

Донецкий национальный технический университет
Институт горного дела и геологии
Горный факультет
Кафедра «Управление производством» им. Ю.В. Бондаренко

Методические указания

По изучению курса

«Геотехнология. Открытая геотехнология»

(студентами очной формы обучения специальности 21.05.04 Горное дело. Специализация «Подземная разработка пластовых месторождений»)

Донецк – 2016г.

УДК 622.235

к выполнению практических работ по курсу «Геотехнология. Открытая геотехнология» студентами очной формы обучения специальности 21.05.04 Горное дело. Специализация «Подземная разработка пластовых месторождений»

Разработчики – д.т.н., проф. Клочко И.И., зав.каф УП;
к.т.н., с.н.с. Макеев А.Ю., проф. каф УП.

РАБОТА №1

Подсчет запасов полезного ископаемого и пород вскрыши в границах карьерного поля.

Работа выполняется на протяжении 4 часов.

Задание:

1. Определить объемы запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши в контурах карьера.
2. Вычертить в масштабе 1:2000 (1:2500) разрез карьера и вид карьера в плане. При построении разреза и плана можно использовать компьютерную графику.

Варианты заданий представлены в табл.1.

Таблица 1

Варианты заданий

Вариант	H_k , м	h_y , м	m , м	α , град	γ , град	L_d , м	B_d , м	$Ш_б$, м	α_y , град
1	40	20	20	0	45	300	250	5	75
2	60	20	40	5	50	350	250	5	80
3	80	20	20	4	50	400	250	5	85
4	100	20	60	10	45	450	m_r	5	75
5	120	20	60	15	55	300	m_r	5	80
6	140	20	80	20	55	350	m_r	5	85
7	100	20	60	30	50	400	m_r	5	75
8	50	25	25	55	45	450	m_r	5	80
9	90	15	60	60	45	300	m_r	5	85
10	75	25	25	65	55	350	m_r	5	75

где H_k – глубина карьера, м;

h_y – высота уступа, м;

m – толщина рудного тела, м;

α – угол падения рудного тела, град;

γ – угол погашения борта карьера, град;

L_d – длина дна карьера, м;

B_d – ширина дна карьера, м;

α_y – угол откоса уступа, град;

$Ш_б$ – ширина бермы безопасности, .

Проверочный расчет параметров поля сводится к определению объема вскрыши, запасов полезного ископаемого, среднего коэффициента вскрыши в границах действующего карьера графическим методом с применением элементов метода вертикальных сечений в следующей последовательности:

1. На поперечном геологическом разрезе, что является наиболее характерным для месторождения в границах карьерного поля, (выполненном в масштабах: горизонтальном - M_r и вертикальном – M_b) наносим границы поперечного сечения карьерного поля в тех же масштабах.

2. По плану горных работ определяем среднюю длину - $L_{ср}$ к, ширину карьерного поля на поверхности и по дну, глубину карьера и углы погашения бортов (α и γ).

3. На поперечном разрезе выделяем площади (простейшими геометрическими фигурами: треугольники, трапеции, параллелограммы, прямоугольники и т.д.), занимаемые полезными ископаемыми, породами мягкого скального вскрыши, плодородной и потенциально - плодородные слоями; проставляем буквенные параметры, по которым можно определить площади этих фигур.

4. Определяем площади фигур, входящих в поперечное сечение карьерного поля.

На рис.1.1 - 1.3 приведены схемы для расчета параметров карьерного поля в соответствии с месторождений, которые имеют: горизонтальное залегания полезных ископаемых; пологое залегание; крутое залегания.

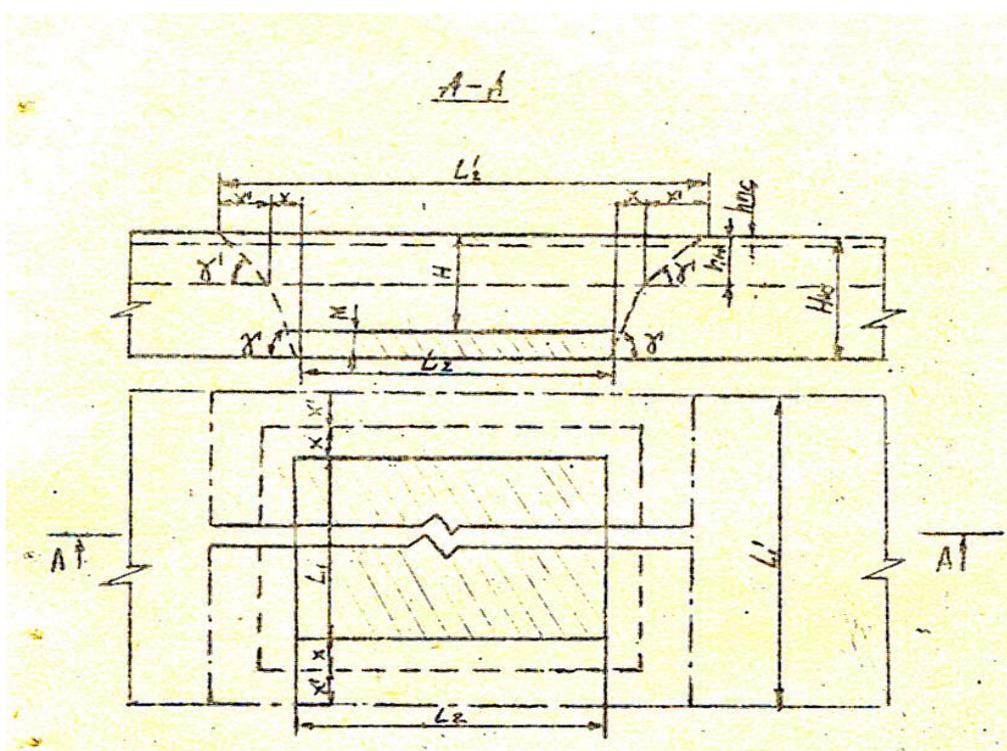


Рис. 1.1 Схема для расчета параметров карьерного поля месторождения полезного ископаемого, имеющего горизонтальное залегание

Границы карьерного поля для горизонтального залегания с приведенным условными обозначениями и сокращениями определяются следующим образом.

