

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Курсовой проект выполняется на базе дисциплин «Процессы открытых горных работ», «Проектирование и строительство карьеров» и «Горные машины».

В нем решаются следующие главные задачи:

1. Устанавливается расчетная глубина карьера по достигнутому уровню техники, технологии и экономики на аналоговых горнодобывающих предприятиях.

2. Определяются конструктивные и устойчивые углы наклона бортов карьера.

3. Выполняется корректировка глубины и отстраиваются конечные контуры карьера по расчетным параметрам.

4. Производится обоснование разделения карьерного пространства на этапы разработки.

5. Устанавливаются рациональный режим и календарные планы горных работ.

6. Оформляются графические материалы по формированию конечных, промежуточных контуров карьеров, режиму и календарному планированию горных работ.

1. ТРЕБОВАНИЯ К ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОЙ РАБОТЫ

1.1. Общие требования

Основанием для выполнения проекта является задание на проектирование, выданное руководителем индивидуально каждому студенту. Проект выполняется в сроки, установленные учебным графиком. Он состоит из расчетно-пояснительной записки и графического приложения на форматном листе ватмана, а также рисунков, прилагаемых к тексту проекта.

Законченная курсовая работа сдается на проверку преподавателю в установленные сроки.

1.2. Оформление пояснительной записки

Текстовая часть или расчетно-пояснительная записка оформлена в виде брошюрованной записки с мягким переплетом и содержит:

1. Титульный лист.

Титульный лист оформляется согласно утвержденному на кафедре образцу или стандарту для выполнения курсовых работ. Образец оформленного титульного листа приведен в Приложении 1. Не допускается отклонения от требований образца.

2. Задание на проектирование.

Оригинал задания на проектирование прилагается в записке между титульным и первым листами. Заранее выдается в виде таблицы (Приложение 5) с указанием номера и условия варианта, изменения и исправления в задании не допускаются.

3. Оглавление.

Оглавление с перечислением всех разделов пояснительной записки и их постраничного размещения составляется по образцу (Приложение 2) и размещается впереди пояснительной записки после задания на проектирование. Нумерация страниц начинается с первого листа после титульной обложки и записывается на верхней части посередине листа.

4. Основная часть.

Основная часть содержит все расчеты по установлению граничного коэффициента вскрыши, определению конечной глубины, устойчивых и конструктивных углов наклона бортов карьера, обоснованию контуров этапов разработки, рационального режима и календарных планов горных работ.

5. Список использованной литературы.

Оформление списка литературы осуществляется с соблюдением ГОСТ 7.32-81. В списке литературы включаются все использованные источники. Литературу следует располагать в порядке появления ссылок в тексте пояснительной записки. Каждый источник записывается по следующей схеме: порядковый номер в списке; инициалы автора; перед фамилией последующего автора ставят запятую; заголовок книги; место издания; издательство; год издания.

Например:

1. Федоренко П.И. Буровзрывные работы. –М.: Недра. 1991.
2. Единые правила безопасности при взрывных работах. –НПО –ОБТ. М.: 1993.

1.3. Оформление графической части

Чертежи и рисунки к курсовой работе являются основными техническими материалами, отражающими содержание пояснительной записки. В тексте пояснительной записки обязательно приводятся ссылки на все рисунки.

Основная графика по курсовой работе выполняется карандашом на листе ватмана форматом 594 x 841. Все чертежи на ватмане должны быть выполнены в строгом масштабе, масштабность каждого отдельного изображения записывается в верхней части под его названием (Приложение 3). Для построения планов карьера и поперечных разрезов по ним согласно ГОСТу рекомендуются следующие масштабы: 1:500, 1:1000, 1:2000, 1:5000. Разрешается выделение другим цветом некоторых элементов графики, например, графики режима и календарных планов горных работ, спиральные съезды, отдельные бермы и т.д.

Основная надпись чертежа размещается в правом нижнем углу листа и оформляется согласно ГОСТ 21.103-78 (Приложение 4).

Построение изображений – согласно ГОСТ 2.303-68, ГОСТ 2.304-81, а также принятых стандартов и правил изображения элементов горных работ.

2. ОСНОВНАЯ ЧАСТЬ

2.1. Исходная информация

Вся исходная информация для выполнения горно-геометрических и технико-экономических расчетов приведена в табл.1.

Таблица 1

Исходная информация

№№ п/п	Наименование показателей	Обозначения	Ед. измерения	Значения показателей
1.	Себестоимость добычи подземным способом	$C_{п}$	долл./т	50-70
2.	Себестоимость добычи открытым способом без учета затрат на вскрышные работы	$C_{о}$	долл./т	20-30
3.	Себестоимость вскрышных работ	$C_{в}$	долл./м ³	2,5-5,0
4.	Плотность пород	$\gamma_{п}$	т/м ³	2,5
5.	Плотность кимберлитов	$\gamma_{к}$	т/м ³	2,4
6.	Угол откоса борта карьера: - со стороны висячего бока - со стороны лежащего бока	$\beta_{в}$ $\beta_{л}$	град.	40-55 40-55
7.	Угол внутреннего трения пород	φ	град.	5-35
8.	Высота рабочего уступа	$h_{у}$	м	10-15
9.	Высота уступа погашения	$h_{уп}$	м	30-45
10.	Ширина бермы безопасности	$\omega_{б}$	м	10-20
11.	Ширина транспортной бермы	$\omega_{с}$	м	17-36,5
12.	Количество этапов отработки карьера: - при глубине до 500 м - при глубине свыше 500 м	$n_{з}$ $n_{з}$	шт	2 3
13.	Глубина этапа отработки	$h_{з}$	м	100-250
14.	Скорость углубки карьера: - промежуточный контур (I этап) - конечный контур (II этап)	$v_{у}$ $v_{у}$	м/год	20-30 40-60

2.2. Определение граничного коэффициента вскрыши

Граничный коэффициент вскрыши рассчитывают по общеизвестной методике [1] с использованием формулы, которая учитывает достигнутые стоимостные показатели открытых и подземных технологий,

$$K_r = \frac{C_n - C_0}{C_B}, \quad (1)$$

где K_r - граничный коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$, $\text{м}^3/\text{т}$;
 C_n - себестоимость добычи единицы полезного ископаемого подземным способом, руб./т, долл./т;
 C_0 - себестоимость добычи единицы полезного ископаемого открытым способом без учета затрат на производство вскрышных работ, руб./т, долл./т;
 C_B - себестоимость вскрышных работ, руб./ м^3 , долл./ м^3 .

Подставляя в формулу (1) исходные стоимостные данные вычисляют граничный коэффициент вскрыши, соответствующий сегодняшнему уровню техники и экономики.

Например, для приведенных в табл.1 данных при $C_n = 60$ долл./т, $C_0 = 20$ долл./т, $C_B = 4$ долл./ м^3 , граничный коэффициент вскрыши будет равен,

$$K_r = \frac{60 - 20}{4} = 10 \frac{\text{м}^3}{\text{т}}$$

Для полученного значения граничного коэффициента вскрыши выполняют предварительную оценку конечных границ открытых разработок.

2.3. Определение конечной глубины карьера

При предварительной оценке конечной глубины карьера учитывают фактически достигнутые углы погашения нерабочих бортов для аналогичных горнотехнических условий.

Для новых месторождений углы устойчивых откосов уступов и бортов часто принимают на основе опыта их отстройки на действующих горнодобывающих предприятиях.

В табл.2 для ориентировки приведены параметры крупных отечественных и зарубежных карьеров, в том числе достигнутые углы откосов в многолетнемерзлых породах глубоких кимберлитовых карьеров Западной Якутии (Мирнинская и Удачинская группа карьеров), то есть в предварительных расчетах устойчивые углы откосов принимают по данным табл.2, а затем по формуле проф. Б.П.Боголюбова вычисляют ориентировочную глубину карьера:

$$H_K = \frac{K_{извл} \cdot M \cdot K_r}{ctg \beta_B + ctg \beta_A}, \quad (2)$$

где H_K - глубина карьера, м;
 $K_{извл} = 0,95 - 0,96$ - коэффициент извлечения руды из слоя;
 M - горизонтальная мощность залежи, м;
 β_B, β_A - углы откоса бортов карьера соответственно со стороны висячего и лежащего боков залежи, град.

