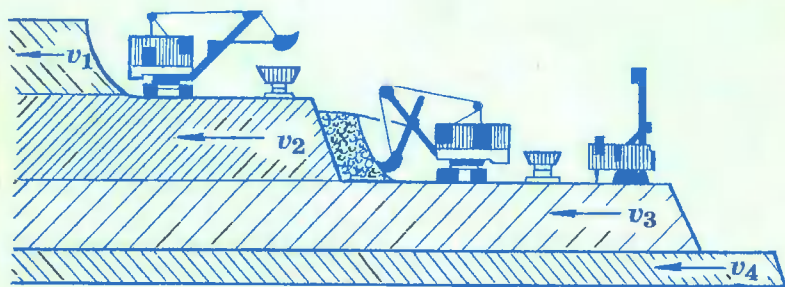


6111.241
H 852

А.И. Арсентьев

ВСКРЫТИЕ И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ КАРЬЕРОВ

Сборник задач



Санкт-Петербург

1999

Министерство образования Российской Федерации
Санкт-Петербургский государственный горный институт имени Г.В.Плеханова
(технический университет)

А.И.АРСЕНТЬЕВ

ВСКРЫТИЕ И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ КАРЬЕРОВ

Сборник задач



САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
1999



ВСКРЫТИЕ И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ КАРЬЕРОВ: Сборник задач / *А.И.Арсентьев*; Санкт-Петербургский государственный горный ин-т. СПб, 1999. 64 с.

В сборник задач включены типовые задачи по узловым вопросам способов вскрытия и систем открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Особое внимание обращено на глубокое усвоение законов формирования рабочей зоны карьера и умение пользоваться этими законами для решения сложных проблем развития горных работ в карьерах.

Сборник задач предназначен для студентов и преподавателей горных институтов.

Табл. 6. Ил. 22. Библиогр.: 5 назв.

Научный редактор канд. техн. наук *С.И.Фомин*

Рецензент доктор техн. наук *В.В.Квитка* (ВНИИцветмет)

© Санкт-Петербургский горный институт им. Г.В.Плеханова, 1999 г.

*Учись ты, все науки уважая:
В любой науке радость есть большая*

Абулькасим Фирдуоси
(940-1020)

ПРЕДИСЛОВИЕ

Так получилось, что за многие десятилетия преподавания в горных институтах России курсов, посвященных проблемам вскрытия и систем разработки карьерных полей, не было издано ни одного пособия по проведению практических занятий и решению задач по этим важнейшим курсам. В каждом институте преподаватели самостоятельно подбирали материал для решения задач в соответствии с имеющимися учебниками и содержанием курсов.

В большинстве случаев решались очень простые задачи по определению объемов работ и параметров только систем разработки с непосредственной перевалкой пород, для которых давно были разработаны аналитические формулы.

С вводом в теорию горной науки законов формирования рабочей зоны карьеров появилась аналитическая база для решения серьезных инженерных задач по определению параметров и показателей горных работ в рабочей зоне карьеров. На основе этой базы и многолетней практики работы кафедры разработки месторождений открытым способом в Санкт-Петербургском горном институте появилась возможность предложить методы решения типовых задач.

В сборнике приведен набор типичных, с нашей точки зрения, задач с подробным изложением порядка их решений, с элементами анализа полученных результатов для более глубокого понимания тех законов, по которым развиваются горные работы в современных карьерах, разрабатывающих месторождения полезных ископаемых наземным способом.

Раздел 1. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

1.1. Проходка траншей

☑ **Задача 1.** Для подготовки фронта работ на гор.1 необходимо пройти разрезную траншею в рыхлых породах при помощи экскаватора ЭКГ-8 и автосамосвалов МАЗ-530. Породы плотностью $\gamma = 1,25 \text{ т/м}^3$; коэффициент разрыхления $k_p = 1,2$; угол откосов траншеи $\alpha = 38^\circ$; высота уступа $h = 15 \text{ м}$; длина траншеи $L_T = 1200 \text{ м}$; ширина траншеи по дну $b = 14 \text{ м}$; коэффициент наполнения ковша $k_n = 0,85$; продолжительность цикла экскаватора $T_{ц} = 0,5 \text{ мин}$; радиус поворота на уровне стояния $R_0 = 14 \text{ м}$. Грузоподъемность автосамосвала $q = 40 \text{ т}$; емкость кузова $e_k = 22 \text{ м}^3$ (с навалом до 29 м^3); скорость движения к отвалу $v_1 = 20 \text{ км/ч}$, по траншее $v_2 = 15 \text{ км/ч}$, задним ходом $v_3 = 5 \text{ км/ч}$.

Определить возможные скорость и продолжительность проходки траншеи, потребное количество автосамосвалов.

Решение. 1. Так как автосамосвалы не могут развернуться в траншее, но должны подъезжать под погрузку задним ходом, то необходимо делать расширения траншеи для разворота. Принимаем, что через каждые $L_y = 200 \text{ м}$ делается расширение объемом $V_p = 500 \text{ м}^3$ (рис.1).

2. Определяем количество ковшей породы, загружаемых в автосамосвалы:

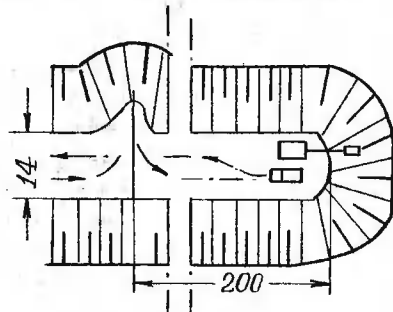


Рис.1. Траншейный забой

$$n_{к.г} = \frac{q k_p}{E k_n \gamma}, \quad (1)$$

где q — грузоподъемность автосамосвала, т; E — емкость ковша, м^3 ; k_n , k_p — коэффициенты наполнения и разрыхления породы.

Отсюда

$$n_{к.г} = \frac{40 \cdot 1,2}{8 \cdot 0,85 \cdot 1,25} = 5,65 \approx 6.$$

По емкости кузова

$$n_{к.е} = \frac{e_k}{E k_n}; \quad (2)$$

$$n_{к.е} = \frac{29}{8 \cdot 0,85} = 4,3 \approx 4.$$

Принимаем четыре ковша.

В автосамосвал загружаются породы (в массиве):

$$V_a = \frac{n_{к.е} E k_n}{k_p}. \quad (3)$$

Отсюда

$$V_a = \frac{4 \cdot 8 \cdot 0,85}{1,25} = 21,8 \text{ м}^3.$$

Продолжительность загрузки $t_{п} = 4 \cdot 0,5 = 2 \text{ мин}$.

3. Определяем параметры траншеи. Площадь поперечного сечения

$$S_T = h(b + h \operatorname{ctg} \alpha) = 15(14 + 15 \cdot 1,28) = 498 \text{ м}^2.$$

Общий объем траншеи

$$V_T = L_T S_T + \left(\frac{L_T}{L_y} - 1 \right) V_p. \quad (4)$$

Отсюда

$$V_T = \left[1200 \cdot 498 + \left(\frac{1200}{200} - 1 \right) \cdot 500 \right] \cdot 10^{-3} = 600 \text{ тыс.м}^3.$$

Длину траншеи разбиваем на шесть участков по 200 м в каждом.

Требуемое количество загружаемых на каждом участке автосамосвалов

$$N_y = \frac{99600}{21,8} = 4569$$

и так далее по участкам.

Минимальный интервал подачи автосамосвалов под погрузку при среднем расстоянии от разворота 100 м:

$$t_{\min} = \frac{100 \cdot 60}{5000} + 2 + \frac{100 \cdot 60}{15000} = 3,6 \approx 4 \text{ мин.}$$

Максимальное количество загружаемых автосамосвалов в смену:

$$N_3 = \frac{T_{\text{с}} k_n \cdot 60}{t_{\min}} = \frac{8 \cdot 0,8 \cdot 60}{4} = 96.$$

Время на отработку каждого участка $t_y = 4569 / 96 = 47,6$ смен на первом участке и т.д.

Продолжительность рейса автосамосвала (расстояние до отвала примем $L_0 = 100$ м):

$$t_p = \frac{2L_0}{v_1} + \frac{2L_T}{v_2} + t_{\min} = \frac{2 \cdot 1000 \cdot 60}{20000} + \frac{2L_T \cdot 60}{15000} + 4 = 10 + \frac{L_T}{125}.$$

Для участка 400 м

$$t_p = 10 + \frac{200}{125} = 11,6 \text{ мин и т.д.}$$

Требуемое в смену количество автосамосвалов:
для участка 200 м

$$N_c = \frac{96 \cdot 10}{8 \cdot 0,8 \cdot 60} = 2,5;$$

для участка 400 м

$$N_c = \frac{96 \cdot 11,6}{8 \cdot 0,8 \cdot 60} = 2,9 \text{ и т.д.}$$

Все полученные результаты приведены в табл.1.

Если мы будем использовать необходимое количество автосамосвалов, то продолжительность проходки траншеи составит $T_T = 286,6$ смен или, при 60 сменах в месяц, 4,8 мес.

Таблица 1

Показатели проходки разрезной траншеи

Показатель	Длина траншеи, м					
	200	400	600	800	1000	1200
Объем работ, м ³	99,6	100,1	100,1	100,1	100,1	100,1
Общее количество загружаемых автосамосвалов	4569	4592	4592	4592	4592	4592
Интервал между самосвалами, мин	4	4	4	4	4	4
Количество загружаемых автосамосвалов в смену	96	96	96	96	96	96
Продолжительность отработки участков, смен	47,6	47,8	47,8	47,8	47,8	47,8
Продолжительность рейса, мин	10	11,6	13,2	14,8	16,4	18,0
Потребное количество самосвалов	2,5	2,9	3,3	3,7	4,1	4,5

Скорость проходки 250 м/мес. Средняя производительность траншейного экскаватора

$$Q = \frac{600}{286,6} \approx 2 \text{ тыс.м}^3 / \text{смену.}$$

Если количество автосамосвалов будет ограничено, например $N_c = 4$, то для отработки участка 1000 м потребуется время

$$t_y = \frac{V_y t_p}{T_c \cdot 60 k_n N_c V_a} = \frac{100000 \cdot 16,4}{8 \cdot 0,8 \cdot 60 \cdot 4 \cdot 21,8} = 49 \text{ смен,}$$

а для участка 1200 м $t_y = 53,8$ смен, т.е. добавится $102,8 - 95,6 = 7,2$ смен. Тогда время проходки составит 294 смены и скорость проходки снизится до 245 м/мес.