M - нормальная продуктивная толщина пласта, м;

N - толщина вскрышных пород, м;

h_n - толщина наносов, м;

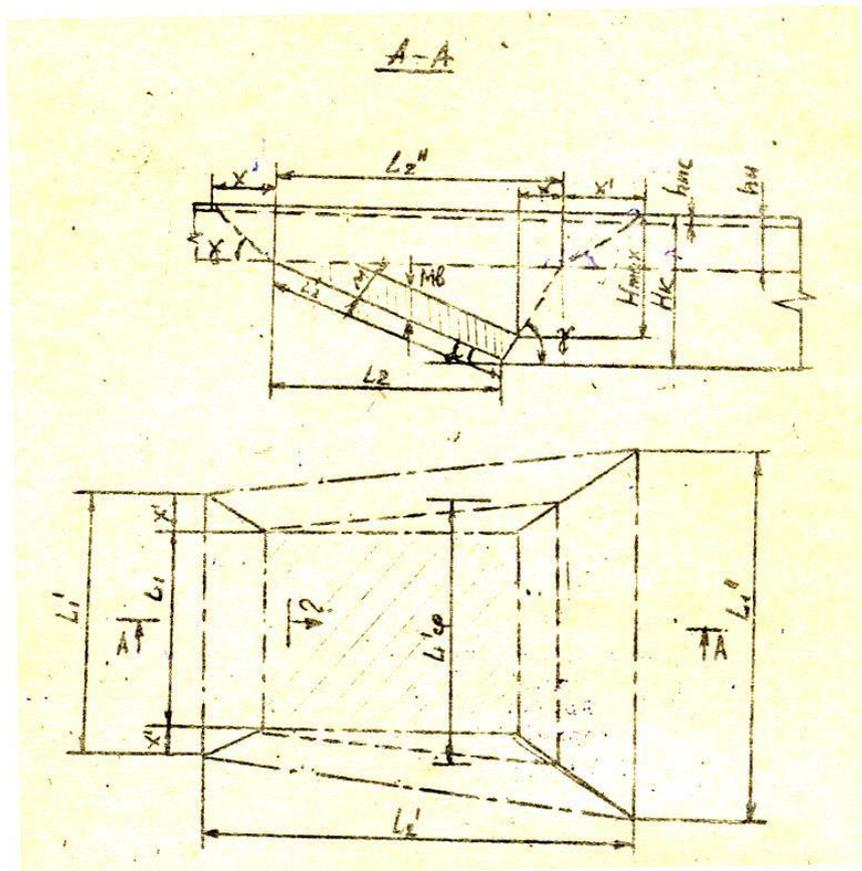


Рис. 1.2 Схема для расчета параметров карьерного поля месторождения полезного ископаемого, имеющего пологое залегание

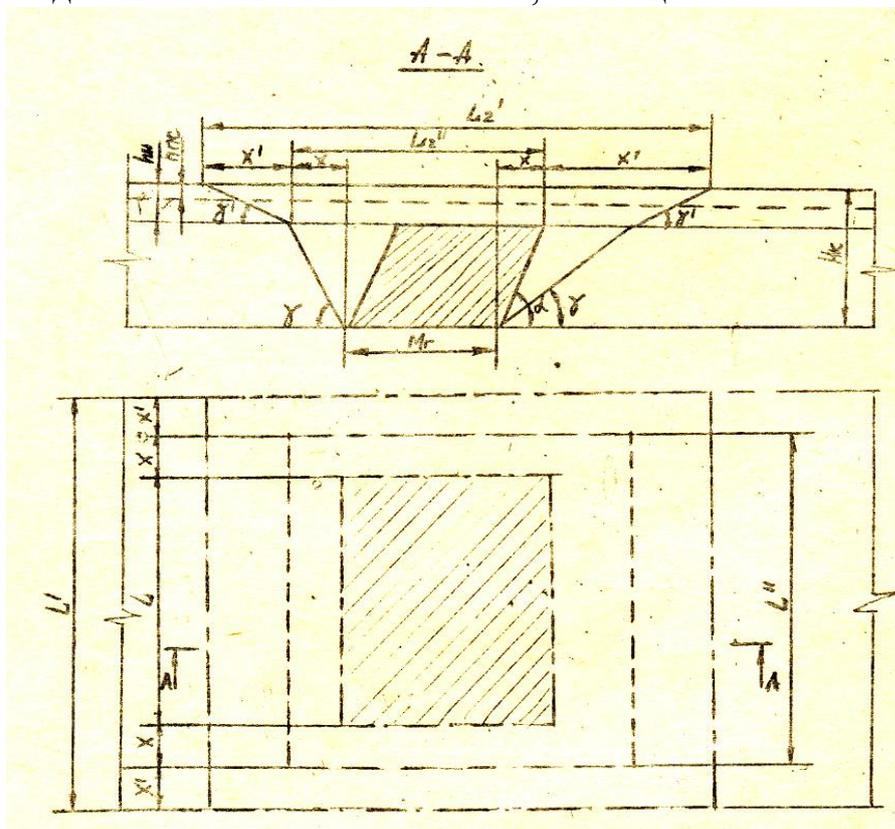


Рис. 1.3 Схема для расчета параметров карьерного поля месторождения полезного ископаемого, имеющего крутое залегание

$h_{\text{пс}}$ - толщина плодородного слоя;

γ - угол погашения откоса бортов карьера по породе;

γ_1 - угол погашения по наносам, по скальным породам $\gamma = 35^0 - 50^0$;

не скальные, но устойчивые $\gamma = 25^0 - 35^0$;

песчаноглинистые $\gamma = 18^0 - 25^0$; для приблизительных расчетов

$$- \gamma_1 = \gamma_2 = \gamma; \quad \gamma_3 = \gamma_4 = \gamma.$$

H_k - конечная глубина карьера, м;

$$H_k = H + M, \text{ м} \quad (1.1)$$

L_1 - длина карьерного поля по полезному ископаемому, м;

L_2 - ширина карьерного поля по полезному ископаемому, м;

L_1' - длина карьерного поля по земной поверхности, м;

$$L_1' = L_1 + 2x + 2x', \text{ м}; \quad (1.2)$$

L_2' - ширина карьерного поля по земной поверхности, м;

$$L_2' = L_2 + 2x + 2x', \text{ м}. \quad (1.3)$$

$$x = (H_k + h_n) \text{ctg } \gamma, \text{ м}; \quad x' = h_n \text{ctg } \gamma', \text{ м}; \quad (1.4)$$

$$L_1' = L_1 + 2(h_n \text{ctg } \gamma') + 2(H_k - h_n) \text{ctg } \gamma, \text{ м}; \quad (1.5)$$

$$L_2' = L_2 + 2(h_n \text{ctg } \gamma') + 2(H_k - h_n) \text{ctg } \gamma, \text{ м}. \quad (1.6)$$

Геологические запасы полезных ископаемых составят

$$Q_z = L_2 \times M \times L_1, \text{ м}^3 \quad \text{или} \quad Q_z = L_2 \times M \times L_1 \times \rho, \text{ т}, \quad (1.7)$$

где ρ - плотность полезного ископаемого, т/м³.