При использовании формулы (2), применительно к многолетнемерзлым породам и глубоким карьерам округлой формы в плане, углы откосов со стороны висячего и лежащего боков залежи преимущественно принимают одинаковыми ($\beta_B \cong \beta_A$). Среднюю горизонтальную мощность M залежи определяют по формуле равновеликих площадей. То есть, например, круглую форму месторождения кимберлитовой трубки в плане, заменяют равновеликим квадратом, используя следующие формулы:

$$M^2 = \frac{\pi \cdot d^2}{4}, \quad M = \frac{d}{2} \sqrt{\pi}, \quad (3)$$

где d - диаметр кимберлитовой трубки, м.

Таблица 2

Параметры крупных отечественных и зарубежных карьеров

Карьер	Местонахождение	Год ввода в эксплуатацию	Глубина, м	Размеры по поверхности, м	Угол откоса борта, град
Бингем Каньон	США	1904	770	3600x3600	-
Беркли	-«-	1955	480	1400x1000	45
Пима	-«-	1957	300	2000x2100	39-45
Меткалф	-«-	1975	701	1500x2100	53
Моренси	-«-	1942	230	2400x2400	53
Пинто Вэлли	-«-	1976	435	1800x1050	39-45
Рей	-«-	1952	458	3600x2400	39
Туин Бьюттс	-«-	1966	340	1400x1600	37,5
Чукикамата	Чили	-	770	-	40
Сибайский	Башкирия	1947	480	1200x1060	40-45
Сарбайский	Казахстан	1957	650	3200x2400	-
Соколовский	-«-	1955	490	3450x1600	-
Коунрадский	-«-	1934	500	-	40-45
Гороблагодатский	Центральный Урал	1979	300	1230x1250	-
Кургашинский	Узбекистан	-	340	-	39-45
Сорский	Красноярский край	1949	410	920x1080	40-45
Оленегорский	Кольский п-ов	1955	390	2900x950	-
Кальмакырский	Узбекистан	-	460	990x1140	39-43
ЮГОК	Украина	1955	300	3000x2300	-
Качарский	Казахстан	1972	720	3450x3020	-
Ингулецкий	Украина	1966	700	2950x2050	-
Ковдорский	Кольский п-ов	1962	564	2140x1620	29-37
№1	АК «Алмазы России-Саха» (Якутия)	1958	525	1130x1080	49,5
№2	-«-	1970	284	600x560	46
№3	-«-	1971	600	2050x1450	41,5
№4	-«-	1961	350	1100x600	55,5
№5	-«-	1979	350	850x720	48,5

Тогда при диаметре кимберлитовой трубки, равном 200 м, средняя ее горизонтальная мощность составит:

$$M = 100 \sqrt{3,14} = 178 \text{ м}$$

Полученная по формуле (2) конечная глубина карьера является приближенной и уточняется проверочными расчетами устойчивости по методике ВНИМИ. Методика ВНИМИ учитывает конструктивные параметры борта карьера (параметры берм безопасности, уступов погашения, откосов), принятые при расчетах устойчивости.

Если проверочными расчетами условия устойчивости не соблюдаются, т.е. борт карьера под принятым в расчетах углами не будет устойчивым, то расчеты по формуле (2) повторяются с новыми значениями угла погашения β_n . При этом, в зависимости от ситуации, данный угол или повышается, или занижается, т.е. глубина карьера корректируется, соответственно в большую или меньшую сторону. Следовательно перерасчет по формуле (2) производится с обновленными данными.

2.4. Обоснование устойчивого угла наклона борта карьера по методике ВНИМИ

Инженерные методы расчета, используемые при проектировании откосов бортов карьеров, базируются на теории предельного равновесия, т.е. на равновесии сдвигающих и удерживающих откос сил.

Согласно данной теории при обосновании устойчивого угла откоса борта, вначале вычисляют глубину трещины отрыва H_{90} согласно расчетной схемы, приведенной на рис. 1, а затем по графику плоского откоса ВНИМИ (рис.2) устанавливают предельно устойчивый угол откоса $\beta_{\text{уст}}$,

$$H_{90} = \frac{2 \cdot C_m}{q \cdot \gamma_n} \cdot c \cdot \text{tg} \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right), \quad (4)$$

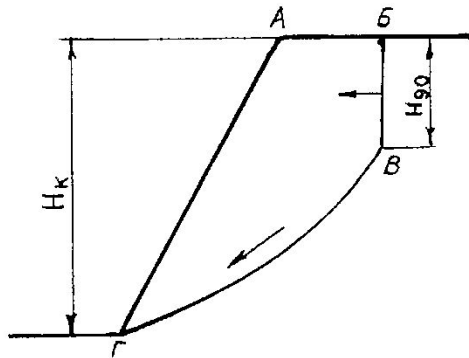


Рис. 1. Схема деформации откоса борта глубокого карьера.

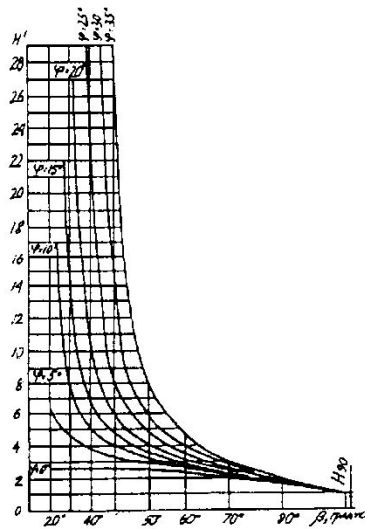


Рис. 2. График плоского откоса (Г.Л. Фисенко).

где γ_n - плотность пород, т/м³;

C_m - удельная сила сцепления пород в массиве, Мпа;

φ - угол внутреннего трения пород, град.

Удельная сила сцепления пород в массиве C_m обычно устанавливается экспериментально [2]. В справочной литературе часто приводят значения удельной силы сцепления в монолите C_k . Тогда сцепление пород в массиве C_m вычисляют по следующей переходной формуле,

$$C_m = C_k \cdot \lambda, \quad (5)$$

где λ - коэффициент структурного ослабления массива, который зависит от применяемой технологии формирования откоса ($\lambda = 0,21$ при буровзрывной технологии).

Угол внутреннего трения пород в массиве φ принимается по результатам лабораторных и натуральных определений и колеблется в достаточно широких пределах, $\varphi = 5^\circ - 37^\circ$.

Для правильного пользования графиком плоского откоса вычисляют коэффициент высоты H' ,

$$H' = \frac{H_k}{H_{90}}. \quad (6)$$

Затем по графику плоского откоса (рис.2) находят расчетное значение угла нерабочего борта β_p , соответствующее углу внутреннего трения в массиве φ .

Расчетные значения угла нерабочего борта β_p всегда больше принятых в предварительных расчетах $\beta_B (\beta_p > \beta_B)$ для того, чтобы обеспечить достаточный запас устойчивости. В зависимости от физико-механических свойств пород рекомендуемые коэффициенты запаса устойчивости приведены в табл.4.

Таблица 4

Коэффициент запаса устойчивости

Общая характеристика породы	Срок стояния	
	< 5 лет	> 5 лет
Нерабочий борт, глинистые или трещиноватые	1,2	1,3
То же, преобладание песчаных и гравелистых	1,15	1,2
Рабочий борт	1,2	-
Рабочие уступы и отвалы	1,2	-
Нерабочие уступы, глинистые и трещиноватые	1,15	2,0
То же, но песчаные и глинистые	1,15	1,2

2.5. Определение конструктивного угла наклона борта карьера

Элементами нерабочего борта карьера являются уступы погашения, наклонные и горизонтальные бермы, капитальные спиральные съезды и др. Следовательно, борт карьера формируют по параметрам уступов, берм и съездов. В расчетных формулах конструкции борта приняты следующие обозначения:

- $h_{\text{у}}$ - высота рабочего уступа, м;
- $H_{\text{уп}}$ - высота уступа погашения, м;
- $Ш_{\text{б}}$ - ширина бермы безопасности, м;
- $Ш_{\text{с}}$ - ширина транспортной бермы (съезда), м;
- $n_{\text{в}}$ - количество витков, совершаемое транспортной бермой до дна карьера, м
- $P_{\text{д}}$ - периметр дна карьера, м;
- $P_{\text{п}}$ - периметр карьера по дневной поверхности, м;
- $L_{\text{тр}}$ - общая длина трассы спирального съезда, м;
- $i_{\text{р}}$ - уклон спирального съезда, %;
- $K_{\text{у}}$ - коэффициент удлинения трассы.