Коэффициент использования времени экскаватором

$$k_n = \frac{QT_{ц}k_p}{T_c E k_n} = \frac{2000 \cdot 0,5 \cdot 2}{480 \cdot 8 \cdot 0,85} = 0,368.$$

☑ **Задача 2.** Для вскрытия гор.1 необходимо пройти экскаватором ЭКГ-4,6 въездную траншею в нескольких породах. Высота уступа $h = 15$ м; углы откоса бортов траншеи $\alpha = 36^\circ$; уклон траншеи для автомобильного транспорта $i = 0,05$. Плотность пород $\gamma = 1,3$ т/м³; коэффициент разрыхления $k_p = 1,3$. Ширина дна траншеи не менее $b = 15$ м. Продолжительность цикла экскаватора при повороте до 180° $T_{ц} = 0,67$ мин; коэффициент наполнения ковша $k_n = 0,8$; продолжительность смены $T_c = 8$ ч; коэффициент использования времени $k_n = 0,75$. Автосамосвалы МАЗ-530 грузоподъемностью $q = 40$ т; скорость движения до отвала $v_1 = 20$ км/ч; расстояние до отвала $L_0 = 1500$ м; скорость заднего хода $v_2 = 5$ км/ч; емкость кузова $e_k = 22$ м³ (с навалом 28 м³).

Определить потребное количество автосамосвалов и продолжительность проходки въездной траншеи.

Решение. Длина въездной траншеи

$$L_r = \frac{h}{i} = \frac{15}{0,05} = 300 \text{ м.}$$

Объем въездной траншеи

$$V_v = \frac{h^2}{2i} \left[b + \frac{ih}{\operatorname{tg} \alpha} \left(\frac{1}{1,5i} + \frac{b}{h} + \frac{\pi}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) \right], \quad (5)$$

где $h = 15$ м; $i = 0,05$; $\alpha = 36^\circ$; $\operatorname{tg} \alpha = 0,727$; $b = 15$ м.

Тогда

$$V_v = \frac{225}{2 \cdot 0,05} \left[15 + \frac{0,05 \cdot 15}{0,727} \left(\frac{1}{1,5 \cdot 0,05} + \frac{15}{15} + \frac{3,14}{3 \cdot 0,727} \right) \right] = 70300.$$

Количество ковшей породы, загружаемой в автосамосвал:

по грузоподъемности (1)

$$n_{к.г} = \frac{40 \cdot 1,3}{4,6 \cdot 0,8 \cdot 1,3} \approx 11 \text{ ковшей;}$$

по емкости кузова автосамосвала (2)

$$n_{к.е} = \frac{28}{4,6 \cdot 0,8} \approx 8 \text{ ковшей.}$$

Принимаем 8 ковшей. Тогда объем породы (в массиве) в кузове

$$V_k = \frac{n_{к.е} E}{k_p} = \frac{8 \cdot 4,6 \cdot 0,8}{1,3} = 22,65 \text{ м}^3.$$

Продолжительность загрузки автосамосвала

$$t_{ц} = n_{к.е} T_{ц} = 8 \cdot 0,67 = 5,33 \text{ мин.}$$

Площадь поперечного сечения траншеи

$$S_{Ti} = h_i(b + h_i \operatorname{ctg} \alpha). \quad (6)$$

Разобьем длину траншеи на шесть участков по 50 м и подсчитаем распределение объемов. Для этого преобразуем формулу (5), заменив h на L_i , тогда

$$V_{Vi} = \frac{L_i^2 i}{2} \left[b + \frac{L_i i^2}{\operatorname{tg} \alpha} \left(\frac{1}{1,5i} + \frac{b}{L_i i} + \frac{\pi}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) \right]. \quad (7)$$

Подставим постоянные параметры и получим

$$V_{Vi} = 0,02 L_i^2 \left[15 + 0,00344 L_i \left(14,77 + \frac{300}{L_i} \right) \right]. \quad (8)$$

Объемы на каждом участке

$$V_{Vij} = \int_i^{i-1} V_{Vi} dL_i. \quad (9)$$

Полученные объемы приведены в табл. 2.

Определим общее количество автосамосвалов, загружаемых на каждом участке,

$$N_{ai} = \frac{V_{Vij}}{V_K} = \frac{V_{Vi}}{22,65}. \quad (10)$$

Минимальный интервал времени между погружаемыми автосамосвалами

$$t_i = t_{\Pi} + \frac{L_{ci}}{v_1} + \frac{L_{ci}}{v_2}, \quad (11)$$

где L_{ci} — среднее расстояние до забоя, м.

Таблица 2

Показатели проходки въездной траншеи

Показатель	Длина участка, м					
	50	100	150	200	250	300
Высота, м	2,5	5,0	7,5	10,0	12,5	15,0
Нарастающий объем, м ³	1160	5278	13305	26194	44827	70300
Объем по участкам, м ³	1160	4188	8027	12889	18703	25973
Количество автосамосвалов, загружаемых на участке	51	182	354	569	826	1147
Среднее расстояние до забоя, м	25	75	125	175	225	275
Интервал между автосамосвалами в забое, мин	5,7	6,5	7,2	8,0	8,7	9,5
Возможное количество загружаемых в смену автосамосвалов	63	55	50	45	41	38
Время отработки участка, смен	0,8	3,3	7,1	12,6	20,1	30,2
Продолжительность рейса, мин	25,7	26,5	27,2	28,0	28,7	29,5
Потребное количество самосвалов	4,5	4,2	3,8	3,5	3,4	3,2
Ограниченное количество автосамосвалов	3	3	3	3	3	3
Количество загружаемых в смену автосамосвалов	42	41	40	39	38	36
Время отработки участка, смен	1,2	4,4	8,9	14,6	21,7	31,9

Так, например, для забоя на участке 150 м интервал составит

$$t_{150} = 5,33 + \frac{125 \cdot 60}{20000} + \frac{125 \cdot 60}{5000} = 7,2 \text{ мин.}$$

Возможное количество автосамосвалов, загружаемых в смену (на участке 50 м):

$$N_{50} = \frac{T_c k_n}{t_{50}} = \frac{480 \cdot 0,75}{5,7} = 63 \text{ и т.д.}$$

Время отработки каждого участка (пример для участка 50 м):

$$t_{50} = \frac{N_{a50}}{N_{50}} = \frac{51}{63} = 0,8 \text{ смен и т.д.}$$

Потребное время на проходку въездной траншеи $T_T = 74,1$ смены. Средняя производительность экскаватора

$$Q = \frac{70300}{74,1} \approx 950 \text{ м}^3/\text{смену.}$$

Определим потребное количество автосамосвалов. Принимаем, что автосамосвал для движения от устья траншеи до отвала и обратно затрачивает 20 мин, тогда продолжительность рейса при работе на участке 50 м составит $t_p = 25,7$ мин и он сделает в смену рейсов $n_{50} = (480 \cdot 0,75)/25,7 = 14$. Для работы на участке потребуется в смену $N_{a50} = 63/14 = 4,5$ автосамосвала.

Все полученные данные приведены в табл.2.

Если количество автосамосвалов ограничено, то нужно ввести поправку в расчет. Предположим, например, что имеется всего три автосамосвала. Тогда в смену автосамосвалы могут сделать всего рейсов $N_{p50} = (480 \cdot 0,75 \cdot 3)/25,7 = 42$;

$N_{p100} = 41$ и т.д. Время отработки участка 50 м увеличится до $t_{50} = 51/42 = 1,2$ смены, участка 100 м до $t_{100} = 182/41 = 4,4$ смены и т.д. Общее время проходки траншеи увеличится до 82,7 смен, т.е. на 8,6 смены. Средняя производительность экскаватора составит 847 м³/смену.

Коэффициент использования экскаватора во времени при полном обеспечении самосвалами:

$$k_n = \frac{950 \cdot 0,67 \cdot 1,3}{480 \cdot 4,6 \cdot 0,8} = 0,47.$$

При использовании трех автосамосвалов $k_n = 0,42$.

Задача 3. Для подготовки фронта работ на гор.5 необходимо пройти разрезную траншею длиной $L_T = 600$ м в скальных породах при помощи экскаватора ЭКГ-4,6 и автосамосвалов БелАЗ-75405. Породы плотностью $\gamma = 2,6$ т/м³; коэффициент разрыхления $k_p = 1,4$; углы откосов бортов траншеи $\alpha = 65^\circ$; расстояние от устья траншеи до отвала $L = 2$ км. Экскаватор черпает предварительно взорванную породу. Коэффициент наполнения ковша $k_n = 0,8$; продолжительность цикла $T_{ц} = 0,5$ мин. Автосамосвалы: грузоподъемность $q = 30$ т; емкость кузова $e_k = 15$ м³ (18 м³ с шапкой); скорость движения до отвала и по траншее $v_1 = 15$ км/ч; задним ходом $v_2 = 8$ км/ч; минимальная ширина проезда $a = 4$ м; минимальный радиус поворота $R_a = 9$ м. При последующем расширении траншеи приняты: сопротивление по подошве первого ряда скважин $w_0 = 10$ м; ширина развала породы после взрыва $B_p = 24$ м.

Определить параметры траншеи, скорость и продолжительность проходки траншеи.

Решение. Параметры траншеи определяем из условия возможности движения автосамосвалов после первого взрыва по расширению траншеи (рис.2). Ширина по дну

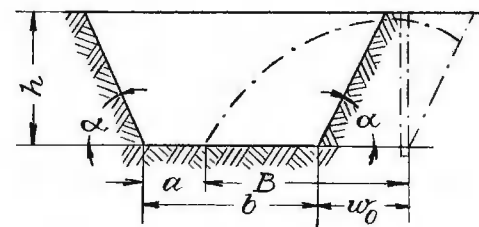


Рис.2. Поперечное сечение траншеи

$$b \geq B + a - w_0 \quad (12)$$

или $b \geq 24 + 4 - 10 = 18$ м.

Площадь поперечного сечения

$$S_T = h(b + h \operatorname{ctg} \alpha) = 15(18 + 15 \operatorname{ctg} 65^\circ) = 225,6 \text{ тыс.м}^3.$$

Общий объем траншеи $V_T = S_T L_T = 376 \cdot 600 \cdot 10^{-3} = 225,6 \text{ тыс.м}^3$.

2. Загрузка автосамосвала. Количество ковшей породы, загружаемой в кузов:

по грузоподъемности

$$n_{к.г} = \frac{q k_p}{E k_h \gamma} = \frac{30 \cdot 1,4}{4,6 \cdot 0,8 \cdot 2,6} = 4,4 \approx 5;$$

по емкости кузова

$$n_{к.е} = \frac{e_k}{E k_h} = \frac{18}{4,6 \cdot 0,8} = 4,9 \approx 5.$$

Принимаем для расчета пять ковшей. Тогда объем породы в автосамосвале (по массиву) составит

$$V_a = n_k E \frac{k_h}{k_p} = 5 \cdot 4,6 \frac{0,8}{1,4} = 13 \text{ м}^3.$$

Вес груза $q_k = V_a \gamma = 13 \cdot 2,6 = 33,8$ т, т.е. на 13 % выше грузоподъемности. Следовательно, сочетание экскаватора ЭКГ-4,6 и автосамосвалов БелАЗ-75405 оказалось неудачным.

Принимаем автосамосвалы БелАЗ-7548 грузоподъемностью $q = 42$ т, емкостью кузова $e_k = 21 \text{ м}^3$ (до 24 м^3). Тогда количество ковшей породы, загружаемых в кузов:

по грузоподъемности

$$n_{к.г} = \frac{42 \cdot 1,4}{4,6 \cdot 0,8 \cdot 2,6} = 6,1 \approx 6;$$

по емкости кузова

$$n_{к.е} = \frac{24}{4,6 \cdot 0,8} = 6,5 \approx 7.$$

Принимаем шесть ковшей. Тогда объем породы в кузове (по массиву) $V_k = (6 \cdot 4,6 \cdot 0,8) / 1,4 = 15,8 \text{ м}^3$ или 41 т.

