12	5	2	34	3.4		65	42	250	220	40	12
24	8	4.5	30	200	600	200	10	5	2	32	3.2		68	68	250	190	30	15
25	14	1.6	15	120	1400	120	8	4	2	38	3.6		70	65	250	185	50	10
26	15	1.4	30	110	1000	110	7	3	1.5	39	3.6		70	40	250	220	45	12
27	12	1.2	12	80	900	80	7	3	1.5	37	3.4		68	45	250	180	35	15
28	14	6.0	30	150	1500	150	8	4	2.0	38	3.5		69	60	250	200	50	10
29	7	5.0	45	120	1200	120	10	5	2.0	32	3.1		62	40	250	230	30	12
30	8	6.0	40	200	1200	200	8	3	1.5	32	3.2		62	48	250	160	30	15
31	10	2.5	20	110	900	110	10	4	2.0	36	3.4		66	49	305	190	35	10
32	15	3.5	45	150	800	150	8	4	2.0	38	3.6		72	60	305	230	50	12
33	10	3.5	30	120	800	120	8	4	1.5	36	3.4		62	40	305	240	25	15
34	12	4.0	30	120	900	120	8	4	2.0	36	3.4		68	48	305	180	30	10
35	14	5.0	30	200	1200	200	8	4	2.0	37	3.6		69	55	305	240	20	12
36	8	2.5	20	130	1300	130	8	3	1.5	34	3.2	62	70	305	170	35	15	

37	10	2.5	24	100	1400	100	6	2	1.0	35	3.3
38	12	4.2	45	150	1000	150	7	2	1.5	36	3.5
39	10	6.0	30	160	1400	160	8	4	1.5	35	3.2
40	8	6.5	24	80	1200	80	6	2	1.5	32	3.2
41	15	4.5	45	140	1600	140	7	3	1.5	38	3.6
42	14	2.2	20	65	1200	65	6	2	1.5	37	3.5
43	8	1.6	20	85	1000	85	6	2	1.5	32	3.2
44	12	2.8	40	120	1000	120	7	3	1.5	35	3.4

60	75	305	160	40	10
70	70	305	170	45	12
68	90	305	150	50	15
62	60	305	170	35	10
72	60	305	200	30	12
68	60	305	180		15
65	41	305	150		10
68	35	305	180		12