Вначале определяют параметры уступа погашения и бермы безопасности (рис.3):

$$H_{\text{уп}} = (2 \div 4) \cdot h_{\text{у}}, \quad (7)$$

$$Ш_{\text{б}} \approx \frac{1}{3} H_{\text{уп}}$$

Затем принимают ширину транспортной бермы $Ш_{\text{с}}$ в зависимости от грузоподъемности автосамосвала. Для карьеров Севера рекомендуемые значения параметров следующие (табл.3).

Таблица 3

Ширина транспортной бермы

№№ п/п	Грузоподъемность автосамосвала	Ширина бермы, м
1	27,0	17,0
2	40,0	20,0
3	75,0	25,0
4	120,0	30,0
5	150,0	36,5

По известным значениям $H_{\text{уп}}$, $Ш_{\text{б}}$, $Ш_{\text{с}}$ производят отстройку нерабочего борта карьера, схема которой приведена на рис.3 (расчетная схема).

Согласно расчетной схемы, конструктивный угол откоса борта карьера $\beta_{\text{к}}$ определяется в следующей последовательности:

$$\text{ctg } \beta_{\text{к}} = \frac{a}{H_{\text{к}}}, \quad (8)$$

где a - проекция наклонного борта карьера на горизонтальную плоскость, м.

$$a = H_{\text{уп}} \cdot n_{\text{уп}} \cdot \text{ctg } \alpha + n_{\text{б}} \cdot Ш_{\text{б}} + n_{\text{в}} \cdot Ш_{\text{с}}, \quad (9)$$

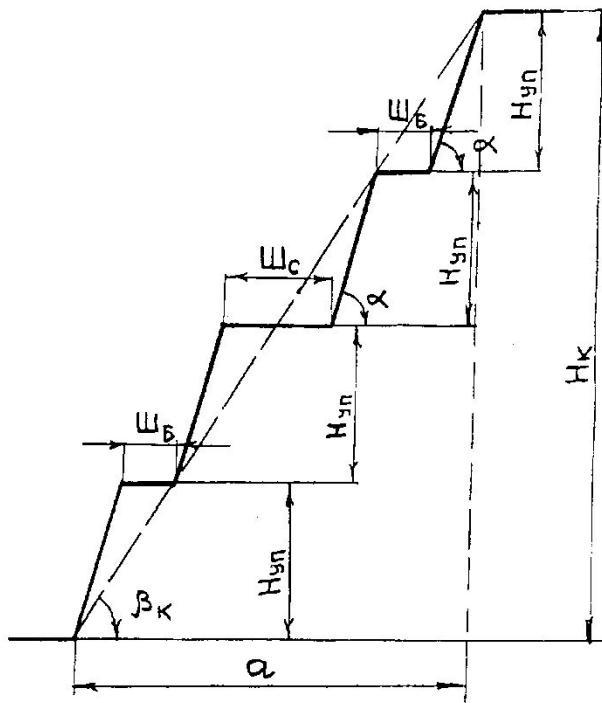


Рис. 3. Конструкция нерабочего борта карьера.

где $n_{уп}$ - количество уступов погашения на нерабочем борту карьера, шт.;

α - угол откоса уступа погашения, град.;

$n_б$ - количество берм безопасности на нерабочем борту, шт.

Тогда β_k найдётся через:

$$\operatorname{ctg} \beta_k = \frac{H_{уп} \cdot n_{уп} \cdot \operatorname{ctg} \alpha + n_б \cdot \text{Ш}_б + n_с \cdot \text{Ш}_с}{H_k}, \quad (10)$$

$$n_{уп} = \frac{H_k}{H_{уп}}, \quad (11)$$

$$n_б = \frac{H_k}{H_{уп}} - 1, \quad (12)$$

где $n_б$ - число витков спирали транспортной бермы, шт.

Количество витков спирали до конечной глубины вскрытия для любой формы карьера приблизительно может быть установлено путем деления общей длины трассы на средний периметр контура карьера:

$$n_б = \frac{L_{тр}}{0,5(P_A + P_n)}, \quad (13)$$

$$L_{тр} = \frac{K_y \cdot H_k}{i_p}, \quad (14)$$

где $L_{тр}$ - общая длина трассы спирального съезда, м.;

P_A - периметр дна карьера, м.;

P_n - периметр карьера по дневной поверхности (горизонта начала трассы), м.;

K_y - коэффициент удлинения трассы;

i_p - уклон спирального съезда, %.

$K_{\beta} = 1,04 - 1,07$ - при $i_p = 6\%$
 $K_{\beta} = 1,08 - 1,12$ - при $i_p = 8\%$
 $K_{\beta} = 1,1 - 1,15$ - при $i_p = 10\%$

Конструктивный угол наклона борта карьера β_k , вычисленный по формуле (10), должен соответствовать устойчивому углу β_p , рассчитанному по методике ВНИМИ, т.е.

$$\beta_k \leq \beta_p \quad (15)$$

В случае несоблюдения данного условия необходимо пересмотреть параметры берм, а расчеты конструктивного угла наклона выполнить заново с обновленными параметрами.

Для ориентировки в табл.4 приведены рекомендуемые углы откосов бортов карьеров в различных горнотехнических условиях.

Таблица 4

Углы откосов бортов карьера при погашении

Группа пород	Характеристика пород, слагающих борт	Угол откоса борта карьера, градус
$\sigma_{сж} > 80$ МПа	Крепкие слаботрещинчатые	55
	Крепкие интенсивно трещиноватые	40-50
Средней прочности $8 \text{ МПа} < \sigma_{сж} < 80 \text{ МПа}$	Выветрелые	40-50
Слабые несвязные $\sigma_{сж} < 8 \text{ МПа}$	Сильновыветрелые или полностью дезинтегрированные, глинистые, пески, галечники	20-30

2.6. Отстройка нерабочего борта глубокого карьера

2.6.1. Отстройка борта с горизонтальным расположением предохранительных берм

Отличительным признаком данной конструкции борта карьера является горизонтальное расположение предохранительных берм, положение

которых не увязывается с транспортными бермами. На рис.4 приведен план карьера на конец отработки с горизонтальным расположением предохранительных берм.

Исходными данными для графического построения плана карьера с въездными и внутренними траншеями, горизонтальным расположением предохранительных берм являются:

- глубина карьера (H_k);
- ширина горизонтальных предохранительных и транспортных берм ($Ш_б, Ш_c$);
- параметр дна карьера (d_k);
- средний диаметр рудного тела (d);
- угол откоса уступа погашения (α);
- высота рабочих и нерабочих уступов (h_y, H_{yn});
- уклон траншеи (i %);
- длина горизонтальных площадок примыкания (ΔL);
- масштаб чертежа (1:1000, 1:2000, 1:5000).

Графическое построение планов производится с использованием параметров, приведенных в табл. 5,6. Например, при использовании данных трафаретов, длина спирального съезда (табл.5) в зависимости от его уклона и масштаба чертежа откладывается на плане карьера в миллиметрах, размер которой берется из соответствующей клетки таблицы. Аналогично, горизонтальное заложение откоса уступа находится по табл.6 в зависимости от его высоты и угла наклона и откладывается на плане карьера также в миллиметрах.