Промышленные запасы полезных ископаемых составят

$$Q_n = Q_z \times \kappa_{\text{вуд}}, \text{ м}^3; \quad \text{или} \quad Q_n = Q_z \times \kappa_{\text{вуд}} \times \rho, \text{ т}. \quad (1.8)$$

Объем плодородного слоя

$$V_{\text{пу}} = L_1' \times L_2' \times h_n, \text{ м}^3. \quad (1.9)$$

Объем вскрышных пород

$$V_{\text{пн}} = S \times L'_{\text{cp}}, \text{ м}^3, \quad (1.10)$$

где S - площадь фигуры (трапеция), получаемая в сечении карьера, м².

Средняя длина карьерного поля по земной поверхности

$$L'_{\text{cp}} = \frac{L_1}{2} + \frac{L_1'}{2}, \text{ м}. \quad (1.11)$$

Средний коэффициент вскрыши

$$K_{cp} = V/Q_2, \text{ м}^3/\text{т}; \quad (1.12)$$

$\kappa_{вуд}$ – коэффициент добычи полезных ископаемых, $\kappa_{вуд} = 0,9 - 0,98$.

Для полого и наклонного залегания полезных ископаемых границы карьерного поля с приведенными условными обозначениями и сокращениями определяются следующим образом.

M_b – вертикальная толщина пласта (рудного тела), м.

$$M_b = M / \cos \alpha, \text{ м}. \quad (1.13)$$

M_r – горизонтальная толщина пласта (рудного тела), м

$$M_r = M / \sin \alpha, \text{ м}. \quad (1.14)$$

Конечная глубина карьера

$$H_k = \kappa_r \times M_r \times \kappa_{вуд} / \text{ctg} \alpha_1 + \text{ctg} \gamma, \text{ м}, \quad (1.15)$$

где κ_r – граничный коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

α_1 – угол погашения борта карьера в лежащих породах;

α – угол падения полезных ископаемых.

Ширина карьерного поля по земной поверхности определяется по выражению

$$L_2' = L_2 + 2x' + x, \text{ м} \quad (1.16)$$

$$x' = h_n \times \text{ctg} \gamma', \text{ м}; \quad x = (H_k - h_n) \text{ctg} \gamma, \text{ м}, \quad (1.17)$$

L_2 – ширина карьерного поля по полезному ископаемому, м.

Ширина карьерного поля по наносам в нижней части составит

$$L_2'' = L_2 + 2(H_k - h_n) \text{ctg} \gamma', \text{ м}. \quad (1.18)$$

Средняя длина карьерного поля по земной поверхности

$$L_{cp} = (L_1 + L_1' + L_1'') / 3, \text{ м}. \quad (1.19)$$

L_1 – длина карьерного поля по простиранию, м.

$$L_1' = L_1 + 2h_n \times \text{ctg} \gamma', \text{ м}. \quad (1.20)$$

$$L_1'' = L_1 + 2(H_k - h_n) \text{ctg} \gamma + 2h_n \times \text{ctg} \gamma', \text{ м}. \quad (1.21)$$

Геологические запасы полезных ископаемых составят

$$Q_2 = L_1 \times L_2, \text{ м}^3, \text{ или } Q_2 = L_1 \times L_2 \times M \times \rho, \text{ т}. \quad (1.22)$$

Промышленные запасы рассчитываются согласно выражению(1.8).

Объем вскрышных пород определяется по выражению (1.10), где

$$S = \frac{L'_2 + L''_2}{2} \times h_n + \frac{L_2 + L''_2}{2} (H_k - h_n), \text{ м}^2 \quad (1.23)$$

Объем плодородного слоя определяется по выражению (1.9), а средний коэффициент вскрыши по выражению (1.12).

Для крутого залегания полезных ископаемых границы карьерного поля с приведенными условными обозначениями и сокращениями определяются следующим образом.

Конечная глубина карьера определяется по соотношению

$$H_k = \frac{\kappa_z \times M_z \times \kappa_{\text{вуд}}}{\text{ctg } \gamma_b + \text{ctg } \gamma_d} = \frac{\kappa_z \times M_z \times \kappa_{\text{вуд}}}{2 \times \text{ctg } \gamma}, \text{ м} \quad (2.24)$$

γ_d – угол погашения борта карьера в лежащих породах.

Для расчета конечной глубины карьера рассмотрим схему, приведенную на рис. 1.4.

Из точек А и В проводим линии под углом погашения бортов карьера и получаем точку А. Эта точка будет находиться на конечной глубине карьера.