Продолжительность загрузки $t_z = 6 \cdot 0,5 = 3$ мин.

3. Определим потребное количество автосамосвалов. Они могут свободно разворачиваться в траншее, так как их радиус поворота $R_a = 10,2$ м. Продолжительность рейса в начале проходки

$$T_p = \frac{2 \cdot 2 \cdot 60}{15} + 3 = 19 \text{ мин},$$

в конце

$$T_p = \frac{2(2 + 0,6)60}{15} = 24 \text{ мин}.$$

Количество рейсов в смену в начале работ $N_p = (8 \cdot 60 \cdot 0,8) / 19 = 20$, а в конце $N_p = 16$. Экскаватор в течение смены может загрузить $8 \cdot 60 \cdot 0,8 / 3 = 128$ автосамосвалов. Следовательно, в начале работ потребуется иметь $N_a = 128 / 20 = 6,4 \approx 7$, а в конце 8 автосамосвалов в смену.

Производительность экскаватора $Q = 128 \cdot 15,8 = 2000 \text{ м}^3/\text{смену}$.

Скорость проходки траншеи при 60 сменах в месяц составит

$$v_T = \frac{2000 \cdot 60}{376} = 319 \text{ м/мес.}$$

Общее время проходки 1,9 месяца или 113 смен.

1.2. Интенсивность горных работ

☑ **Задача 4.** В рудном карьере, разрабатывающем крутопадающую залежь, углубка ведется по нерабочему борту AB (рис.3) со скоростью $h_T = 10$ м/год. Углы погашения нерабочих бортов $\beta = 40^\circ$; $\gamma = 43^\circ$. Угол откоса рабочего борта $\varphi = 15^\circ$. Необходимо определить: 1) скорости понижения добычных работ в зависимости от угла падения рудного тела ($\delta = 40-90^\circ$); 2) скорость формирования нерабочего борта CD .

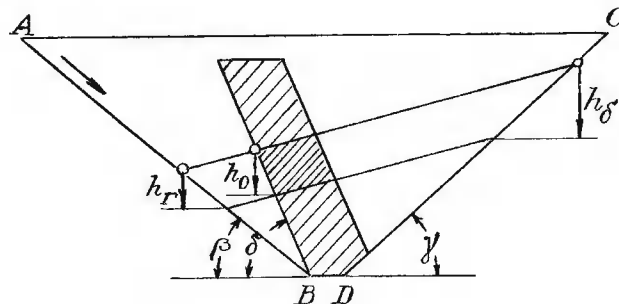


Рис.3. Скорость формирования рабочей зоны карьера

Решение. Используем закон соотношения скоростей понижения горных работ и подвигания рабочих уступов [1, 2].

1. Скорость понижения горных работ

$$h_T = \frac{v}{\text{ctg}\varphi + \text{ctg}\beta}, \quad (13)$$

где v – горизонтальная скорость подвигания рабочих уступов, м/год; φ – угол откоса рабочего борта, град; β – угол направления углубки карьера, град.

Так как нам задана величина h_T , то определяем

$$v = 10 / (\text{ctg}15^\circ + \text{ctg}40^\circ) = 10(3,732 + 1,191) = 49,9 \text{ м/год.}$$

2. Скорость понижения добычных работ

$$h_0 = \frac{v}{\text{ctg}\varphi + \text{ctg}\delta}, \quad (14)$$

где δ – угол падения рудного тела, град.

Подсчитаем для $\delta = 40^\circ$ $h_0 = h_T = 10$ м/год; для $\delta = 50^\circ$ $h_T = 10,9$; для $\delta = 70^\circ$ $h_T = 12,2$; для $\delta = 90^\circ$ $h_T = 13,4$ м/год.

Для наглядности построим график зависимости отношения h_0/h_T от угла падения рудного тела (рис.4).

3. Определим скорость формирования нерабочего борта CD :

$$h_6 = \frac{v}{\text{ctg}\varphi - \text{ctg}\gamma}, \quad (15)$$

где γ – угол погашения нерабочего борта CD , град;

$$h_6 = \frac{49,9}{3,732 - 1,072} = 18,8 \text{ м/год.}$$

Отношение $h_6/h_T = 1,88$.

☑ **Задача 5.** Установить степень влияния на возможную скорость углубки карьера параметров: высоты уступов, длины экскаваторных блоков, направления углубки карьера, ширины рабочих площадок. Расчеты проводить на основе закона о соотношении скоростей углубки карьера и подвигания рабочих уступов по формуле

$$h_T \leq \frac{12Q}{hL_6(\text{ctg}\varphi + \text{ctg}\beta)}, \quad (16)$$

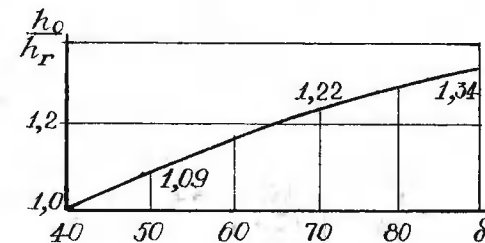


Рис.4. Зависимость h_0/h_T от δ

где Q – производительность экскаватора, м³/мес.; h – высота уступов, м; L_6 – длина экскаваторных блоков, м.

Решение. Принимаем средние и возможные значения параметров: $12Q = 0,6$ млн.м³/год; $h = 15$ (от 9 до 21) м; $L_6 = 600$ (от 450 до 750) м; $\beta = 60^\circ$ (от 30 до 90°); $\alpha = 60^\circ$; $B = 50$ (от 25 до 75) м.

1. Определяем степень влияния высоты уступов. Отметим, что

$$\operatorname{ctg} \varphi = \frac{B + h \operatorname{ctg} \alpha}{h}, \quad (17)$$

тогда

$$h_r \leq \frac{600000}{h \cdot 600 \cdot \left(\frac{50 + 0,58h}{h} + 0,58 \right)}. \quad (18)$$

Результаты расчетов приведены в табл.3.

Для определения относительного влияния различных параметров (аргументов) на величину возможной скорости углубки карьера (функции) полезно применить коэффициент эластичности [3]:

Таблица 3

Степень влияния параметров вскрытия на возможную скорость углубки карьера

Параметры	Число точек на кривой							ε, %
	1	2	3	4	5	6	7	
L_6 , м	450	500	550	600	650	700	750	-91,5
h_r , м/год	19,8	17,8	16,2	14,9	13,7	12,7	11,9	
h , м	9	11	13	15	17	19	21	-23,1
h_r , м/год	16,6	15,9	15,4	14,9	14,3	13,9	13,5	
β , град	30	40	50	60	70	80	90	31,1
h_r , м/год	11,8	13,1	14,0	14,9	15,6	16,3	17,0	
B , м	25	33,3	41,1	50	58,3	66,7	75	-62,8
h_r , м/год	23,6	19,7	16,9	14,9	13,2	11,9	10,8	

$$\varepsilon = \frac{100}{n-1} \sum_{i=1}^{n-1} \frac{\Delta y_i \cdot x_i}{\Delta x_i \cdot y_i}, \quad (19)$$

где n – число точек на кривой; y_i – значение функции в i -й точке; Δy_i – приращение функции в i -й точке; x_i – значение аргумента в i -й точке; Δx_i – приращение аргумента в i -й точке.

Определим коэффициент эластичности:

$$\varepsilon = \frac{-100}{6} \left(\frac{0,7 \cdot 9}{2 \cdot 16,6} + \frac{0,5 \cdot 11}{2 \cdot 15,9} + \frac{0,5 \cdot 13}{2 \cdot 15,4} + \frac{0,6 \cdot 15}{2 \cdot 14,9} + \frac{0,4 \cdot 17}{2 \cdot 14,3} + \frac{0,4 \cdot 19}{2 \cdot 13,9} \right) = \frac{-100 \cdot 1,387}{6} = -23,1 \, \%.$$

2. Влияние длин экскаваторных блоков. Расчетное уравнение:

$$h_r \leq \frac{600000}{L_6 \cdot 67,35}. \quad (20)$$

Полученные результаты приведены в табл.3.

Определим коэффициент эластичности:

$$\varepsilon = \frac{-100}{6} \left(\frac{2 \cdot 450}{50 \cdot 19,8} + \frac{1,6 \cdot 500}{50 \cdot 17,8} + \frac{1,3 \cdot 550}{50 \cdot 16,2} + \frac{1,2 \cdot 600}{50 \cdot 14,9} + \frac{1,0 \cdot 650}{50 \cdot 13,7} + \frac{0,8 \cdot 700}{50 \cdot 12,7} \right) = \frac{-100 \cdot 5,488}{6} = -91,5 \, \%.$$

3. Влияние направления углубки. Расчетное уравнение:

$$h_r \leq \frac{600000}{9000 \cdot (3,913 + \operatorname{ctg} \beta)}. \quad (21)$$

Полученные результаты приведены в табл.3.
Определим коэффициент эластичности:

$$\varepsilon = \frac{100}{6} \left(\frac{1,3 \cdot 30}{10 \cdot 11,8} + \frac{0,9 \cdot 40}{10 \cdot 13,1} + \frac{0,9 \cdot 50}{10 \cdot 14,0} + \frac{0,7 \cdot 60}{10 \cdot 14,9} + \frac{0,7 \cdot 70}{10 \cdot 15,6} + \frac{0,7 \cdot 80}{10 \cdot 16,3} \right) = \frac{100 \cdot 1,867}{6} = +31,1 \%$$

4. Влияние ширины рабочих площадок. Расчетное уравнение:

$$h_r \leq \frac{600000}{9000 \cdot \left(\frac{B}{15} + 1,16 \right)} \quad (22)$$

Полученные результаты приведены в табл.3.
Определим коэффициент эластичности:

$$\varepsilon = \frac{-100}{6} \left(\frac{3,9 \cdot 25}{8,33 \cdot 23,6} + \frac{2,8 \cdot 33,3}{8,33 \cdot 19,7} + \frac{2,0 \cdot 41,7}{8,33 \cdot 16,9} + \frac{1,7 \cdot 50}{8,33 \cdot 14,9} + \frac{1,3 \cdot 58,3}{8,33 \cdot 13,2} + \frac{1,1 \cdot 66,7}{8,33 \cdot 11,9} \right) = \frac{-100 \cdot 3,77}{6} = -62,8 \%$$

Получилось, что наибольшее влияние на интенсивность углубки карьера оказывают длина экскаваторных блоков и ширина рабочих площадок.