После построения плана карьера в отработанном виде определяют его основные параметры по графику, результаты которых сводят в табл.7. Вычисление объемов вскрыши в контуре карьера производится по формуле усеченного конуса, руды – по формуле цилиндра, т.к. карьер в пространстве

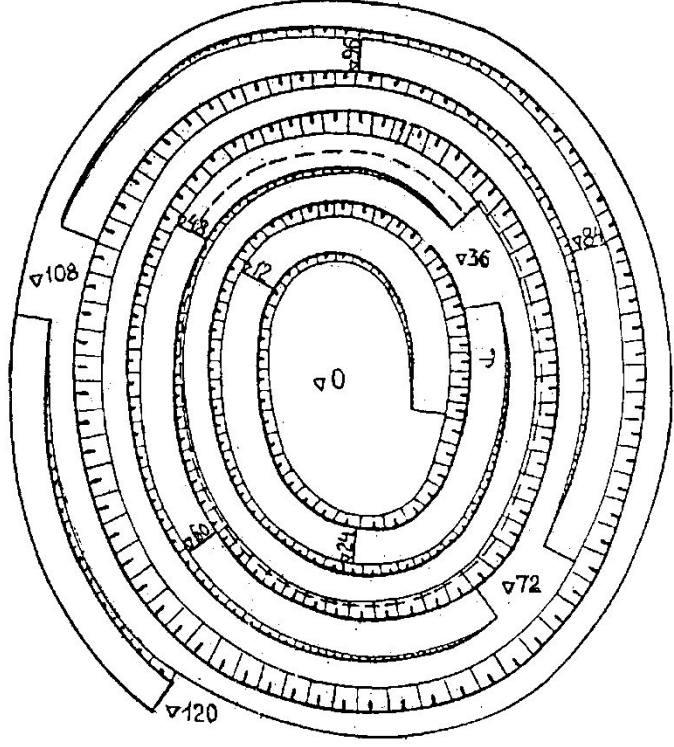


Рис. 4. План карьера с горизонтальным расположением предохранительных берм

Длина съезда в плане при различных масштабах чертежа, мм

Таблица 5.

Уклон i (%)	1	3	6	9	12	15	18	21	24	27	30	33	36	39	42	45	M:0
5	20.0	60.0	120.0	180.0	240.0	300.0	360.0	420.0	480.0	540.0	600.0	660.0	720.0	780.0	840.0	900.0	1000.0
6	10.0	30.0	60.0	90.0	120.0	150.0	180.0	210.0	240.0	270.0	300.0	330.0	360.0	390.0	420.0	450.0	2000
7	4.0	12.0	24.0	36.0	48.0	60.0	72.0	84.0	96.0	108.0	120.0	132.0	144.0	156.0	168.0	180.0	5000
8	16.66	50.0	100.0	150.0	200.0	250.0	300.0	350.0	400.0	450.0	500.0	550.0	600.0	650.0	700.0	750.0	1000
9	8.33	25.0	50.0	75.0	100.0	125.0	150.0	175.0	200.0	225.0	250.0	275.0	300.0	325.0	350.0	375.0	2000
10	14.28	42.85	85.71	128.57	171.42	214.28	257.14	300.0	342.85	385.71	428.57	471.42	514.28	557.14	600.0	642.85	1000
11	7.14	21.42	42.85	64.28	85.71	107.14	128.57	150.0	171.42	192.85	214.28	235.71	257.14	278.57	300.0	321.42	2000
12	2.85	8.57	17.14	25.71	34.28	42.85	51.42	60.0	68.57	77.14	85.71	94.28	102.85	111.42	120.0	128.57	5000
13	42.5	127.5	255.0	382.5	510.0	637.5	765.0	892.5	1020.0	1147.5	1275.0	1402.5	1530.0	1657.5	1785.0	1912.5	1000
14	6.25	18.75	37.5	56.25	75.0	93.75	112.5	131.25	150.0	168.75	187.5	206.25	225.0	243.75	262.5	281.25	2000
15	2.5	7.5	15.0	22.5	30.0	37.5	45.0	52.5	60.0	67.5	75.0	82.5	90.0	97.5	105.0	112.5	5000
16	11.1	33.3	66.6	100.0	133.3	166.6	200.0	233.3	266.6	300.0	333.3	366.6	400.0	433.3	466.6	500.0	1000
17	5.55	16.55	33.3	50.0	66.65	83.3	100.0	116.65	133.3	150.0	166.65	183.3	200.0	216.65	233.3	250.0	2000
18	2.22	6.66	13.32	20.0	26.66	33.32	40.0	46.66	53.32	60.0	66.66	73.32	80.0	86.66	93.32	100.0	5000
19	10.0	30.0	60.0	90.0	120.0	150.0	180.0	210.0	240.0	270.0	300.0	330.0	360.0	390.0	420.0	450.0	1000
20	5.0	15.0	30.0	45.0	60.0	75.0	90.0	105.0	120.0	135.0	150.0	165.0	180.0	195.0	210.0	225.0	2000
21	2.0	6.0	12.0	18.0	24.0	30.0	36.0	42.0	48.0	54.0	60.0	66.0	72.0	78.0	84.0	90.0	5000
22	9.05	27.2	54.54	81.8	109.0	136.56	163.6	190.3	218.1	245.44	272.1	300.0	327.27	354.5	381.8	409.0	1000
23	4.54	13.6	27.2	40.9	54.5	68.18	81.8	95.45	109.05	122.72	136.35	150.0	163.67	177.25	190.5	204.5	2000
24	1.81	5.44	10.9	16.36	21.8	27.21	32.12	38.18	43.62	49.09	54.54	60.0	65.45	70.9	76.36	81.9	5000
25	8.33	25.0	50.0	75.0	100.0	125.0	150.0	175.0	200.0	225.0	250.0	275.0	300.0	325.0	350.0	375.0	1000
26	4.16	12.5	25.0	37.5	50.0	62.5	75.0	87.5	100.0	112.5	125.0	137.5	150.0	162.5	175.0	187.5	2000
27	1.66	5.0	10.0	15.0	20.0	25.0	30.0	35.0	40.0	45.0	50.0	55.0	60.0	65.0	70.0	75.0	5000

Ширина горизонтального заложения уступа при различных масштабах чертежа, мм

α	$H_{\text{ч.м}}$ ст/г	3	6	9	12	15	18	21	24	27	30	33	36	39	42	45	M0:0
37°	1,327	4,0 2,0	8,0 4,0	12,0 6,0	16,0 8,0	20,0 10,0	23,9 12,0	27,9 14,0	31,8 15,9	35,8 17,9	39,8 20,0						1000 2000
50°	0,8591	0,8 2,6 1,3	1,6 5,0 2,5	2,4 7,6 3,8	3,2 10,0 5,0	4,0 12,6 6,3	4,9 15,1 7,5	5,6 17,6 8,8	6,3 20,1 10,1	7,16 22,6 11,3	7,96 25,2 12,6	27,7 13,8	30,2 15,1	32,7 16,3	35,2 17,6	37,7 18,9	5000 2000
60°	0,5174	0,52 1,4	1,0 3,5	1,52 5,2	2,0 6,9	2,52 10,4	3,02 14,1	3,52 18,1	4,02 23,8	4,52 28,6	5,04 34,4	5,54 40,2	6,04 46,0	6,54 51,8	7,04 57,6	7,54 63,4	5000
65°	0,4665	0,5 1,4	1,8 5,6	2,6 8,4	3,4 12,2	4,3 16,0	5,2 20,0	6,0 24,0	6,9 28,0	7,8 32,0	8,7 36,0	9,6 40,0	10,4 44,0	11,3 48,0	12,2 52,0	13,0 56,0	5000
67°30'	0,41	0,28 1,26	0,55 2,53	0,84 3,7	1,12 4,9	1,4 6,1	1,68 7,4	1,96 8,6	2,24 9,8	2,52 11,0	2,8 12,2	3,08 13,4	3,36 14,6	3,64 15,8	3,92 17,0	4,2 18,2	5000
70°	0,364	0,25 1,1	0,47 2,2	0,74 3,3	0,98 4,4	1,22 5,5	1,48 6,6	1,72 7,7	1,97 8,8	2,2 9,9	2,46 10,9	2,7 12,0	2,94 13,1	3,18 14,2	3,42 15,3	3,66 16,4	5000
75°	0,2679	0,6 0,22	1,1 0,74	1,7 1,32	2,2 1,83	2,8 2,4	3,3 3,0	3,9 3,6	4,4 4,1	4,9 4,6	5,45 5,1	6,0 5,7	6,6 6,3	7,1 6,8	7,7 7,4	8,2 7,9	2000
80°	0,176	0,8 0,25	1,6 1,1	2,4 1,6	3,2 2,1	4,0 2,6	4,8 3,2	5,6 3,7	6,4 4,2	7,2 4,7	8,0 5,2	8,8 5,7	9,6 6,2	10,4 6,7	11,2 7,2	12,0 7,7	5000
		0,1 0,1	0,22 0,15	0,32 0,2	0,42 0,25	0,52 0,3	0,64 0,4	0,74 0,5	0,84 0,6	0,96 0,7	1,06 0,8	1,16 0,9	1,26 1,0	1,35 1,1	1,45 1,2	1,55 1,3	5000

представляет геометрическую фигуру, подобную форме усеченного конуса, а кимберлитовая трубка – форму цилиндра.