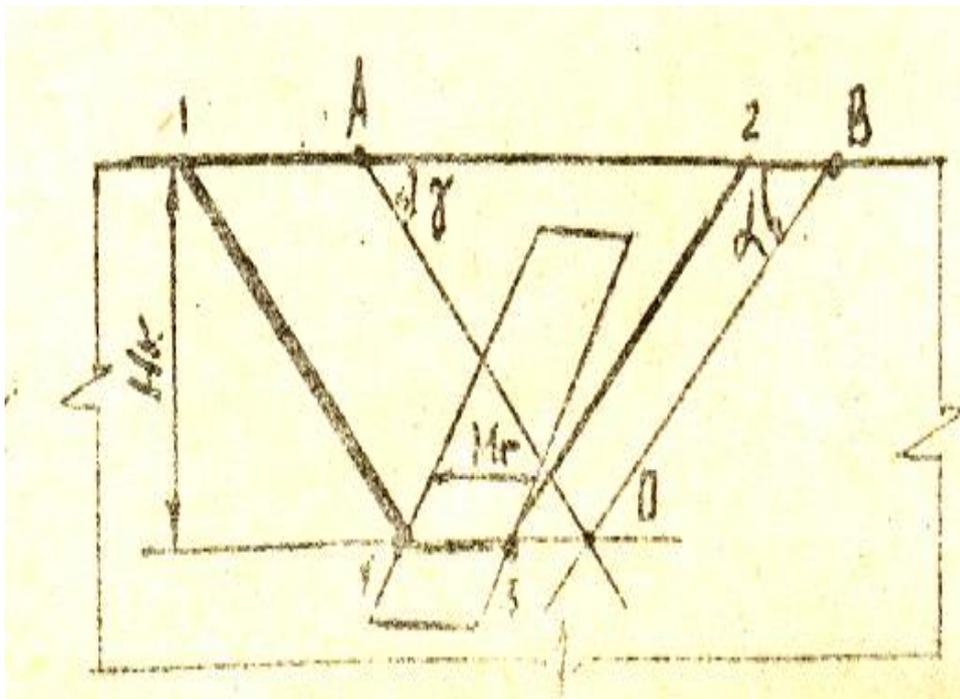


Рис.1.4. Схема определения конечной глубины карьера при крутом залегании полезных ископаемых.

L'_2 – ширина карьерного поля по земной поверхности, м;

$$L'_2 = M_z + 2x + 2x' = M_z + 2(H_k - h_n) \text{ctg } \gamma + 2h_n \times \text{ctg } \gamma', \text{ м} \quad (1.25)$$

Средняя длина карьера определяется по выражению (1.19), где L'_1 и L''_2 определяются следующим образом

$$L_1' = L + 2x + 2x' = L = 2(H_k - h_n) \times \operatorname{ctg} \gamma + 2h_n \operatorname{ctg} \gamma', \text{ м} \quad (1.26)$$

$$L_1'' = L + 2x, \text{ м} \quad (1.27)$$

Геологические запасы полезных ископаемых составят

$$Q_z = M_z (H_k - h_n) \times L_{cp} \times \rho, \text{ т.} \quad (1.28)$$

Промышленные запасы рассчитываются согласно выражению (1.8).
Объем вскрышных пород определяется по выражению (1.23).

Срок службы карьера определяется по выражению

$$T = \frac{Q_{\text{п}}}{A_{\text{п.и}}} + t_{\text{разв}} + t_{\text{погаш}}, \text{ лет} \quad (1.29)$$

где $t_{\text{разв}}$, $t_{\text{погаш}}$ – время, соответственно, развития и погашения горных работ, лет;

$A_{\text{п.и}}$ – производительность карьера по полезному ископаемому, т / год.

РАБОТА №2

Выбор типа выемочно-погрузочного оборудования для конкретных условий. Расчет его производительности.

Работа выполняется на протяжении 2 часов.

Задание:

1. Для заданных условий (табл.2.1) выбрать тип выемочно-погрузочного оборудования.
2. Начертить паспорт забоя.

Данная задача решается в следующем порядке:

1. Исходя из крепости пород логически обосновать тип выемочно-погрузочного оборудования.
2. Рассчитать эксплуатационную производительность экскаватора.
3. Обосновать режим работы погрузочных работ в течение года.
4. Определить годовую производительность экскаватора.
5. Определить необходимое количество погрузочного оборудования.
6. Обосновать рациональную высоту уступа.
7. Выбрать тип забоя, определить ширину заходки.

При выполнении работы следует использовать данные, приведенные в таблицах 2.1, 2.2, 2.3, 2.4, 2.5.

Таблица 2.1

Исходные данные		
Варианты	Объем пород, вынимаемых за год млн.м ³	Крепость пород
1	5	4
2	7	6
3	8	8
4	10	10
5	12	12
6	14	14
7	16	16
8	18	18
9	20	мягкие
10	22	мягкие
11	24	мягкие
12	26	мягкие
13	28	6
14	30	8
15	32	10
16	34	12
17	36	14
18	35	16
19	33	18
20	31	16

Производительность одноковшового экскаватора:

- часовая

$$P_{\text{Э}} = \frac{3600 \cdot E}{t_{\text{ц}}} \cdot \frac{K_{\text{н}}}{K_{\text{р}}} \cdot K_{\text{ис}} \cdot K_{\text{тех}}, \quad \text{м}^3/\text{ч} \quad (2.1)$$

где E – емкость ковша экскаватора, м³

$t_{\text{ц}}$ – продолжительность рабочего цикла экскаватора, с;

$K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора,

$K_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора,

$K_{\text{ис}}$ – коэффициент использования сменного времени,

$K_{\text{тех}}$ – коэффициент, учитывающий технологическую схему работы экскаватора:

- при нижней погрузке в заходке уступа, $K_{\text{тех}} = 1$;

- при верхней погрузке и при работе в тупиковом забое, $K_{\text{тех}} = 0,7 \div 0,9$;
- при селективной разработке, $K_{\text{тех}} = 0,5 \div 0,8$;
- при погрузке транспортных средств драглайном $K_{\text{тех}} = 0,5 \div 0,8$;
- сменная производительность

$$P_{\text{э см}} = P_{\text{э}} \cdot T_{\text{см}}, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (2.2)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность рабочей смены, ч; $T_{\text{см}} = 8\text{ч}$;

- суточная

$$P_{\text{э сут}} = P_{\text{э см}} \cdot n_{\text{см}}, \text{ м}^3/\text{сутки} \quad (2.3)$$

где $n_{\text{см}}$ – число рабочих смен в сутки; $n_{\text{см}} = 1 \div 3$;

- месячная

$$P_{\text{э м-ц}} = P_{\text{э сут}} \cdot n_{\text{р дн}}, \text{ м}^3/\text{месяц} \quad (2.4)$$

- годовая

$$P_{\text{э год}} = P_{\text{э сут}} \cdot N_{\text{р дн}}, \text{ м}^3/\text{год} \quad (2.5)$$

где $N_{\text{р дн}}$ – число рабочих дней в году

Таблица 2.2

Коэффициенты разрыхления пород в ковше

№ п/п	Наименование пород	Кр. к
1	Чистый песок и гравий	1,1 – 1,2
2	Суглинистый и супесчаный грунт	1,2 – 1,25
3	Глина и плотная глина с галькой	1,3 – 1,4
4	Щебенистый грунт	1,4 – 1,45
5	Глыбовая порода, добываемая без взрыва	1,4 – 1,6
6	Скалистый грунт в зависимости от крепости	1,8 – 2,5