☑ **Задача 6.** В карьере, разрабатывающем крутопадающее месторождение, в работе находятся шесть рабочих уступов высотой $h = 15$ м. Направление углубки по левому нерабочему борту под углом $\beta = 40^\circ$ (рис.5). Система разработки продольными заходками с углубкой карьера. Длина фронта работ на рабочих уступах: $L_1 = 1500$; $L_2 = 1480$; $L_3 = 1460$; $L_4 = 1440$; $L_5 = 1420$; $L_6 = 1400$. Ширина рабочих площадок $B = 50$ м. Работают экскаваторы ЭКГ-4,6 с

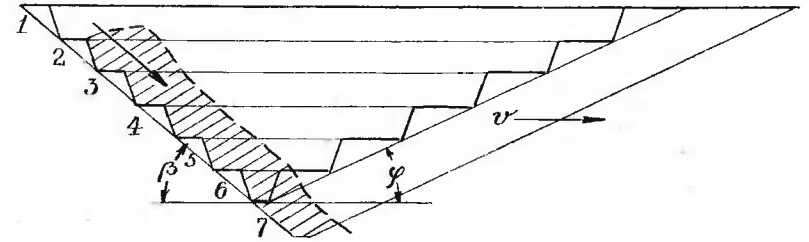


Рис.5. Поперечный разрез рудного карьера

производительностью $Q = 0,6$ млн.м³/год. Для обеспечения необходимой производительности по руде карьер следует углублять со скоростью $h_r = 12$ м/год. На углубке на гор.7 работают два экскаватора. Требуется определить количество экскаваторов для обеспечения заданной интенсивности горных работ.

Решение. 1. Определим угол откоса рабочего борта:

$$\varphi = \text{arccctg} \frac{B + h \text{ctg} \alpha}{h} = \text{arccctg} 3,91 = 12^\circ 45'.$$

2. Необходимая скорость подвигания всех рабочих уступов:

$$v \geq 12(3,91 + 1,19) = 61,2 \text{ м/год.}$$

3. Необходимое количество экскаваторов на рабочих уступах по закону динамичности рабочих забоев:

$$N_i = v h_i L_i / Q; \quad (23)$$

$$N_1 = \frac{61,2 \cdot 15 \cdot 1500}{600000} = 2,30; \quad N_2 = \frac{61,2 \cdot 15 \cdot 1480}{600000} = 2,26;$$

$$N_3 = 2,23; \quad N_4 = 2,20; \quad N_5 = 2,17; \quad N_6 = 2,14; \quad N_7 = 2,00.$$

Всего в карьере должны работать $N = 15,9$, т.е. 16 экскаваторов.

Производительность карьера по горной массе в данный момент будет равна $A = 16 \cdot 0,6 = 9,6$ млн.м³/год.

☑ **Задача 7.** Определить возможную скорость углубки карьера при производстве горных работ по вскрытию и подготовке новых горизонтов на основе аналитической формулы [1]:

$$h_r \leq \frac{Q}{hL_6(\text{ctg}\varphi_1 + \text{ctg}\beta) + \frac{1}{c}(L_6 + L_b + l_0 + l_r)(b + h\text{ctg}\alpha)}, \quad (24)$$

где $Q = 0,6$ (от 0,15 до 1,05) млн.м³/год – производительность экскаваторов; $h = 15$ (от 9 до 21) м – высота уступов; $L_6 = 350$ (от 200 до 500) м – длина экскаваторных блоков в процессе работ по углубке на двух нижних уступах; $\varphi = 19^\circ$ – угол откоса рабочего борта на двух нижних уступах; $\beta = 60^\circ$ (от 30 до 90°) – направление углубки; $c = 0,83$ – коэффициент снижения производительности экскаваторов при проходке траншей; $L_b = 250$ м – длина въездной траншеи; $l_0 = 20$ м – допустимое расстояние между экскаваторами, проходящими разрезную траншею и расширяющими ее; $l_r = 30$ м – ширина площадки примыкания въездных траншей; $b = 20$ м – ширина дна разрезной траншеи; $\alpha = 65^\circ$ – угол откоса рабочего уступа; $B = 36,5$ (от 20 до 53) м – ширина рабочей площадки предпоследнего уступа.

Решение. Произведем расчет по средним данным:

$$h_r \leq \frac{600000}{15 \cdot 350(2,904 + 0,577) + \frac{1}{0,83}(350 + 250 + 20 + 30)(20 + 15 \cdot 0,466)} = \frac{600000}{39330} = 15,3 \text{ м/год.}$$

На основе закона соотношения скоростей понижения горных работ и подвигания рабочих уступов определим необходимую скорость подвигания всех рабочих уступов для обеспечения скорости углубки $h_r = 15,3$ м/год. Примем угол откоса рабочего борта в рабочей зоне $\varphi = 12^\circ$, тогда

$$v \geq h_r(\text{ctg}\varphi + \text{ctg}\beta) = 15,3(4,7 + 0,58) = 80,8 \text{ м/год.}$$

Для этого, по закону динамичности рабочих забоев, длина экскаваторных блоков должна быть равна

$$L_6 \leq \frac{Q}{hv} = \frac{600000}{15 \cdot 80,8} = 495 \text{ м. } h_r, \text{ м/год}$$

☑ **Задача 8.** Необходимо установить относительное влияние на возможную скорость углубки карьера (функцию) отдельных параметров (аргументов) в процессе горных работ по вскрытию и подготовке нового горизонта: 1) производительности экскаватора; 2) высоты уступов; 3) длины экскаваторных блоков; 4) направления углубки; 5) ширины рабочих площадок.

Решение. Используем аналитическую формулу (24) и исходные данные из задачи 7. По средним данным была определена скорость $h_r = 15,3$ м/год. Для каждого интервала рассматриваемого факто-

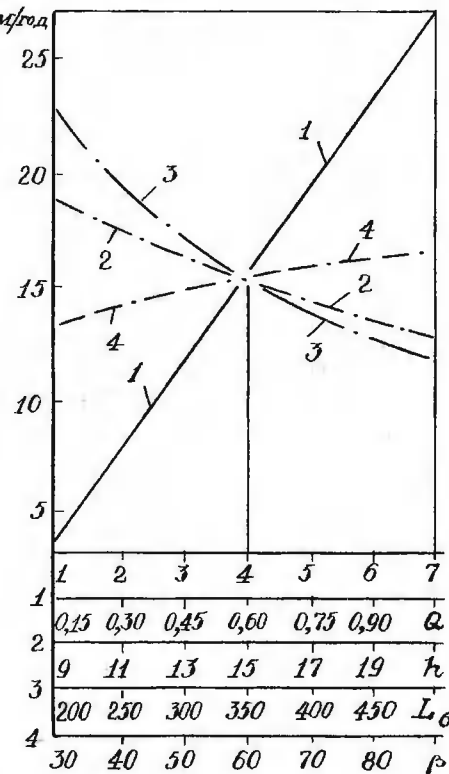


Рис.6. Степень влияния параметров на возможную скорость углубки карьера

ра определяем значение h_r , оставив в формуле средние значения всех остальных параметров.

1. Влияние производительности экскаватора. Расчетное уравнение (24) будет иметь вид:

$$h_r = Q / 39330. \quad (25)$$

Подставляем значения Q и получаем для $Q_1 = 0,15$ $h_{r1} = 3,8$; для $Q_2 = 0,3$ $h_{r2} = 7,6$ и т.д. (табл.4 и рис.6).

Определяем коэффициент эластичности по формуле (19):

$$\varepsilon = \frac{100}{6} \left(\frac{3,8 \cdot 0,15}{0,15 \cdot 3,8} + \frac{3,8 \cdot 0,30}{0,15 \cdot 7,6} + \frac{3,9 \cdot 0,45}{0,15 \cdot 11,4} + \frac{3,8 \cdot 0,60}{0,15 \cdot 15,3} + \frac{3,8 \cdot 0,90}{0,15 \cdot 19,1} + \frac{3,8 \cdot 1,05}{0,15 \cdot 22,9} \right) = \frac{100 \cdot 6}{6} = 100 \, \%.$$

Таблица 4

Влияние параметров вскрытия на возможную скорость углубки карьера в процессе горных работ по вскрытию и подготовке новых горизонтов

Параметры	Точки на кривой							$\varepsilon, \%$
	1	2	3	4	5	6	7	
Q	0,15	0,30	0,45	0,60	0,75	0,90	1,05	+100
h_r	3,8	7,6	11,4	15,3	19,1	22,9	26,7	
h	9	11	13	15	17	19	21	-43,5
h_r	18,6	17,3	16,2	15,3	14,2	13,4	12,6	
L_6	200	250	300	350	400	450	500	-65,7
h_r	22,5	19,4	17,1	15,3	13,8	12,6	11,5	
β	30	40	50	60	70	80	90	+18,6
h_r	13,2	14,1	14,7	15,3	15,7	16,1	16,5	
B	20,0	25,5	31,0	36,5	42,0	47,5	53,0	-29,1
h_r	17,9	16,9	16,1	15,3	14,6	13,9	13,3	

2. Влияние высоты уступов. Расчетное уравнение:

$$h_r = \frac{600000}{h \cdot 350 \left(\frac{37 + h \cdot 0,47}{h} + 0,58 \right) + 1,2 \left(400 \frac{h}{0,06} \right) (20 + h \cdot 0,47)}. \quad (26)$$

Подставляем значения аргумента h и получаем данные, приведенные в табл.4 и на рис.6.

Коэффициент эластичности:

$$\varepsilon = \frac{-100}{6} \left(\frac{1,3 \cdot 9}{2 \cdot 18,6} + \frac{1,1 \cdot 11}{2 \cdot 17,3} + \frac{0,9 \cdot 13}{2 \cdot 16,2} + \frac{1,1 \cdot 15}{2 \cdot 15,3} + \frac{0,8 \cdot 17}{2 \cdot 14,2} + \frac{0,8 \cdot 19}{2 \cdot 13,4} \right) = \frac{-100 \cdot 2,611}{6} = -43,5 \, \%.$$

3. Влияние длины экскаваторных блоков. Расчетное уравнение:

$$h_r = \frac{600000}{L_6 \cdot 52,2 + 32,4(L_6 + 300)}. \quad (27)$$

Подставляем значения аргумента L_6 и получаем данные, приведенные в табл.4 и на рис.6.

Коэффициент эластичности:

$$\varepsilon = \frac{-100}{6} \left(\frac{3,1 \cdot 200}{50 \cdot 22,5} + \frac{2,3 \cdot 250}{50 \cdot 19,4} + \frac{1,8 \cdot 300}{50 \cdot 17,1} + \frac{1,5 \cdot 350}{50 \cdot 15,3} + \frac{1,2 \cdot 400}{50 \cdot 13,8} + \frac{1,1 \cdot 450}{50 \cdot 12,6} \right) = \frac{-100 \cdot 3,943}{6} = -65,7 \, \%.$$

4. Влияние направления углубки карьера. Расчетное уравнение:

$$h_r = \frac{600000}{5250(2,904 + \operatorname{ctg} \beta) + 21060}. \quad (28)$$

Коэффициент эластичности:

$$\varepsilon = \frac{100}{6} \left(\frac{0,9 \cdot 30}{10 \cdot 13,2} + \frac{0,6 \cdot 40}{10 \cdot 14,1} + \frac{0,6 \cdot 50}{10 \cdot 14,7} + \frac{0,4 \cdot 60}{10 \cdot 15,3} + \frac{0,4 \cdot 70}{10 \cdot 15,7} + \frac{0,4 \cdot 80}{10 \cdot 16,1} \right) = \frac{100 \cdot 1,113}{6} = +18,6 \, \%.$$

5. Влияние ширины рабочих площадок. Расчетное уравнение:

$$h_r = \frac{600000}{5250 \left(\frac{B}{15} + 1,043 \right) + 21060} \quad (29)$$

Коэффициент эластичности:

$$\varepsilon = \frac{-100}{6} \left(\frac{1,0 \cdot 20}{5,5 \cdot 17,9} + \frac{0,8 \cdot 25,5}{5,5 \cdot 16,9} + \frac{0,8 \cdot 31}{5,5 \cdot 16,1} + \frac{0,7 \cdot 36,5}{5,5 \cdot 15,3} + \frac{0,7 \cdot 42}{5,5 \cdot 14,6} + \frac{0,6 \cdot 47,5}{5,5 \cdot 13,9} \right) = \frac{-100 \cdot 1,746}{6} = -29,1 \, \%.$$

Все полученные данные приведены в табл.4 и на рис.6.