Таблица 7

Основные параметры карьера
с горизонтальным расположением предохранительных берм

№№ п/п	Наименование параметров	Ед. измер.	Значения
1	Глубина карьера	м	a_1
2	Объемы вскрыши в контуре карьера	тыс. м ³	a_2
3	Объемы добычи руды	тыс. м ³ , тыс. т	a_3
4	Коэффициент вскрыши	м ³ /м ³ , м ³ /т	a_4
5	Угол откоса борта карьера	град.	a_5
6	Длина спирального съезда	км	a_6

2.6.2. Отстройка борта с наклонным расположением
предохранительных берм

Конструкция борта карьера с наклонными предохранительными бермами предусматривает расположение берм с уклоном в продольном направлении, близким по величине уклону транспортной бермы. Отличительной особенностью конструкции борта с наклонными предохранительными бермами является то, что устраняются пересечения последних с транспортными бермами [3]. Поэтому при такой конструкции бортов функции транспортных берм совмещаются с функциями предохранительных, т.е. такая берма становится транспортно-предохранительной (рис.5)

Графическое построение плана карьера с наклонными бермами производится аналогично при горизонтальных бермах с использованием трафаретов (табл.5 и 6). Исходными данными для построения плана являются следующие горнотехнические параметры:

- глубина карьера (H_K);
- ширина наклонных предохранительных и транспортных берм

($Ш_Б, Ш_Д$);

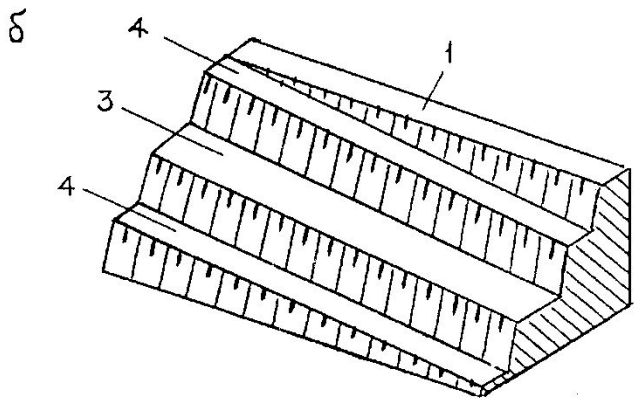
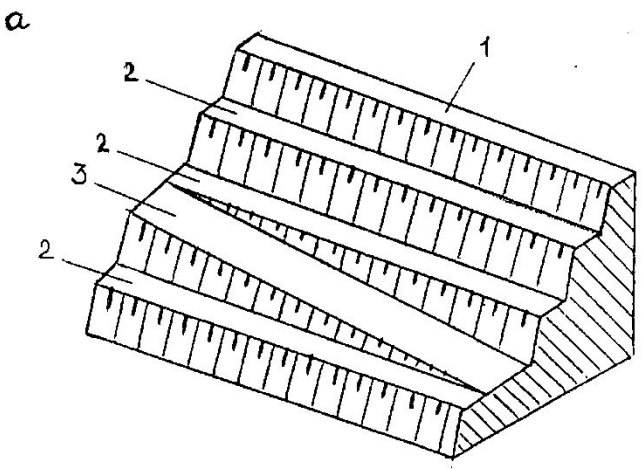


Рис. 5. Разновидности берм безопасности:
 а – горизонтальные бермы; б – наклонные бермы;
 1 – дневная поверхность; 2 – горизонтальная берма;
 3 – транспортная берма; 4 – наклонная берма.

- параметр дна карьера (cl_k);
- средний диаметр рудного тела (d);
- угол откоса уступа погашения (α);
- высота рабочих и нерабочих уступов (h_3, H_{yn});
- уклон траншеи ($i, \%$);
- длина горизонтальных площадок примыкания (ΔL);
- масштаб чертежа (1:1000, 1:2000, 1:5000).

После построения плана (рис.6) определяют основные параметры карьера, которые также заносят в таблицу (табл.8).

Таблица 8

Основные параметры карьера с наклонным расположением предохранительных берм

№№ п/п	Наименование параметров	Ед. измер.	Значения
1	Глубина карьера	м	B_1
2	Объемы вскрыши в контуре карьера	тыс. м ³	B_2
3	Объемы добычи руды	тыс. м ³ , тыс. т	B_3
4	Коэффициент вскрыши	м ³ /м ³ , м ³ /т	B_4
5	Угол откоса борта карьера	град.	B_5
6	Длина спирального съезда	км	B_6
7	Количество наклонных берм:	шт.	
	до глубины		B_7
	до глубины		B_8
	до глубины		B_9

Возможны и другие варианты построения планов карьера, например, комбинацией горизонтальных и наклонных предохранительных берм (рис.7)

2.7. Выбор рациональной конструкции нерабочего борта карьера

Выбор конструкции борта карьера производится на основе сопоставления параметров, полученных в таблицах 5,6. Так при одинаковых объемах добычи руды из контура карьера наиболее выгодным является тот

вариант отстройки нерабочего борта, который обеспечивает минимальные объемы выемки пустых пород из карьерного пространства.

То есть путем сравнения параметров α_2 и β_2 выбираем вариант отстройки борта карьера с наклонным расположением предохранительных берм,

где α_2 – объемы вскрыши в контуре карьера при горизонтальном расположении предохранительных берм (табл. 5), тыс. м³;

β_2 – объемы вскрыши в контуре карьера при наклонном расположении предохранительных берм (табл. 6), тыс. м³.

Сокращение объемов вскрыши ΔV за счет совершенствования конструкции нерабочего борта будет равно,

$$\Delta V = \alpha_2 - \beta_2,$$

или

$$\Delta V \% = \frac{100 \cdot \Delta V}{\alpha_2}.$$

В дальнейшем внутри установленных контуров карьера выделяют промежуточные положения, т.е. производят деление карьерного поля на этапы отработки. При отработке крутопадающих месторождений количество этапов зависит от конечной глубины карьера.

Разделение карьерного поля на этапы вызвано необходимостью улучшения режима и календарных планов горных работ за весь период отработки месторождения.

2.8. Расчеты этапов отработки карьера

Этапную отработку карьера применяют когда глубина его составляет 300 м и более. Опыт проектирования показал, что при глубине разработки крутопадающего месторождения до 500 м целесообразно применять

отработку карьера в 2 этапа, свыше 500 м – в 3 этапа. Глубины же этапов соответственно колеблются от 100 м до 250 м (H_3). Например, при глубине карьера $H_K = 300$ м этапы можно разделить следующим образом: глубина 1-го этапа – 150 м, 2-го этапа – 150 м, или 1-го этапа – 200 м, второго – 100 м и т.д.

Расчетная схема этапной отработки глубокого карьера приведена на рис. 8. Условные обозначения на чертеже приняты следующими:

β_K – угол откоса борта конечного контура карьера, град.;

β_3 – угол откоса борта промежуточного (этапа) контура карьера, град.;

ψ_3 – ширина зоны разноса при этапной разработке месторождения, м;

R_K – радиус карьера по дневной поверхности (конечный контур), м;

R_3 – радиус карьера по дневной поверхности промежуточного этапа, м;

H_3 – глубина этапа отработки карьера, м;

d – диаметр рудного тела, м.