Таблица 2.3

Коэффициенты наполнения ковша экскаватора

№ п/п	Наименование пород	Для лопат	Для драглайнов
1	Легкие, влажные пески, суглинки	1,1 – 1,0	1,05 – 0,9
2	Плотные и вязкие глинистые породы	0,8 – 0,6	0,7 – 0,9
3	Удовлетворительно взорванные скальные породы	0,75 – 0,6	-

Таблица 2.4

**Примерные значения коэффициентов использования
одноковшовых экскаваторов**

Транспорт	Схема подачи транспортных средств	
Конвейерный	поточная	0,7 – 0,9
Автомобильный	поточная	0,7 – 0,8
	тупиковая	0,6 – 0,7
Железнодорожный	поточная	0,7 – 0,8
	тупиковая	0,4 – 0,6

Таблица 2.5

**Коэффициент использования рабочего времени многоковшовых
экскаваторов**

Вид транспорта	Схема транспорта	
Конвейерный	Консольный отвалообразователь (транспортно-отвальный мост)	0,85 – 0,9
	Система ленточных конвейеров	0,8 – 0,85
Железнодорожный	Кольцевая откатка: две колеи	0,8 – 0,85
	одна колея	0,7 – 0,8
	Тупиковая подача порожняка: две колеи	0,75 – 0,85
	одна колея	0,6 – 0,7

Высота уступов:

- по мягким породам $H \leq H_{ч\max}, M$
- по скальным породам $H \leq 1,5H_{ч\max}, M$

где $H_{ч\max}$ – максимальная высота черпания экскаватора, м.

Углы откоса уступов при разработке одноковшовыми экскаваторами

$$\alpha = \alpha_{в} = \alpha_{д} \leq 80^{\circ}$$

по мягким породам $\alpha \leq 60-70^{\circ}$

по скальным породам $\alpha \leq 70-80^{\circ}$

где $\alpha_{в}$, $\alpha_{д}$ углы откоса, соответственно, вскрышных, добычных уступов.

Углы устойчивого стояния пород: при коэффициенте крепости по М.М.Протоdjяконову

$$f = 0,6-2 \quad \alpha_y = 25-50^\circ$$

$$f = 3 - 7 \quad \alpha_y = 40-60^\circ$$

$$f = 8-14 \quad \alpha_y = 50-70^\circ$$

$$f = 15-20 \alpha_y \quad 60-75^\circ$$

Ширина заходки в массиве по мягким и скальным породам

$$A = (1,5-1,7) \cdot R_{\text{чy}}, \text{ м} \quad (2.6)$$

где $R_{\text{чy}}$ – радиус черпания экскаватора на горизонте установки, м.

В заключение вычерчивается паспорт экскаваторного забоя.

Все недостающие исходные данные для выполнения работы студенты принимают самостоятельно из литературных источников.

РАБОТА 3

Выбор типа транспорта и расчет его производительности

Работа выполняется на протяжении 3 часов.

Данная работа решается в следующем порядке:

1. Исходя из крепости пород, протяженности и уклона логически обосновать тип выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, при этом учесть требования правильного соотношения емкости ковша экскаватора и емкости транспортного сосуда. Данные для расчетов принимаются из табл.2.1 и табл. 2.4 и табл.2.5.

Если принят железнодорожный транспорт, то его расчет выполняют в следующей последовательности:

1. Рассчитать силу сопротивления движению поезда.
2. Составить уравнение равномерного движения поезда на руководящем подъеме.
3. Определить количество вагонов в поезде.
4. Определить полезную массу поезда.
5. Определить пропускную и провозную способность пути.
6. Рассчитать число рейсов всех локомотивосоставов в сутки.
7. Рассчитать возможное число рейсов одного локомотивосостава в сутки.
8. Определить число рабочих локомотивосоставов и число рабочих вагонов.

Если же принят автомобильный транспорт, то его расчет выполняют в следующей последовательности:

1. Рассчитать продолжительность рейса автосамосвала, для чего определить время погрузки, маневров и разгрузки.

2. Определить число автосамосвалов, которое можно эффективно использовать в комплексе с одним экскаватором.

3. Определить число рабочих автосамосвалов для обеспечения работы всех экскаваторов.

4. Определить инвентарное число автосамосвалов.

В заключение вычерчивается рабочая площадка (транспортная берма) с указанием соответствующих размеров.

Все недостающие исходные данные для выполнения работы студенты принимают самостоятельно из литературных источников.

Расчет производительности и числа рабочих локомотивов.

Суточная производительность локомотива

$$P_{лс} = \frac{T}{T_p} \cdot n \cdot V_d, \quad \text{м}^3/\text{сут} \quad \text{или} \quad P'_{лс} = \frac{T}{T_{об}} \cdot n \cdot V \cdot \gamma, \quad \text{т/сут} \quad (3.1)$$

де T – время работы состава в сутки, $T = 24 - 3 = 21$

n – число вагонов в составе, шт.

V_d – емкость кузова вагона, м^3 ;

γ – объемная масса перевозимой породы, $\text{т}/\text{м}^3$;

$T_{об}$ – время одного рейса (оборота) локомотива, час

$T_{об} = t_n + t_{дв} + t_p + t_{ож}$, час

t_n – время погрузки локомотивного состава, час

$$t_n = \frac{n \cdot V_d \cdot t_u}{3600 \cdot E \cdot K_n}, \quad \text{ч} \quad (3.2)$$

где t_u – время рабочего цикла экскаватора, с;

E – объем ковша экскаватора, м^3 ;

K_n – коэффициент наполнения ковша экскаватора, $K_n = 0,4 - 1,1$

$t_{дв}$ – время движения состава, ч

$$t_{дв} = \frac{2L_m}{V_{ср}}, \quad \text{ч}. \quad (3.3)$$

L_T – расстояние транспортировки, км

V_{cp} – средняя скорость движения поезда, $V_{cp} = 10-40$ км/ч

t_p – время разгрузки поезда, ч

$$t_p = t_{p.d} \cdot n$$

$t_{p.d}$ – время разгрузки одного вагона (думпкара), ч

$$\text{летом } t_{p.d} = \frac{1-2}{60}, \text{ ч; зимой } t_{p.d} = \frac{3-5}{60}, \text{ ч} \quad (3.4)$$