Интересно сравнить результаты решения двух задач. В задаче 8 анализировалась степень влияния параметров при организации горных работ в процессе вскрытия и подготовки нового горизонта (ε_1), в задаче 5 анализировался закон взаимодействия скоростей углубки и подвигания всех рабочих уступов в рабочей зоне карьера в процессе нормальной работы (ε_2). Сравнительные данные приведены в табл.5. Они позволяют правильно определять тактику организации работ в рабочей зоне карьера.

Оказывается, степень влияния факторов (параметров) различна при процессе углубки и при нормальном раз-

Таблица 5

Степень влияния различных параметров на скорость углубки карьера

Коэффициент эластичности, %	Q	L _б	h	β	B
ε ₁	+100	-65,7	-43,5	+18,6	-29,1
ε ₂	+100	-91,5	-23,1	+31,1	-62,8

витии горных работ в рабочей зоне карьера. При углубке карьера более значимы длина экскаваторных блоков и высота уступов, а на остальных рабочих уступах – длина экскаваторных блоков и ширина рабочих площадок. Одинаковое решающее влияние оказывает производительность экскаваторов.

1.3. Способы вскрытия

☑ **Задача 9.** Карьерное поле вскрывается системой поступательных траншей. Транспорт автомобильный, экскаваторы ЭКГ-4,6. Высота уступов $h = 12$ м, минимальная ширина рабочих площадок в процессе вскрытия нового горизонта $B_0 = 40$ м, длина экскаваторных блоков $L_б \geq 200$ м, уклон въездных траншей $i = 0,06$. Производительность экскаваторов $Q = 0,6$ млн.м³/год, длина фронта работ $L_ф = 1250$ м. В работе желательно использовать не более четырех экскаваторов.

Определить рациональную организацию горных работ при вскрытии и подготовке нового горизонта для достижения максимальной скорости углубки карьера.

Решение. 1. Длина въездных траншей

$$L_в = \frac{h}{i} = \frac{12}{0,06} = 200 \text{ м.}$$

2. Объем въездных траншей определяем по формуле (5) при ширине дна траншей $b = 16$ м; $\alpha = 60^\circ$; $\operatorname{tg}\alpha = 1,73$:

$$V_B = \frac{144}{2 \cdot 0,06} \left[16 + \frac{0,06 \cdot 12}{1,73} \left(\frac{1}{1,5 \cdot 0,06} + \frac{16}{12} + \frac{3,14}{3 \cdot 1,73} \right) \right] = 25704 \text{ м}^3.$$

3. Продолжительность проходки въездной траншеи ($c = 0,9$):

$$T_B = \frac{V_B}{cQ} = \frac{25704 \cdot 12}{0,9 \cdot 600000} = 0,57 \text{ мес.}$$

4. Скорость проходки разрезной траншеи ($\alpha = 60^\circ$) по закону динамичности рабочих забоев:

$$v_T = \frac{cQ}{12S_T} = \frac{cQ}{12h(b + h \operatorname{ctg}\alpha)} = 163 \text{ м/мес.}$$

5. Строим график организации работ $L = f(T)$. Принимаем длину площадки примыкания въездных траншей $l_{\Pi} = 25$ м; допустимое расстояние между экскаваторами $l_0 = 30$ м; направление углубки $\beta = 28^\circ$. В первом варианте принимаем длину экскаваторных блоков одинаковой и равной $L_6 = 250$ м. Объем экскаваторного блока [1]:

$$V_6 = hL_6 [B_0 + h(\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha)] = 209700 \text{ м}^3. \quad (30)$$

6. Время отработки блока

$$T_6 = \frac{12V_6}{Q} = \frac{200,7 \cdot 12}{600} = 4,2 \text{ мес.}$$

На основе полученных исходных данных строим график $L = f(T)$ организации горных работ (рис.7, сплошные линии).

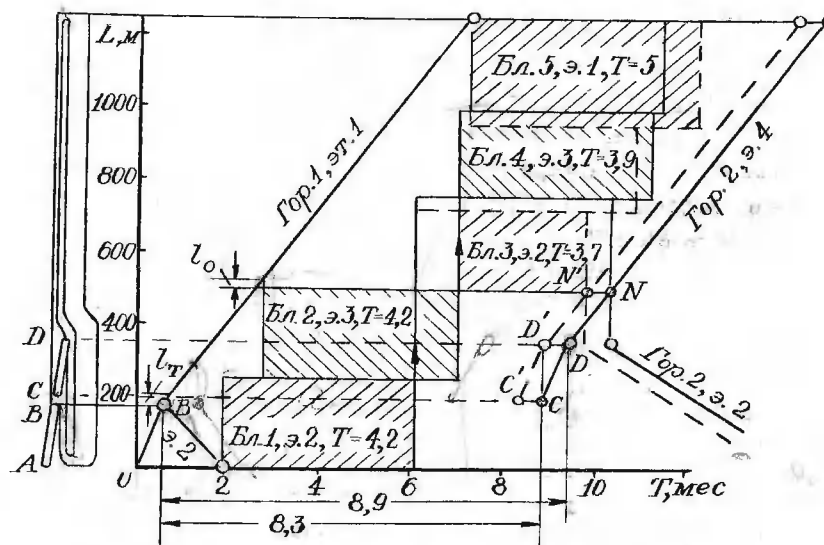


Рис.7. График $L = f(T)$ при вскрытии поступательными съездами

7. Анализ полученного графика показывает, что при работе на гор.1 трех экскаваторов, а на вскрытии и подготовке гор.2 одного экскаватора № 4 и затем № 2 можно вскрыть гор.2 за время $T_{\Pi} = 8,9$ мес., т.е. обеспечить углубку карьера со скоростью

$$h_T = \frac{12h}{T_{\Pi}} = \frac{12 \cdot 12}{8,9} = 16,2 \text{ м/год.}$$

Ограничение интенсивности связано с отработкой блока 3 (точка N на рис.7).

8. Ускорить вскрытие гор.2 можно, если уменьшить длины экскаваторных блоков 3 и 4 и увеличить длину блока 5. Объем блока 5 увеличится ($L_{65} = 300$ м) до $V_{65} = 251640 \text{ м}^3$, время

$$T_{65} = \frac{12 \cdot 251,64}{600} = 5 \text{ мес.}$$

Принимаем длины блоков: 3 – 220 м, $T_{63} = 3,7$ мес.;
4 – 230 м, $T_{64} = 3,9$ мес.

Результат пересмотра графика показан на рис.7 штриховыми линиями и штриховкой. Время вскрытия и подготовки гор.2 сократилось до $T_{II} = 8,3$ мес. и скорость углубки возросла до $h_T = (12 \cdot 12)/8,3 = 17,4$ м/год, т.е. увеличилась на 7 %.

Интересно проверить, какую величину скорости даст расчет по аналитической формуле (24). Сначала определим угол откоса рабочего борта:

$$\varphi = \text{arccctg} \frac{B_0 + h \text{ctg} \alpha}{h} = \frac{40 + 12 \cdot 0,58}{12} = \text{arccctg} 3,913 = 14^\circ 30'.$$

Направление углубки $\beta = 28^\circ$, $\text{ctg} \beta = 1,88$.

Решаем уравнение (24) и получим $h_T = 19,9$ м/год, т.е. на 14 % выше, чем на основе более точного графика организации горных работ $L = f(T)$. Но, если еще раз внимательно посмотреть последний вариант графика $L = f(T)$, можно обнаружить дальнейшую возможность улучшения организации работ. Можно еще уменьшить длину блока 3, увеличив длину блока 2. Тогда еще более сократится продолжительность вскрытия гор.2.

☑ **Задача 10.** Карьерное поле вскрывается системой тупиковых траншей. Транспорт автомобильный; экскаваторы ЭКГ-4,6. Исходные данные аналогичны данным задачи 9.

Разработать рациональную организацию работ по вскрытию и подготовке нового горизонта и определить максимально возможную скорость углубки карьера.

Решение. 1. По данным задачи 9: длина въездной траншеи $L_B = 200$ м, ее объем $V_B = 25700 \text{ м}^3$, продолжительность проходки $T_B = 0,57$ мес. Скорость проходки разрезной траншеи $v_T = 163$ м/мес.

2. Строим график $L = f(T)$ организации работ по вскрытию и подготовке нового горизонта. Принимаем длину тупикового (в данном случае кольцевого) разъезда

$l_T = 50$ м; допустимое расстояние между экскаваторами $l_0 = 30$ м. В первом варианте длину всех экскаваторных блоков принимаем равной $L_6 = 250$ м (рис.8, сплошные линии). Объем блоков $V_6 = 209700 \text{ м}^3$, время отработки каждого блока $T_6 = 4,2$ мес.

3. Анализ графика $L = f(T)$ показывает, что при работе пяти экскаваторов можно вскрыть гор.2 за $T_{II} = 7,4$ мес., т.е. обеспечить скорость углубки карьера

$$h_T = \frac{12 \cdot 12}{7,4} = 19,46 \text{ м/год}.$$

Ограничение интенсивности работ связано с отработкой блока 3 (точка N на рис.8).

4. Ускорить работы по углубке можно, если пересмотреть длины экскаваторных блоков таким образом, чтобы можно было начать проходку въездной траншеи CD на гор.2 раньше, чем в первом варианте. Здесь придется пересматривать длины всех блоков.