Для расчетной схемы, изображенной на рис. 8, основные параметры этапов отработки карьера определяются по следующим формулам:

Объемы добычи руды и вскрышных пород, соответственно из 1-го и 2-го этапов отработки рассчитываются с использованием формул цилиндра и усеченного конуса.

$$Q_1 = \pi \left(\frac{d}{2} \right)^2 \cdot H_1, \quad (16)$$

$$V_1 = \frac{\pi \cdot H_1}{3} (R_3^2 + r^2 + R_3 \cdot r) - Q_1,$$

где Q_1, V_1 – объемы добычи руды и вскрыши первого этапа отработки карьера, м³;

H_1 – глубина 1-го этапа отработки карьера, м;

$r = \frac{d}{2}$ – радиус дна карьера (рудного тела), м.

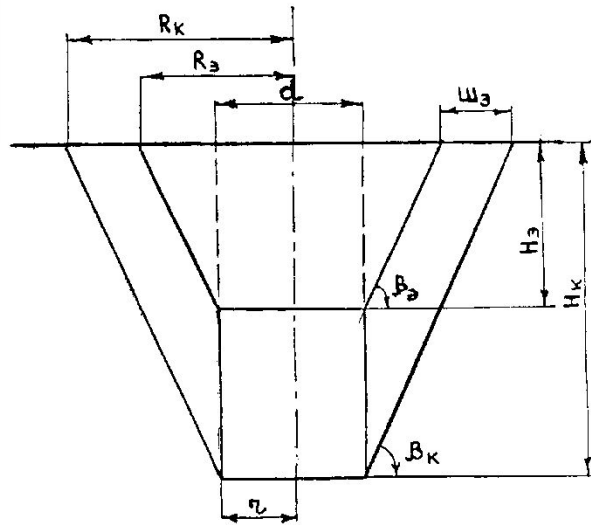


Рис. 8. Расчетная схема этапной отработки карьера.

$$Q = \pi \left(\frac{d}{2}\right)^2 \cdot H_k - Q_1,$$

$$V_2 = \frac{\pi \cdot H_2}{3} (R_k^2 + r^2 + R_k \cdot r) - \frac{\pi \cdot H_1}{3} (R_э^2 + r^2 + R_э \cdot r), \quad (17)$$

где Q_2, V_2 - объемы добычи руды и вскрыши второго этапа отработки карьера, м³.

В самом общем виде при количестве этапов отработки, равном n , формулу расчета объемов добычи руды и вскрыши каждого этапа можно записать следующим образом:

$$Q_n = \pi \left(\frac{d}{2}\right)^2 \cdot H_n - \pi \left(\frac{d}{2}\right)^2 \cdot H_{n-1},$$

$$V_n = \frac{\pi \cdot H_n}{3} (R_n^2 + r^2 + R_n \cdot r) - \frac{\pi \cdot H_{n-1}}{3} (R_{n-1}^2 + r^2 + R_{n-1} \cdot r), \quad (18)$$

где V_n, Q_n - соответственно, объемы вскрыши и добычи руды из n -го этапа отработки карьера, м³;

H_n, H_{n-1} - соответственно, глубины n -го и $n-1$ -го этапов отработки, м;

R_n, R_{n-1} - соответствующие радиусы карьера n -го и $n-1$ -го этапов по дневной поверхности, м.

$$R_{n-1} = R_n - \text{Ш}_n,$$

где Ш_n - ширина зоны разноса n -го этапа отработки карьера, м.

Тогда объемы добычи руды Q_k и удаляемых вскрышных пород

V_k за весь период существования карьера составят:

$$Q_k = Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n,$$

$$V_n = V_1 + V_2 + \dots + V_n, \quad (19)$$

где n - количество этапов отработки месторождения.

2.9. Режим горных работ карьера

Расчет режима горных работ преследует цели установления предельных значений колебания объемов работ при отработке карьера с максимальными (β_{\max}) и минимальными (β_{\min}) углами погашения в пределах его конечного контура. В первом варианте в отработке находится максимальное количество рабочих уступов, во-втором – постоянно обрабатывается один уступ, который перемещается до конечного контура карьера. Лишь после достижения уступом конечного контура начинается зарезка нижележащего уступа и т.д.

Расчетная схема для анализа режима горных работ приведена на рис. 9. Из данного рисунка видны различия в размерах рабочей зоны карьера по ширине (A_1, A_2, B_1, B_2) и по высоте (A_1, C_1, B_1, K_1) в зависимости от схемы отработки под разными углами рабочего борта $\beta_{\min}, \beta_{\max}$

$$\begin{aligned} |A_1 A_2 - B_1 B_2| &\gg 0 \text{ при } \beta_{\min}, \\ |B_1 K_1 - A_1 C_1| &\gg 0 \text{ при } \beta_{\max}. \end{aligned} \quad (20)$$

Для построения графиков режима горных работ $V_{\max} = f(H)$,

$V_{\min} = f(H)$ необходимо вычислить объемы горных работ с шагом углубки, равным высоте уступа погашения $H_{\text{уп}}$ (30 м, 36 м или 45 м), в нарастающем порядке. При этом значения угла β_{\max} определяется согласно схемы (рис. 10),

$$\begin{aligned} \operatorname{tg} \beta_{\max} &= \frac{H_{\text{уп}}}{a}, \\ a &= 2 \cdot W_{\min} + 3 \cdot h_{\text{y}} \cdot \operatorname{ctg} \alpha, \end{aligned} \quad (21)$$

где $H_{\text{уп}} = 30 - 45$ м;

α - угол откоса рабочего уступа, $\alpha = 80^\circ$;

W_{\min} - минимальный размер рабочей площади, $W_{\min} = 40 - 60$ м.

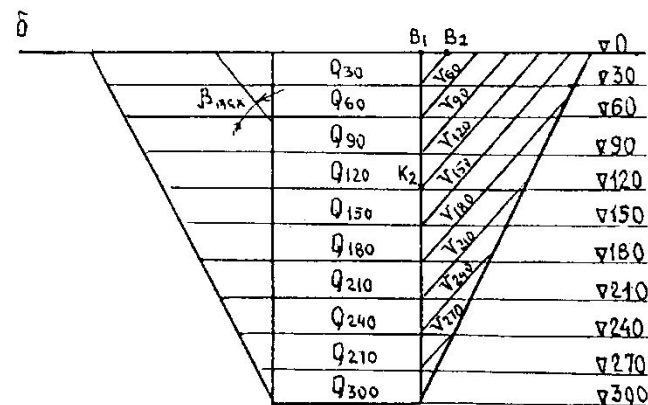
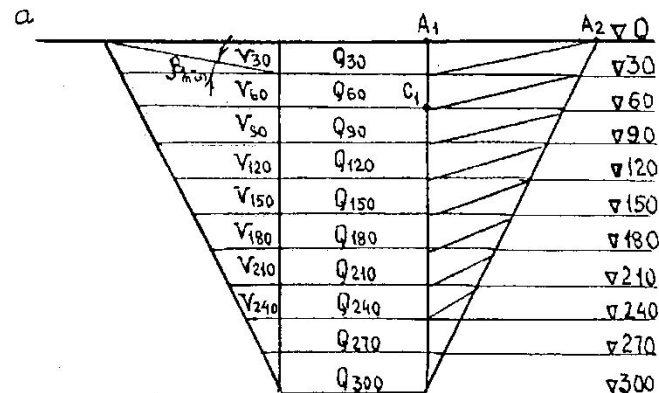


Рис. 9. Схемы к расчету режима горных работ при отработке карьера с минимальными (а) и максимальными (б) углами погашения.