Число думпкаров в составе:

$$П = \frac{Q}{q + q_m}, \text{ шт.} \quad (3.5)$$

где Q – масса прицепной части состава, при условии трогания на руководящем подъеме, кН

$$Q = \frac{P_{сц} \cdot (1000 \cdot \Psi - W_o' - W_{mp} - i_p - 108 \cdot a)}{W_o'' + W_{mp} + i_p + 108 \cdot a}, \text{ кН} \quad (3.6)$$

$P_{сц}$ – сцепная масса локомотива, кН

Ψ – коэффициент сцепления при трогании: для электровозов и тяговых агрегатов $\Psi = 0,3$; для тепловозов $\Psi = 0,24$

W_o' – удельное сопротивление локомотиву при трогании с места $W_o' = 4 \div 10$ н/кН

$W_{тр}$ – дополнительное сопротивление движению при трогании с места,

$$W_{тр} = 6 \div 7 \text{ н/кН}$$

i_p – руководящий подъем (уклон) $i_p = 30 \div 60\%$

a – ускорение при трогании, $a = 0,025 \div 0,05$ м/с²

W_o'' – удельное сопротивление движению для думпкаров при трогании с места, $W_o'' = 3 \div 7$ н/кН

q – грузоподъемность думпкара, т; $10 \cdot q$, кН

q_m – масса тари думпкара, т; $10 \cdot q_m$, кН

$$t_{ож} = (5 \div 20) / 60 \quad (3.7)$$

Число рабочих локомотивосоставов

$$N_{p.l.c} = \frac{N_{э.д} \cdot \Pi_{э.сут}}{\Pi_{л.с}}, \text{ шт.} \quad (3.8)$$

где $N_{э.д}$ – число рабочих экскаваторов, шт

$\Pi_{э.сут}$ – суточная производительность экскаватора, м³

Число рабочих локомотивов $N_{р.л} = N_{р.л.з}$, шт.

Инвентарный парк локомотивов

$N_{инв.л} = N_{р.л} + N_{рем} + N_{рез} + N_{хоз}$, шт..

где $N_{рем} = 0,15 \cdot N_{р.л}$ – число локомотивов в ремонте, шт.

$N_{рез} = 0,15 \cdot N_{р.л}$ – число локомотивов в резерве, шт.

$N_{хоз} = 1 \div 2$ – число локомотивов для хозработ.

Число рабочих думпкаров

$N_{д.раб} = N_{р.л.з} \cdot n$, шт.

Инвентарный парк думпкаров

$N_{инв.д} = 1,3 \cdot N_{д.раб}$, шт..

Пропускная способность однопутевых перегонов

$$N = \frac{T}{t_{гр} + t_{пор} + 2c}, \text{ пара поездов / сутки} \quad (3.9)$$

где $T = 21$ ч

$t_{гр}$, $t_{пор}$ – время движения поезда по перегону, соответственно в грузовом и порожнем направлениях, ч

–

c – время на связь:

- при телефонной связи 0,5 ÷ 0,8 ч;
- при полуавтоматической блокировке 0,1 ÷ 0,3 ч;
- при автоблокировке 0 ч.

Провозная способность составит

$$W = \frac{N \cdot n \cdot q}{\phi}, \text{ т/сутки} \quad (3.10)$$

где ϕ 1,1 ÷ 1,2 – коэффициент резерва

Условия обеспечения провозной способности $W \geq \Gamma$

где Γ – грузооборот по ограничивающему перегону.

Расчет производительности и числа рабочих автосамосвалов

Сменная производительность автосамосвала

$$П_{a.см} = \frac{q_a}{\gamma} \cdot \frac{T_{см}}{T_{об}} \cdot K_{ис}, \text{ м}^3/\text{смену} \quad (3.11)$$

$$\text{или } П'_{a.см} = \gamma \cdot П_{a.см}, \text{ т/смену} \quad (3.12)$$

где q_a – грузоподъемность автосамосвала, т

γ – объемная масса породы, т/м³

$T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, ч

$K_{ис}$ – коэффициент использования сменного времени, $K_{ис} = 0,6 \div 0,8$

$T_{об}$ – время оборота автосамосвала, ч

$T_{об} = t_{п} + t_{дв} + t_{р} + t_{м}$, ч

где $t_{п}$ – время погрузки автосамосвала, ч

$$\text{при } \frac{\gamma}{K_p} > \frac{q_a}{V_a} \quad t_n = \frac{q_a \cdot K_p \cdot t_{ц}}{3600 \cdot E \cdot K_n \cdot \gamma}, \text{ ч} \quad (3.13)$$

$$\text{при } \frac{\gamma}{K_p} < \frac{q_a}{V_a} \quad t_n = \frac{q_a \cdot t_{ц}}{3600 \cdot E \cdot K_n}, \text{ ч} \quad (3.14)$$

K_p – коэффициент разрыхления породы, $K_p = 1,1 \div 1,6$

$t_{ц}$ – продолжительность рабочего цикла экскаватора, с

E – емкость ковша экскаватора, м³

K_n – коэффициент наполнения ковша, $K_n = 0,4 \div 1,1$

V_a – емкость кузова автосамосвала, м³

$t_{дв}$ – время движения автосамосвала, ч

$$t_{дв} = \frac{2 \cdot L_m}{V_{сп}}, \text{ ч} \quad (3.15)$$

L_t – расстояние транспортировки, км

V_{cp} – средняя скорость движения автосамосвала, км/ч, $V_{cp} = 10-40$

t_p – время разгрузки автосамосвала:

при q_a	до 40 т	$t_p = 0,017$ ч
	40 ÷ 75 т	$t_p = 0,02$ ч
	75 ÷ 110 т	$t_p = 0,025$ ч

t_m – время маневров при подаче автосамосвалов по схемам:

- сквозной $t_m = 0,003$ ч
- кольцевой $t_m = 0,008$ ч
- тупиковой $t_m = 0,017$ ч

Число рабочих самосвалов

$$N_{p.a} = \frac{N_{э.д} \cdot \Pi_{э.см}}{\Pi_{a.см}}, \text{ шт.} \quad (3.16)$$

где $N_{э.д}$ – число рабочих автосамосвалов

$\Pi_{э.см}$ – сменная производительность экскаватора, м³

Инвентарный парк автосамосвалов составит

$$N_{инв} = \frac{N_{p.a}}{\sigma_t}, \text{ шт.} \quad (3.17)$$

где σ_t – коэффициент технической готовности автопарка, $\sigma_t = 0,7 \div 0,8$

Расчет конвейерного транспорта.