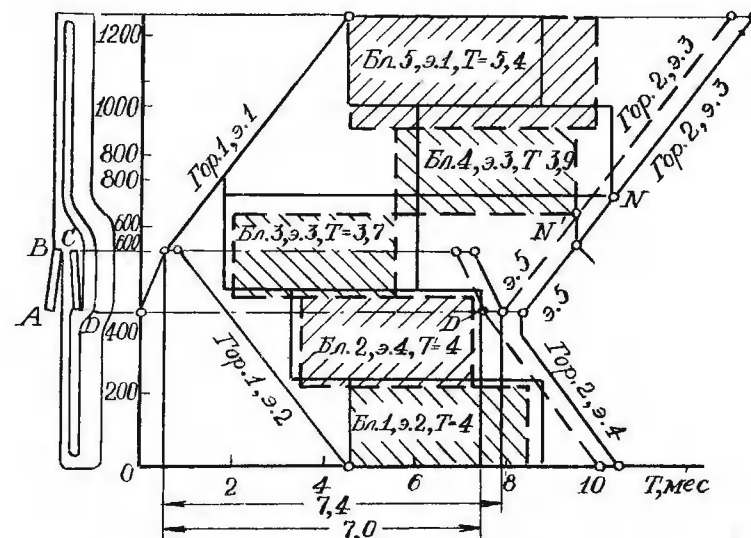


Рис.8. График $L = f(T)$ при вскрытии тупиковыми съездами

Методом вариантов можно установить, что при длине блоков $L_{б1} = 240$, $L_{б2} = 240$, $L_{б3} = 220$, $L_{б4} = 230$, $L_{б5} = 320$ м продолжительность вскрытия гор.2 составит $T_{п} = 7$ мес. (рис.8, штриховые линии и штриховка). В этом случае можно достичь скорости углубки карьера

$$h_r = \frac{12 \cdot 12}{7} = 20,57 \text{ м/год},$$

т.е. увеличить ее на 6 %.

5. Если воспользоваться уравнением (24), то получим скорость углубки (в исходных данных вместо ранее принятой $l_{п} = 25$ м нужно взять $l_r = 50$ м)

$$h_r = \frac{600000}{30779} = 19,49 \text{ м/год},$$

т.е. на 6 % ниже, чем на основе графика $L = f(T)$ организации горных работ.

Раздел 2. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С УГЛУБКОЙ КАРЬЕРА

☑ **Задача 11.** Разрабатывается крутопадающее мощное рудное тело. Углубка ведется по контакту висячего бока рудной залежи. Система разработки продольными заходками с углубкой карьера. Горизонтальная мощность залежи $M = 200$ м, угол падения $\beta = 55^\circ$, простирание $L_p = 600$ м. Минимальная ширина рабочих площадок $B_0 = 50$ м, высота уступов $h = 12$ м, угол откоса рабочих уступов $\alpha = 60^\circ$. Требуемая скорость углубки карьера $h_r = 13$ м/год. В карьере работают экскаваторы ЭКГ-4,6 производительностью $Q = 0,6$ млн.м³/год. Длина экскаваторных блоков $L_6 \geq 250$ м.

Определить количество рабочих рудных уступов и необходимую длину экскаваторных блоков для обеспечения заданной интенсивности горных работ. Определить производительность карьера по руде.

Решение. 1. Расчетная схема работ приведена на рис.9, а. По методу Э.К.Граудина определяем горизонтальную проекцию рудной части рабочего борта [1]:

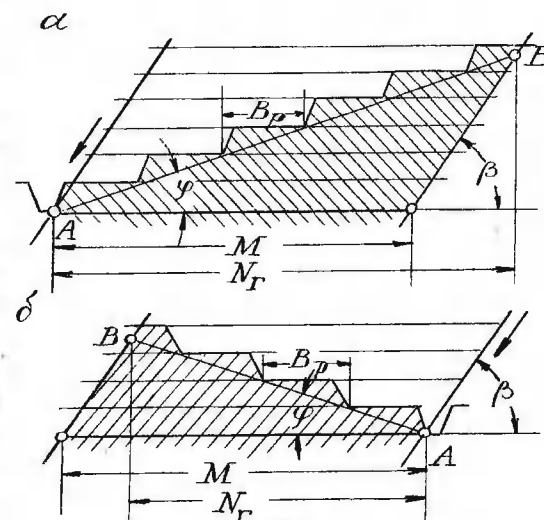


Рис.9. Рудная зона при углубке по контакту:
а – висячего; б – лежащего боков

$$N_r = \frac{M}{1 - \frac{\text{ctg}\beta}{\text{ctg}\alpha}}, \quad (31)$$

$$\text{ctg}\beta = \text{ctg}55^\circ = 0,7;$$

$$\varphi = \text{arccctg} \frac{B_0 + h \text{ctg}\alpha}{h} = \text{arccctg} 4,75 = 12^\circ.$$

Отсюда

$$N_r = \frac{200}{1 - \frac{0,7}{4,75}} = 234,5 \text{ м.}$$

2. Количество рудных уступов при расчетной ширине рабочих площадок $B_p = B_0 + h \operatorname{ctg} \alpha = 57$ м: $n_p = N_r / B_p = 4,1$ (не округлять).

3. Необходимая скорость подвигания рабочих уступов для обеспечения заданной скорости углубки по закону соотношения скоростей

$$v \geq h_r(\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \beta) = 13(4,75 - 0,7) = 52,7 \text{ м/год.}$$

4. Необходимая длина экскаваторных блоков по закону динамичности рабочих забоев

$$L_6 \leq \frac{Q}{hv} = \frac{600000}{12 \cdot 52,7} = 949 \text{ м.}$$

Рудный фронт составляет $L_p = 600$ м. Следовательно, на каждом рудном уступе необходимо иметь один экскаватор, который частично будет вести и вскрышные работы.

5. Производительность по руде определяется по закону динамичности рабочих забоев в зависимости от скорости понижения добычных работ ($h_0 = h_r = 13$ м/год)

$$A_p = ML_p h_0 = 200 \cdot 600 \cdot 13 \cdot 10^{-6} = 1,56 \text{ млн.м}^3/\text{год.}$$

6. Общая длина рудного фронта

$$L_{p0} = L_p n_p = 600 \cdot 4,1 = 2460 \text{ м.}$$

Производительность с 1 км рудного фронта

$$P_p = 1,56 / 2,46 = 0,634 \text{ млн.м}^3/\text{год.км.}$$

Задача 12. Разрабатывается крутопадающее мощное рудное тело. Углубка карьера ведется по контакту лежащего бока рудной залежи. Система разработки продольными заходками с углубкой карьера. Горизонтальная мощность $M = 200$ м, угол падения $\beta = 55^\circ$, простирание залежи $L_p = 600$ м. Минимальная ширина рабочих площа-

док $B_0 = 50$ м, высота уступов $h = 12$ м, угол откоса рабочих уступов $\alpha = 60^\circ$. Необходимая скорость углубки карьера $h_r = 13$ м/год. В карьере работают экскаваторы ЭКГ-4,6 производительностью $Q = 0,6$ млн.м³/год. Длина экскаваторных блоков $L_6 \geq 250$ м.

Определить количество рабочих рудных уступов и необходимую длину экскаваторных блоков для обеспечения заданной интенсивности горных работ. Определить производительность карьера по руде.

Решение. 1. Расчетная схема приведена на рис.9, б. По методу Э.К.Граудина определяем горизонтальную проекцию рабочего борта в рудной зоне ($\varphi = 12^\circ$):

$$N_r = \frac{M}{1 + \frac{\operatorname{ctg} \beta}{\operatorname{ctg} \varphi}} = \frac{200}{1 + \frac{0,7}{4,75}} = 174,4 \text{ м.} \quad (32)$$

2. Количество рудных уступов ($B_p = 57$ м)

$$n_p = N_r / B_p = 174,4 / 57 = 3,1 \text{ (не округлять).}$$

3. Необходимая скорость подвигания рабочих уступов по закону взаимосвязи скоростей

$$v \geq h_r(\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta) = 13(4,75 + 0,7) = 70,9 \text{ м/год.}$$

4. Необходимая длина экскаваторных блоков

$$L_6 \leq \frac{Q}{hv} = \frac{600000}{12 \cdot 70,9} = 705 \text{ м.}$$

Рудный фронт $L_p = 600$ м. Следовательно, экскаваторы будут работать и на добычных и на вскрышных уступах.

5. Производительность карьера по руде определяется скоростью понижения добычных работ ($h_0 = h_r = 13$ м/год) по закону динамичности рабочих забоев:

$$A_p = ML_p h_0 = 200 \cdot 600 \cdot 13 \cdot 10^{-6} = 1,56 \text{ млн.м}^3/\text{год.}$$

Необходимая скорость подвигания рудных уступов получилась более высокой (в 1,35 раза) по сравнению с вариантом углубки по контакту висячего бока залежи руды. Количество рудных уступов в работе оказалось меньше в 1,32 раза.

6. Общая длина рудного фронта

$$L_{p0} = L_p n_p = 600 \cdot 3,1 = 1860 \text{ м.}$$

7. Производительность с 1 км рудного фронта

$$P_p = A_p / L_{p0} = 1,56 / 1,86 = 0,839 \text{ млн.м}^3/\text{год} \cdot \text{км.}$$

Для обеспечения заданной интенсивности горных работ, по сравнению с задачей 11, необходимо увеличить производительность с 1 км рудного фронта в 1,32 раза.

☑ **Задача 13.** Карьер разрабатывает вертикальный шток руды мощностью $M = 180$ м. В настоящее время в карьере пять рабочих уступов вскрышных и один добычной. Ширина рабочих площадок $B = 50$ м (рис.10). Система разработки круговыми заходками с углубкой карьера. Направление углубки вертикальное по центру рудного тела. Экскаваторы ЭКГ-4,6 производительностью $Q = 0,6$ млн.м³/год. Высота уступов $h = 15$ м, ширина экскаваторной заходки

$a = 12$ м, на рудном нижнем уступе работает один добычной экскаватор.

Определить показатели системы разработки и потребное количество экскаваторов (общее и на каждом уступе), а также производительность карьера по руде и горной массе.

Решение. 1. Скорость понижения добычных работ по закону динамичности рабочих забоев

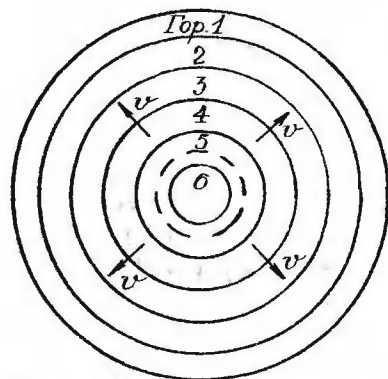


Рис.10. Схема рабочей зоны карьера

$$h_0 = \frac{NQ}{S} = \frac{4NQ}{\pi M^2} = \frac{4 \cdot 600000}{3,14 \cdot 180^2} = 23,6 \text{ м/год.}$$

2. Скорость подвигания экскаваторных заходок по закону динамичности рабочих забоев

$$v_s = \frac{Q}{12ha} = \frac{600000}{12 \cdot 15 \cdot 12} = 278 \text{ м/мес.}$$

3. Горизонтальная скорость подвигания (во всех направлениях) рабочих уступов по закону соотношения скоростей понижения горных работ и подвигания рабочих уступов ($\varphi = 15^\circ$):

$$v \geq h_0(\text{ctg}\varphi + \text{ctg}\beta) = 23,6(\text{ctg}15^\circ + \text{ctg}90^\circ) = 88 \text{ м/год.}$$

4. Необходимая длина экскаваторных блоков на всех рабочих уступах по закону динамичности рабочих забоев

$$L_6 \leq \frac{Q}{hv} = \frac{600000}{15 \cdot 88} = 455 \text{ м.}$$

5. На каждом рабочем уступе расчетная ширина рабочих площадок $B_p = B + h\text{ctg}\alpha = 50 + 15 \cdot 0,58 = 58,7$ м.