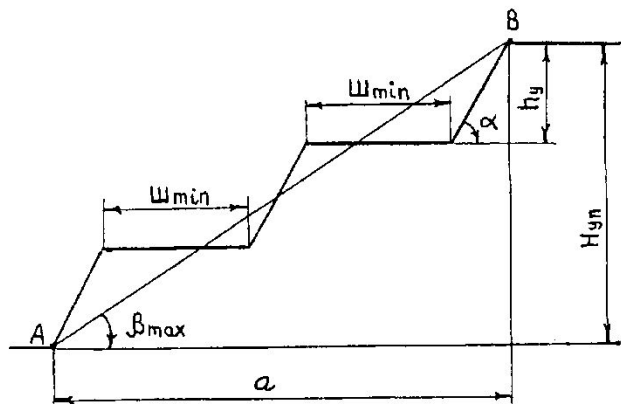


Рис. 10. Схема к определению угла наклона рабочего борта карьера.

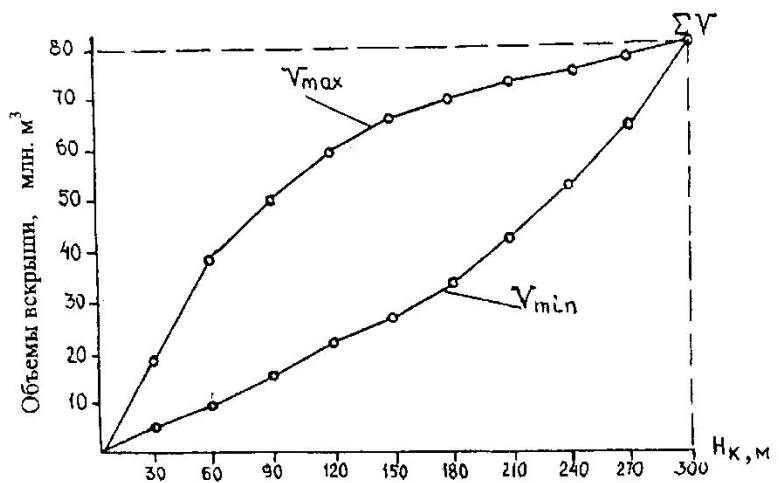


Рис. 11. Графики режима горных работ.

Расчеты объемов вскрыши на величину углубки карьера, равной H_{yn} , производится с использованием формул (17) – (19) усеченного конуса. Результаты расчетов сводятся в табл. 9. В данной таблице приведен пример заполнения при глубине карьера $H_K = 300$ м, $H_{yn} = 30$ м.

Таблица 9

Нарастающие объемы вскрышных работ по глубине при отработке карьера с β_{max} и β_{min} углами рабочего борта

№ п/п	Горизонты карьера, м	Нарастающие объемы вскрыши, тыс. м ³	
		V_{max}	V_{min}
1.	30	V_{30}	V_{30}
2.	60	V_{60}	V_{60}
3.	90	V_{90}	V_{90}
4.	120	V_{120}	V_{120}
5.	150	V_{150}	V_{150}
6.	180	V_{180}	V_{180}
7.	210	V_{210}	V_{210}
8.	240	V_{240}	V_{240}
9.	270	V_{270}	V_{270}
10.	300	V_{300}	V_{300}
	Итого	$\Sigma V_{max} =$	ΣV_{min}

По полученным результатам (табл. 9) строится график режима горных работ (рис. 11). На графиках линия V_{min} соответствует работе карьера с максимальными углами откоса рабочего борта β_{max} , линия V_{max} - работа карьера с минимальными углами β_{min} . В дальнейшем, в пределах установленных границ, определяется рациональный календарный план горных работ.

2.10. Календарный план горных работ

В отличие от режима горных работ $V = f(H)$, разработка календарного плана преследует цели получения графиков $V = f(\tau)$, т.е. распределения объемов вскрышных работ во времени. По сути календарный план получается в результате трансформации графика режима горных работ.

Исходными данными для расчета календарного плана являются промежуточные и конечные контуры карьера, в пределах которых производится распределение объемов по годам отработки. Пример конкретного исполнения календарного плана при этапной отработке приведен на рис.12. Из рисунка видно, когда горные работы в промежуточном контуре 1 в течение 10 лет достигнут глубины 150 м должно произойти совмещение контуров 1, 2 и в дальнейшем карьер до глубины 300 м отрабатывается одним контуром. Для этого при скорости углубки карьера в контуре 1, равной 15 м/год, в контуре 2 – 50 м/год, необходимо реконструкцию (разнос бортов) начать на 8-ом году существования карьера.

Таким образом, календарные объемы производства вскрышных работ по годам составят (табл. 10).

Таблица 10

Календарный план вскрышных работ карьера

Годы эксплуатации	Горизонты карьера	Объемы производства вскрышных работ, тыс. м ³		Всего
		Промежуточный контур	Конечный контур	
1 г.	15 м	V ₁	-	V ₁
2 г.	30 м	V ₂	-	V ₂
3 г.	45 м	V ₃	-	V ₃
4 г.	60 м	V ₄	-	V ₄
5 г.	75 м	V ₅	-	V ₅
6 г.	90 м	V ₆	-	V ₆
7 г.	105 м	V ₇	-	V ₇
8 г.	120 м	V ₈	V ₈ ¹	V ₈ + V ₈ ¹
9 г.	135 м	V ₉	V ₉ ¹	V ₉ + V ₉ ¹
10 г.	150 м	V ₁₀	V ₁₀ ¹	V ₁₀ + V ₁₀ ¹
11 г.	165 м		V ₁₁	V ₁₁
12 г.	180 м		V ₁₂	V ₁₂
13 г.	195 м		V ₁₃	V ₁₃
14 г.	210 м		V ₁₄	V ₁₄
15 г.	225 м		V ₁₅	V ₁₅
16 г.	240 м		V ₁₆	V ₁₆
17 г.	255 м		V ₁₇	V ₁₇
18 г.	270 м		V ₁₈	V ₁₈
19 г.	285 м		V ₁₉	V ₁₉
20 г.	300 м		V ₂₀	V ₂₀
	Итого	Σ V _п	Σ V _р	Σ V

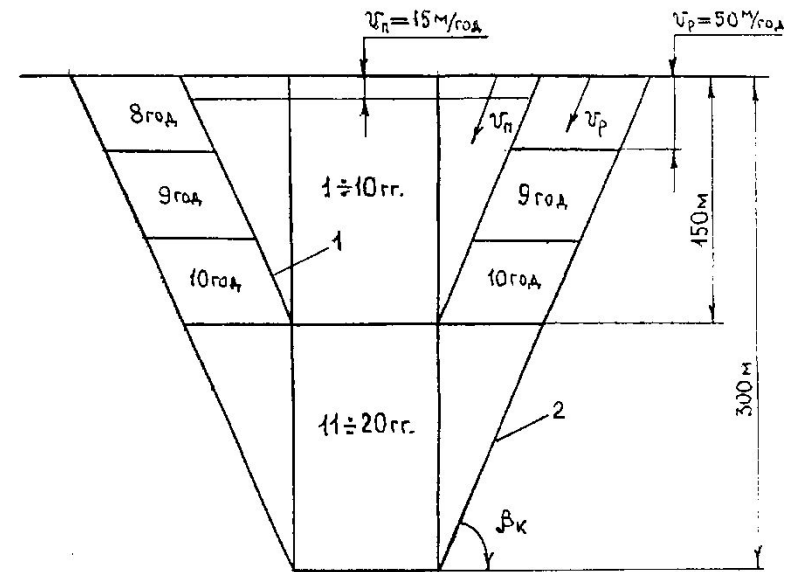


Рис. 12. Пример составления календарного плана при этапной отработке карьера:
1 – промежуточный контур;
2 – конечный контур.

В табл. 10 обозначения приняты следующими:

V_8^1, V_9^1, V_{10}^1 - соответственно, объемы работ по реконструкции карьера 8-го, 9-го, 10-го года эксплуатации карьера.

Календарный график вскрышных работ нагляднее всего строить по пятилеткам, для чего нужно вычислить средние значения объемов за каждые 5 лет.

$$\bar{V}_{1-5} = \frac{V_1 + V_2 + \dots + V_5}{5},$$

$$\bar{V}_{6-10} = \frac{V_6 + V_7 + \dots + V_{10}}{5},$$

$$\bar{V}_{11-15} = \frac{V_{11} + V_{12} + \dots + V_{15}}{5},$$

$$\bar{V}_{16-20} = \frac{V_{16} + V_{17} + \dots + V_{20}}{5}.$$

Тогда график вскрышных работ будет представлен в виде ступенчатой линии (рис. 13).