Производительность ленточного конвейера составит

$$Q_{ч} = k B^2 V \gamma, \text{ т/ч} \quad (3.18)$$

где k – коэффициент, зависящий от угла откоса материала на движущейся ленте и угла наклона боковых роликов

$$k = 576 \cdot \operatorname{tg} \beta / 2 + 155,$$

где β – угол откоса насыпного груза, град;

B – ширина ленты, м;

V – скорость движения ленты, м/с;

γ – объемная масса насыпного груза, т/м³.

При заданных величинах часового грузопотока ($Q_{ч}$) и скорости движения ленты конвейера составит

$$B = \sqrt{k_p} Q_{ч} / V \gamma \quad (3.19)$$

где k_p – коэффициент резерва производительности конвейера ($k_p=1,2 - 1,25$)

Мощность на валу привода барабана

$$N_0 = N_1 + N_2 + N_3, \text{ кВт}$$

где N_1, N_2 – мощности, затрачиваемые на преодоление сопротивлений, соответственно, холостой и грузовой ветвей конвейера по горизонтали, кВт;

N_3 – мощность, необходимая для подъема груза на высоту H , кВт.

$$N_0 = CLV + 0,00015 Q_{\text{ч}}L \pm 0,0027Q_{\text{ч}}H \quad (3.20)$$

где C – коэффициент, зависящий от ширины ленты

$B, \text{ мм}$	650	800	1000	1200	1400
C	0,03	0,038	0,053	0,062	0,074

L – длина става конвейера, м;

$$N_{\text{уст}} = k_3 N_0 / \eta,$$

где k_3 – коэффициент запаса мощности ($k_3=1,2 - 1,35$);

η – КПД редуктора привода конвейера, ($\eta=0,9 - 0,95$)

РАБОТА № 4

Вскрытие месторождения. Выбор места заложения вскрывающих выработок и расчет их параметров.

Работа выполняется на протяжении 4 часов.

Данная работа решается в следующем порядке:

1. Исходя из реального плана горных работ карьера определяется способ вскрытия карьера.
2. Устанавливается место заложения вскрывающих выработок.
3. Устанавливаются параметры реальных горных выработок.
4. Все данные заносятся в табл.4.1.

Проектирование трассы траншей.

Трассы простые и сложные - тупиковые, петлевые, спиральные. Элементы трассы в профиле: горизонтальные, наклонные участки на бортах карьера и на площадках примыкания.

Руководящий уклон (подъем) – i_p :

– при жд. транспорте – $25-60 \text{ ‰}$;

Таблица 4.1

Параметри вскрывающих и подготовительных выработок на карьере

Наименование	Ед. изм	Параметры
1	2	3
Капитальные (наклонные) траншеи при жд. транспорте (автотранспорте):		
Уклон	‰	
Глубина	м	
Длина	м	
Ширина по подошве	м	
Угол откоса бортов	град.	
Ширина по поверхности	м	
Съезды:		
Уклон	‰	
Глубина	м	
Длина	м	
Ширина по подошве	м	
Угол откоса бортов	град.	
Ширина по поверхности	м	
Разрезная траншея по мягким породам:		
Глубина	м	
Длина	м	
Ширина по подошве	м	
Угол откоса бортов	град.	
Ширина по поверхности	м	
Разрезная траншея по скальным породам:		
Глубина	м	
Длина	м	
Ширина по подошве	м	
Угол откоса бортов	град.	
Ширина по поверхности	м	

- при автотранспорте – 80-100⁰/00;
- при конвейерном транспорте – 250-330⁰/00, но не более 18⁰;
- при скиповом подъеме – 500-1000⁰/00;
- при клетевом подъеме – 260-500⁰/00.

Длина трассы капитальной траншеи или системы капитальных траншей

$$L_{mpc} = \frac{1000 \cdot H}{i_p} \cdot K_{mp}, \text{ м} \quad (4.1)$$

где H – высота уступа (глубина траншеи); при системе траншей

$$H = H_0 - H_x, \text{ м};$$

где – H – разница отметок через которые проходит начало и конец трассы, м;

$K_{тр}$ – коэффициент развития (удлинение) трассы, который составляет при железнодорожном транспорте:

$$\text{внешний съезд} - K_{тр} = 1,1-1,2;$$

внутренний съезд с примыканием на смягчающему уклоне – $K_{тр} = 1,2-1,3$;

Таблица 4.2

Радиусы кривых

Наименование	Радиусы кривых, м
Радиусы вертикальных кривых при: ж. транспорте – R_b	2000
автотранспорте – R_b	40-100
Радиусы горизонтальных кривых при: жд. транспорте, тяга электрическая	
минимальный – R_{min}	100-120
оптимальный – R_{opt}	200-250
автотранспорте, в зависимости от модели автосамосвала	
минимальный – R_{min}	12-20
оптимальный – R_{opt}	25-40

внутренний съезд на горизонтальной площадке – $K_{тр} = 1,4-1,6$;

при автотранспорте:

простой съезд – $K_{тр} = 1,1-1,2$;

петлевой съезд – $K_{тр} = 1,5-1,8$.

Теоретическая длина трассы капитальной траншеи

$$L_{трс} = \frac{1000 \cdot H}{i_p}, \text{ м} \quad (4.2)$$

РАБОТА № 5

Изучение комплекса буровзрывных работ на карьерах. Расчет параметров. Составление паспорта БВР.

Работа выполняется на протяжении 4 часов.

Задание:

1. Для заданных условий (табл.5.1) определить параметры комплекса БВР.
2. Начертить паспорт забоя.
3. Определить необходимое количество бурового оборудования.

Таблица 5.1

Индивидуальные задания для определения параметров БВР и количества буровых станков

Варианты	Хар-ка пород		Высота уступа, h_y , м	Емкость ковша, E , м ³	Производственная мощность карьера Q , млн.м ³ /год	Кол-во взрыв. рядов
	$\sigma_{сж}$, МПа	γ , т/м ³				
1	240	2,6	10	5	2,5	3
2	70	2,2	15	8	3,0	4
3	150	5,6	10	5	2,4	3
4	80	2,2	12	6	2,0	3
5	160	3,2	15	8	3,0	3
6	110	1,4	15	10	3,0	4
7	200	2,8	10	5	2,5	3
8	216	2,5	12	8	3,0	4
9	100	2,6	10	5	2,5	3
10	60	2,4	12	8	3,0	4

Данная задача решается в следующем порядке:

1. Устанавливается максимально допустимый размер куска во взорванной массе из условия погрузки экскаватором

$$d_{\max} \leq 0,8\sqrt{E}, \text{ м} \quad (5.1)$$

где E – вместимость ковша, м³

2. Определяем диаметр скважины

$$d_{\text{скв}} = k_d * d_{\max}, \text{ м} \quad (5.2)$$

где k_d – коэффициент пропорциональности (для труднобуримых пород $k_d=0,1$; легкобуримых $k_d=0,3$; среднебуримых $k_d=0,2$).