6. Радиус рабочей зоны на каждом рабочем уступе

$$R_i = R_{i+1} + B_p. \quad (33)$$

7. Фронт работ на каждом рабочем уступе

$$L_i = 2\pi R_i. \quad (34)$$

8. Длина фронта работ и потребное количество экскаваторов на рабочих уступах:

гор.6: R_6 – до 72 м, L_6 – до 455 м, $N_6 = 1,0$;
 гор.5: $R_5 = 72 + 58,7 = 130,7$ м, $L_5 = 821$ м, $N_5 = 1,8$;
 гор.4: $R_4 = 130,7 + 58,7 = 189,4$ м, $L_4 = 1189$ м, $N_4 = 2,6$;
 гор.3: $R_3 = 189,4 + 58,7 = 248,1$ м, $L_3 = 1558$ м, $N_3 = 3,4$;

гор.2: $R_2 = 248,1 + 58,7 = 306,8$ м, $L_2 = 1927$ м, $N_2 = 4,2$;
 гор.1: $R_1 = 306,8 + 58,7 = 365,5$ м, $L_1 = 2295$ м, $N_1 = 5,0$;

Итого: $L_0 = 8245$ м, $N_1 = 18$.

9. Производительность карьера:

по руде $A_p = 1 \cdot 0,6 = 0,6$ млн.м³/год;

по вскрыше $A_{\Pi} = 17 \cdot 0,6 = 10,2$ млн.м³/год.

☑ **Задача 14.** Разрабатывается рудный пласт вертикального падения горизонтальной мощностью $M = 50$ м. Система разработки комбинированными заходками – поперечными по руде и диагональными и продольными по вскрыше. Карьер достиг конечной глубины $H_K = 90$ м и работы развиваются в горизонтальном направлении по простиранию залежи без углубки карьера. Высота уступов $h = 15$ м, ширина рабочих площадок по руде (по простиранию) $B_{\Pi} = 100$ м, по вскрыше $B = 40$ м. Работают экскаваторы ЭКГ-4,6 производительностью $Q = 0,6$ млн.м³/год с автотранспортом. Первый рабочий уступ породный, на остальных ведутся и вскрышные и добычные работы. Расчетная схема горных работ приведена на рис.11.

Определить показатели системы разработки и производительность карьера по руде и вскрышным породам.

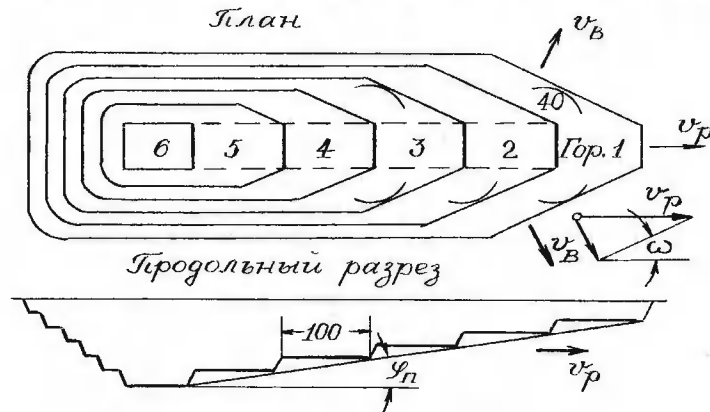


Рис.11. Оработка карьера комбинированными заходками

Решение. 1. Скорость подвигания по простиранию поперечного рудного фронта по закону динамичности рабочих забоев

$$v_p = \frac{Q}{hM} = \frac{600000}{15 \cdot 50} = 800 \text{ м/год.}$$

2. При работе на пяти рудных уступах будет достигнута производительность карьера по руде

$$A_p = 5 \cdot 800 \cdot 50 \cdot 15 \cdot 10^{-6} = 3 \text{ млн.м}^3/\text{год.}$$

3. Фронт вскрышных работ по уступам (рис.11):
 $L_1 = 50 + 2 \cdot 190 = 430$; $L_2 = 2 \cdot 150 = 300$; $L_3 = 2 \cdot 120 = 240$; $L_4 = 2 \cdot 80 = 160$; $L_5 = 2 \cdot 50 = 100$; $L_6 = 0$. Всего: $L_B = 1230$ м.

4. Скорость подвигания диагонального вскрышного фронта (перпендикулярно фронту):

$$v_B = v_p \sin \omega; \quad (35)$$

$v_p = 800$ м/год; $\omega = 24^\circ$; $\sin 24^\circ = 0,4$, тогда $v_B = 0,4 \cdot 800 = 320$ м/год.

5. Необходимая длина вскрышного экскаваторного блока

$$L_{B.6} \leq \frac{Q}{hv_B} = \frac{600000}{15 \cdot 320} = 125 \text{ м.}$$

6. Потребное количество вскрышных экскаваторов

$$N_B = \frac{L_B}{L_{B.6}} = \frac{1230}{125} = 9,84 \approx 10;$$

добычных экскаваторов – 5, всего – 15.

7. Производительность карьера по вскрыше

$$A_{\Pi} = 0,6 \cdot 9,84 = 5,904 \text{ млн.м}^3/\text{год.}$$

Эксплуатационный коэффициент вскрыши:

$$n = \frac{A_{\Pi}}{A_p} = \frac{5,904}{3,0} = 1,97 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

8. Угол откоса рабочего борта по простиранию залежи

$$\varphi_{\Pi} = \arctg \frac{B_{\Pi} + h \operatorname{ctg} \alpha}{h} = \arctg 7,247 = 8^{\circ}.$$

9. Угол откоса рабочего борта на вскрышном фронте

$$\varphi_{\text{в}} = \arctg \frac{40 + 8,7}{15} = \arctg 3,25 = 17^{\circ}.$$

10. Удельная производительность:
по руде

$$P_p = \frac{A_p}{L_p} = \frac{3,0}{0,25} = 12 \text{ млн.м}^3/\text{год} \cdot \text{км};$$

по вскрыше

$$P_{\text{в}} = \frac{A_{\Pi}}{L_{\text{в}}} = \frac{5,904}{1,23} = 4,8 \text{ млн.м}^3/\text{год} \cdot \text{м}.$$

☑ **Задача 15.** В рудном карьере восточный рабочий борт состоит из пяти рабочих уступов высотой $h = 15$ м с углом откоса $\alpha = 65^{\circ}$. Ширина рабочих площадок на уступах: $B_1 = 70$; $B_2 = 65$; $B_3 = 62$; $B_4 = 50$ м (рис.12). Минимальная ширина рабочих площадок $B_0 = 40$ м. Необходимая скорость углубки карьера $h_1 = 16$ м/год; направление углубки $\beta = 55^{\circ}$ (по стрелке А на рис.12). В карьере работают экскаваторы ЭКГ-4,6 производительностью $Q = 0,6$ млн.м³/год с автомобильным транспортом.

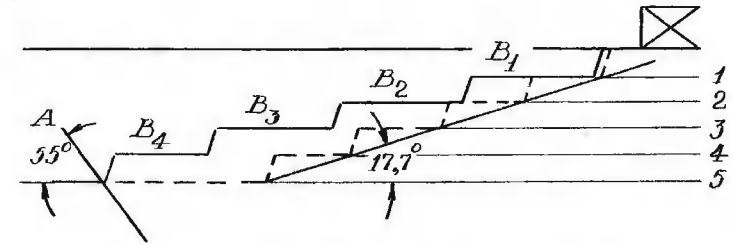


Рис.12. Восточный рабочий борт рудного карьера

Первый рабочий уступ подошел к старой промплощадке завода, которую не успели убрать. Придется остановить работу на гор.1 на 1,5 года на фронте $L_1 = 1200$ м. До промплощадки осталось $L_{\Pi} = 20$ м, на которые можно продвинуть гор.1.

Необходимо определить, на сколько нужно продвинуть гор.1, чтобы горные работы функционировали нормально и через 1,5 года рабочие площадки на всех горизонтах составляли $B_0 = 40$ м, и какое количество экскаваторов необходимо для этого иметь в рабочей зоне протяженностью 1200 м.

Решение. 1. Определим угол откоса рабочего борта при минимальных рабочих площадках

$$\varphi = \arctg \frac{B_0 + h \operatorname{ctg} \alpha}{h} = \arctg 3,14 = 17^{\circ}42'.$$

2. На основе закона соотношения скоростей углубки и подвигания рабочих уступов определим необходимую скорость подвигания гор.5 для обеспечения скорости углубки $h_1 = 16$ м/год

$$v_5 = 16(3,14 + 0,70) = 61,4 \text{ м/год}.$$

За 1,5 года уступ гор.5 продвинется на $L_5 = 61,4 \cdot 1,5 = 92$ м.

3. Воспользуемся законом соразмерного развития горных работ на смежных рабочих уступах [1, 2]:

$$v_i \geq v_{i+1} - \frac{1}{t}(B_i - B_{0i}), \quad (36)$$

где v_i — скорость подвигания i -го рабочего уступа, м/год; v_{i+1} — то же, нижележащего $(i+1)$ -го уступа, м/год; t — время, годы; B_i — ширина рабочей площадки i -го уступа, м; B_{0i} — минимальная расчетная ширина рабочей площадки i -го уступа, м.

4. Необходимые в течение 1,5 лет скорости подвигания рабочих уступов:

$$\begin{aligned} \text{гор.4: } v_4 &\geq v_5 - 1/1,5(B_4 - B_{04}) = 61,4 - 0,67(50 - 40) = \\ &= 54,7 \text{ м/год, уступ продвинулся на } L_4 = 54,7 \cdot 1,5 = 82 \text{ м;} \\ \text{гор.3: } v_3 &\geq 54,7 - 0,67(62 - 40) = 40 \text{ м/год, } L_3 = 40 \cdot 1,5 = 60 \text{ м;} \\ \text{гор.2: } v_2 &\geq 40 - 0,67(65 - 40) = 23,3 \text{ м/год, } L_2 = \\ &= 23,3 \cdot 1,5 = 35 \text{ м;} \\ \text{гор.1: } v_1 &\geq 23,3 - 0,67(70 - 40) = 3,3 \text{ м/год, } L_1 = 3,3 \cdot 1,5 = 5 \text{ м.} \end{aligned}$$

Таким образом, в течение 1,5 лет можно отрабатывать участок рабочей зоны длиной 1200 м, продвинув уступ гор.1 только на 5 м. К концу периода рабочие площадки на всех уступах составят по 40 м (штриховая линия на рис.12). Угол откоса рабочего борта составит $17,7^\circ$.

5. Определяем количество экскаваторов, которые должны работать на этом участке рабочего борта по закону динамичности рабочих забоев,

$$N_i = \frac{v_i h L_\phi}{Q}. \quad (37)$$

$$\text{На гор.5 } N_5 = (61,4 \cdot 15 \cdot 1200) / 600000 = 1,84.$$

$$\text{На гор.4 } N_4 = (54,7 \cdot 15 \cdot 1200) / 600000 = 1,64.$$

$$\text{На гор.3 } N_3 = (40 \cdot 15 \cdot 1200) / 600000 = 1,20.$$

$$\text{На гор.2 } N_2 = 0,70; \text{ на гор.1 } N_1 = 0,10.$$

Итого 5,48 экскаваторов.