После завершения всех расчетных работ курсовую работу необходимо оформить на листе ватмана или миллиметровой бумаги, как это показано в приложениях 3, 4. Задание на проектирование приведено в приложении 5.

2.11. Основные показатели проекта

Таблица 11.

Основные показатели проекта

№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм.	Значение
1.	Граничный коэффициент вскрыши	$\frac{м^3}{м^3}$ $\frac{м^3}{т}$	
2.	Глубина карьера	м	
3.	Угол наклона борта карьера	град.	
4.	Объемы вскрышных работ в контуре карьера, всего	тыс. м ³	
	в т.ч. 1-го этапа	«-»	
	2-го этапа	«-»	
5.	Длина спирального съезда	м	
6.	Среднегодовые объемы производства вскрышных работ	тыс. м ³	

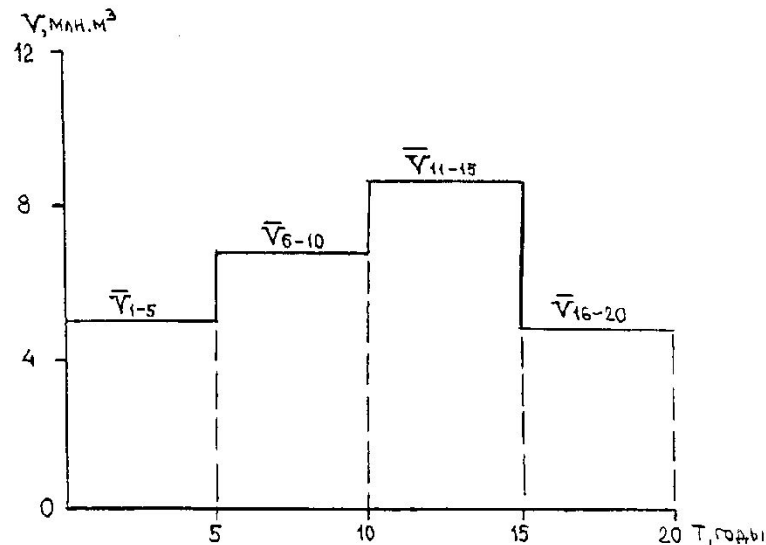
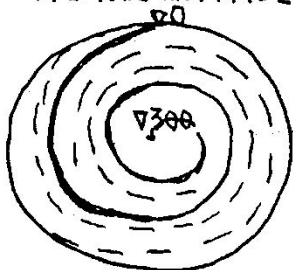


Рис. 13. Календарный график вскрышных работ.

ПЛАН КАРЬЕРА НА КОНЕЦ
ОТРАБОТКИ
М 1:1000 или М 1:2000



ПОПЕРЕЧНЫЙ РАЗРЕЗ
М 1:1000 или М 1:2000

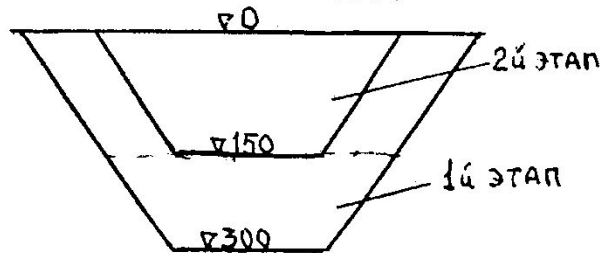
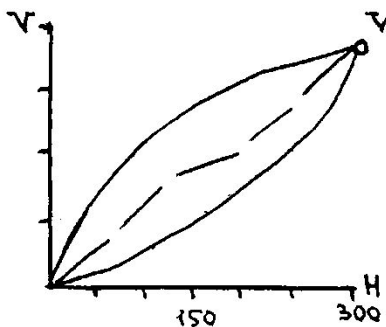
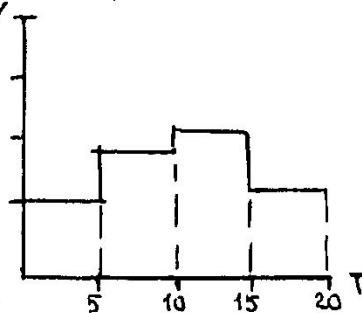


ГРАФИК РЕЖИМА ГОРНЫХ РАБОТ



КАЛЕНДАРНЫЙ ГРАФИК



ОСНОВНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ
ПРОЕКТА

№	наименов показ	Ед изм	значения
1			
2			
3			
4			
5			
6			

УГЛОВОЙ ШТАМП

594

**Задание на проектирование
(Варианты исходных данных)**

№ вариантов	Диаметр рудного тела	Высота раб. уступа, м	Высота уступа погашения, м	Угол откоса уступа, град.	Ширина съезда, м	Ширина бермы безопасности м	Уклон съезда, %	Угол внутреннего трека ^{на} пород град.	Себестоимость дол./т, м ³		
									1 т руды под-земн. способом	1 т руды ^{от} откр. способом	1 м ³ вскр. откр. способом
1	100	10	30	65 ⁰	20	10	12%	35 ⁰	50	30	2,5
2	100	12	36	65 ⁰	20	10	12%	35 ⁰	50	30	2,5
3	100	15	45	65 ⁰	20	10	12%	35 ⁰	50	30	2,5
4	100	10	40	70 ⁰	20	10	10%	35 ⁰	50	30	2,5
5	100	12	36	70 ⁰	20	10	10%	35 ⁰	50	30	2,5
6	100	15	45	70 ⁰	20	10	10%	35 ⁰	55	25	3,0
7	100	10	30	75 ⁰	20	10	10%	35 ⁰	55	25	3,0
8	100	12	36	75 ⁰	20	10	10%	35 ⁰	55	25	3,0
9	100	15	45	75 ⁰	20	10	10%	35 ⁰	55	25	3,0
10	100	10	40	65 ⁰	20	10	12%	35 ⁰	55	25	3,0
11	100	12	36	65 ⁰	20	10	12%	35 ⁰	60	30	3,5
12	100	15	45	70 ⁰	20	10	12%	35 ⁰	60	30	3,5
13	100	10	30	70 ⁰	20	10	10%	35 ⁰	60	30	3,5
14	100	12	36	70 ⁰	20	10	10%	35 ⁰	60	30	3,5
15	100	15	45	70 ⁰	20	10	10%	35 ⁰	60	30	3,5
16	100	10	40	75 ⁰	20	10	10%	35 ⁰	65	20	4,0
17	100	12	36	75 ⁰	20	10	10%	35 ⁰	65	20	4,0
18	100	15	45	75 ⁰	20	10	10%	35 ⁰	65	20	4,0
19	100	10	30	60 ⁰	20	10	12%	35 ⁰	65	20	4,0
20	100	15	45	70 ⁰	20	10	12%	35 ⁰	65	20	4,0

$$V = \frac{1}{3} \pi H (R^2 + Rr + r^2)$$

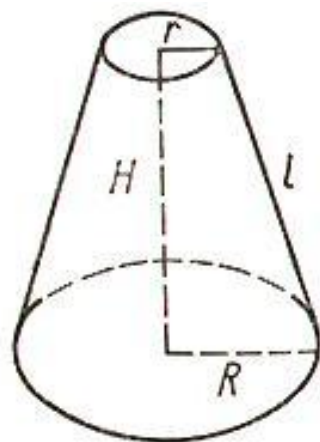


Рис. 1.20

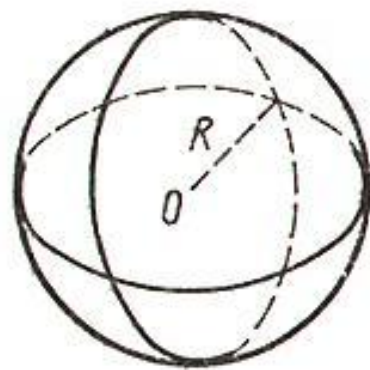


Рис. 1.21