По результатам расчета $d_{\text{скв}}$ принимается типоразмер бурового станка.

3. Определяется тип и величина удельного расхода ВВ (q) кг/м³.

Для учебных расчетов принимаем эталонное ВВ аммонит №6ЖВ и используем данные табл.5.2

Таблица 5.2

Справочные данные

Порода	Крепость по шкале Протоdjяконова	Удельный расход ВВ, г/м ³
Известняки	7	400
Доломиты	7-10	500
Железная руда	10 - 14	600
Граниты, кварциты	15 - 18	700
Базальт, диабазы	19 - 20	800
Кремний	➤ 20	900 - 1200

4. Рассчитываем параметра БВР. Рассчитывается величина линии сопротивления по подошве уступа:

- минимальная по условию безопасного размещения на уступе бурового станка при бурении первого ряда скважин.

$$W_{\min} = B + H \cdot \text{ctg} \alpha, \text{ м} \quad (5.3)$$

где: B – ширина призмы обрушения, $B \geq 3$ м (по ПБ);

$$H \leq 1,5H_{\text{ч max}}$$

$H_{\text{ч max}}$ – максимальная высота черпания экскаватора;

α - угол откоса уступа, $\alpha \leq 80^\circ$ (по ПБ).

Расчетная линия сопротивления по подошве уступа

$$W_p = 0,9 \cdot \sqrt{\frac{P}{q}}, \text{ м} \quad (5.4)$$

где: P – вместимость ВВ в 1м скважины, кг

$$P = 7,85 \cdot d_{\text{скв}}^2 \cdot \Delta, \text{ кг};$$

где: $d_{\text{скв}}$ – диаметр скважины, дм;

Δ – плотность заряжения, кг/дм³:

- при ручном и механическом заряжении $\Delta = 0,9 - 1$

- при применении водонаполненных ВВ $\Delta = 1,4 - 1,6$

q – удельный расход ВВ, кг/м³,

при этом должно соблюдаться соотношение $W_p \leq H$

Для дальнейшего расчета принимаем

$$W_{\min} \leq W \leq W_p$$

Принимаем квадратную или прямоугольную сетку скважин:

- расстояние между скважинами в ряду

$$a = m \cdot W, \text{ м}$$

где m – коэффициент сближения скважин, $m = 0,8 - 1,2$ (большее значение для легко взрывааемых пород);

- расстояние между рядами скважин

$b = a$ при $m = 1$ – сетка квадратная

при $b \neq a$ – сетка прямоугольная

при расположении скважин в шахматном порядке $b = 0,85 \cdot W$

Глубина скважины составляет

$$L_{\text{скв}} = H + l_n, \text{ м} \quad (5.5)$$

где $l_n = (10 \div 15) \cdot d_{\text{скв}}$, м (большее значение для трудно взрывааемых пород).

Объем буровзрывного блока

$$V_{\text{БВР}}^{\text{б}} = \frac{P_{\text{э.м-ц}}}{1}, \text{ м}^3 \text{ или } \frac{P_{\text{э.м-ц}}}{2} \text{ или } \frac{P_{\text{э.м-ц}}}{4} \quad (5.6)$$

где $P_{\text{э.м-ц}}$ – производительность экскаватора в месяц, м³

1, 2, 4 – число взрывов в месяц (необходимо стремиться к меньшему числу взрывов).

5. Расчет производительности и необходимого количества рабочих буровых станков.

Эксплуатационная производительность бурового станка

$$P_{\text{б.ст}} = \frac{T_{\text{см}}}{t_{\text{б}}} \cdot K_{\text{ис}}, \text{ м/смену} \quad (5.7)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность рабочей смены, мин.

$t_{\text{б}}$ – время (основное – t_0 ; вспомогательное – $t_{\text{в}}$) бурения 1 м скважины, мин.;

$t_{\text{б}} = t_0 + t_{\text{в}}$, мин.

$\Pi_{\text{тех}}$ – техническая производительность бурового станка, м/ч; смотри [29-1991Г] с.60, таб.3; приложение 3, таб.3.2.

$t_{\text{в}}$ – 1,5-4,5 мин. – при вращательном штековом бурении

2-4 мин. – при шарошечном бурении

4-16 мин. – при пневмоударном бурении

3-4 мин. – при огневом бурении

$K_{\text{ис}}$ – коэффициент чистого рабочего времени в течении смены

$K_{\text{ис}} = 0,75-0,85$

Годовая производительность бурового станка

$\Pi_{\text{б.ст. год}} = \Pi_{\text{б.ст}} \cdot n_{\text{см}} \cdot N_{\text{р.дн}}$, м/ГОД

$n_{\text{см}}$ – число рабочих смен в сутки, $n_{\text{см}} = 1-3$

$N_{\text{р.дн}}$ – число рабочих дней в году,

Количество рабочих буровых станков

$$N_{\text{ст}} = \frac{V_{\text{гм.год}}}{V_{1\text{м}} \cdot \Pi_{\text{б.ст.год}}}, \text{ шт.} \quad (5.8)$$

5. Вычертить паспорт БВР.

Литература:

Основная:

1. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Учебник, изд.3, перераб. и доп.– М., Недра. 1980. - 631с.

2. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. Изд.3, перераб. и доп.– М., Недра. 1978. - 541с.

Дополнительная:

3. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам, изд.4-е, перераб. и доп.– М., Недра. 1982. - 414с.

4. Порцевский А.К., Анистратов Ю.И. Открытые горные работы. Учебное пособие (электронный ресурс). М. 1999. – 73с.

Учебно-методические издания, разработанные в ДонНТУ:

К лекциям:

5. 11. Клочко І.І., Гавриш М.М. Особливості розробки відкритих і рудних родовищ корисних копалин, Навчальний посібник (електронний ресурс) – Донецьк:ДонНТУ, 2012 – 191с