Раздел 3. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ БЕЗ УГЛУБКИ КАРЬЕРА

Задача 16. Горизонтальное месторождение разрабатывается системой разработки продольными заходками с непосредственной перевалкой пород во внутренний отвал драглайном. Мощность вскрышных пород $H_v = 20$ м (подуступы $H_1 = 8$; $H_2 = 12$ м), рудного пласта $H_p = 12$ м. Вскрышной экскаватор стоит на кровле нижнего вскрышного подустапа. Ширина заходки $a = 30$ м, площадка на кровле рудного уступа $b = 6$ м, угол откоса уступов $\alpha = 60^\circ$, угол откоса отвала $\beta = 36^\circ$. Фронт работ $L_\phi = 1500$ м. Коэффициент разрыхления $k_p = 1,2$.

Определить параметры и показатели системы разработки и производительность карьера.

Решение. 1. Определяем высоту внутреннего отвала [1]:

$$H_o = k_p H_v + \frac{a}{4 \operatorname{ctg} \beta} = 1,2 \cdot 20 + \frac{30}{4 \cdot 1,38} = 29,4 \text{ м.} \quad (38)$$

2. Вычерчиваем схему работ (рис.13) и определяем необходимый радиус разгрузки драглайна:

$$R_p \geq a + b + c + d + e = 30 + 6 + 7 + 3 + 41 = 87 \text{ м.}$$

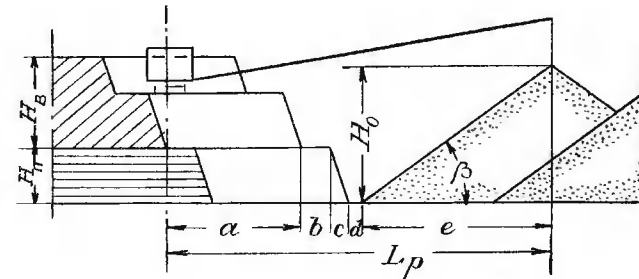


Рис.13. Схема к задаче 16

Выбираем драглайн ЭШ-15/90 производительностью $Q = 3$ млн.м³/год.

3. Скорость подвигания заходки вскрышного экскаватора по закону динамичности рабочих забоев

$$v_3 = \frac{Q}{12aH_B} = \frac{30000000}{12 \cdot 30 \cdot 20} = 417 \text{ м/мес.}$$

Одна заходка отрабатывается за период $T_3 = L_\Phi / v_3 = 1500 / 417 = 3,6$ мес.

4. Скорость подвигания вскрышного уступа

$$v = \frac{Q}{H_B L_\Phi} = \frac{30000000}{20 \cdot 1500} = 100 \text{ м/год.}$$

5. Производительность карьера по руде ($v_d = v$):

$$A_p = v_d H_p L_\Phi = 100 \cdot 12 \cdot 1500 \cdot 10^{-6} = 1,8 \text{ млн.м}^3/\text{год.}$$

Принимаем два добычных экскаватора ЭКГ-8.

6. Эксплуатационный коэффициент вскрыши

$$n = A_\Pi / A_p = 3,0 / 1,8 = 1,7 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

7. Удельная производительность:

по руде $P_p = 1,8 / 1,5 = 1,2$ млн.м³/год·км;

по вскрыше $P_B = 3,0 / 1,5 = 2$ млн.м³/год·км.

Задача 17. Разрабатывается горизонтальное месторождение системой разработки продольными заходками без углубки карьера. В карьере два рабочих уступа – рудный высотой $H_p = 15$ м и породный высотой $H_\Pi = 20$ м. На вскрышном уступе работают два экскаватора ЭКГ-8 производительностью $Q_B = 1,2$ млн.м³/год. Ширина экскаваторной заходки $a = 15$ м. Вскрышные работы ведутся сезонно, а добычные – круглый год. Продолжительность вскрышного сезона $T_B = 160$ суток. Минимальная ширина рабочей площадки $B_0 = 40$ м; фронт работ $L_\Phi = 1200$ м.

Определить параметры и показатели системы разработки и возможную производительность карьера.

Решение. 1. На основе закона динамичности рабочих забоев определим скорость подвигания вскрышной заходки

$$v_3 = \frac{Q_B}{12H_B a} = \frac{1200000}{12 \cdot 20 \cdot 15} = 333 \text{ м/мес.}$$

2. На основе того же закона определим скорость подвигания вскрышного уступа

$$v_B = \frac{NQ_B}{H_B L_\Phi} = \frac{2 \cdot 1200000}{20 \cdot 1200} = 100 \text{ м/год.}$$

3. За время вскрышного сезона вскрышной уступ продвинется на

$$L_B = \frac{v_B T_B}{T_\Gamma} = \frac{100 \cdot 160}{365} = 43,8 \text{ м/сезон.}$$

4. Производительность карьера по вскрышным породам

$$A_\Pi = NQ_B \frac{T_B}{T_\Gamma} = 2 \cdot 1,2 \frac{160}{365} = 1,052 \text{ млн.м}^3/\text{год.}$$

5. Строим график (рис.14) организации сезонных горных работ [1]. Ширина рабочей площадки в начале сезона $B_0 = 40$ м, в конце вскрышного сезона она максимальна, а в начале следующего сезона она опять 40 м.

6. Возможная скорость непрерывного подвигания добычного уступа в течение года [1]:

$$v_d = v_B \frac{T_B}{T_\Gamma} = 100 \frac{160}{365} = 43,8 \text{ м/год.}$$

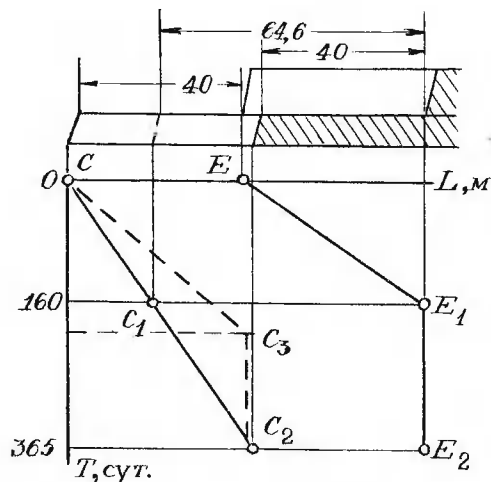


Рис. 14. Схема сезонной работы карьера

7. Производительность карьера по руде

$$A_p = v_d H_p L_{\phi} = 43,8 \cdot 15 \cdot 1200 = 788400 \text{ м}^3/\text{год} \text{ или } 2160 \text{ м}^3/\text{сутки}.$$

8. В конце вскрышного сезона ($T_v = 0,44$ года) ширина рабочей площадки достигнет [1]

$$B_{\max} = B_0 + T_v (v_v - v_d) = 40 + 0,44(100 - 43,8) = 64,7 \text{ м}.$$

9. Эксплуатационный коэффициент вскрыши:

$$\text{в течение вскрышного сезона } n_v = 6575/2160 = 3,04 \text{ м}^3/\text{м}^3;$$

$$\text{в среднем за год } n_r = 1,052/0,7884 = 1,33 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

☑ **Задача 18.** В условиях задачи 17 считаем, что добычные работы ведутся сезонно и $T_d = 210$ суток. Сезоны начинаются одновременно.

Определить параметры и показатели системы разработки и возможную производительность карьера.

Решение. 1. Скорость подвигания вскрышного уступа $v_v = 100$ м/год.

2. Скорость подвигания добычного уступа [1]

$$v_d = v_v \frac{T_v}{T_d} = 100 \frac{160}{210} = 76,2 \text{ м/год}.$$

3. Производительность карьера по вскрышным породам

$$A_{\pi} = 1,052 \text{ м}^3/\text{год} \text{ или } 6575 \text{ м}^3/\text{сутки}.$$

4. За время вскрышного сезона продвинутся:

$$\text{вскрышной уступ на } L_v = (100 \cdot 160)/365 = 43,8 \text{ м};$$

$$\text{добычной уступ на } L_d = (76,2 \cdot 160)/365 = 33,4 \text{ м}.$$

5. За время добычного сезона добычной уступ продвинется на

$$L_d = 76,2 \frac{210}{365} = 43,8 \text{ м}.$$

6. Годовая производительность по руде

$$A_p = L_d H_p L_{\phi} = 43,8 \cdot 15 \cdot 1200 = 788400 \text{ м}^3/\text{год} \text{ или } 3754 \text{ м}^3/\text{сутки}.$$

7. В конце вскрышного сезона ширина рабочей площадки

$$B_{\max} = B_0 + T_v (v_v - v_d) = 40 + 160(100 - 76,2) = 50,5 \text{ м}.$$

8. Эксплуатационный коэффициент вскрыши:

$$\text{в течение вскрышного сезона } n_v = 6575/3754 = 1,75 \text{ м}^3/\text{м}^3;$$

$$\text{в среднем за год } n_r = 1,052/0,7884 = 1,33 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Переход на сезонную работу по добыче руды снизил текущий коэффициент вскрыши, а значит, и себестоимость руды в течение вскрышного сезона в $3,04/1,75 = 1,74$ раза.

☑ **Задача 19.** Разрабатывается горизонтальное месторождение системой разработки продольными заходками без углубки карьера. Работы ведутся на трех рабочих уступах высотой $h = 15$ м, фронт работ $L_{\phi} = 1000$ м. Нижний уступ – рудный. Работают три экскаватора ЭКГ-8 производительностью $Q_v = 1,2$ млн.м³/год.

По техническим причинам необходимо вывести из карьера экскаватор № 1 с верхнего горизонта на два меся-

ца. Чтобы не остановить добычные работы на гор.3, на верхний уступ дополнительно на некоторое время вводится экскаватор ЭКГ-4,6 производительностью $Q_2 = 0,6$ млн.м³/год для профилактического расширения рабочей площадки гор.1. Затем оба экскаватора ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 № 1 удаляют на два месяца и работы на гор.1 останавливаются. Ширина всех рабочих площадок в начале работ $B_0 = 50$ м (рис.15).

Установить, сколько времени понадобится, чтобы создать необходимый резерв ширины рабочей площадки гор.1, позволяющий остановить на два месяца работы на гор.1 без остановки работ на гор.2 и 3.

Решение. 1. Определяем на основе закона динамичности рабочих забоев скорость подвигания рабочих уступов при работе одного экскаватора ЭКГ-8 на каждом уступе

$$v = \frac{Q_1}{hL_{\Phi}} = \frac{1200000}{15 \cdot 1000} = 80 \text{ м/год.}$$

2. Необходимый на гор.1 резерв ширины рабочей площадки на два месяца остановки работ

$$\Delta B_1 = vt = 80 \frac{2}{12} = 13,3 \text{ м.}$$

3. Скорость подвигания гор.1 при работе двух экскаваторов

$$v_1 = \frac{Q_1 + Q_2}{hL_{\Phi}} = \frac{1800000}{15 \cdot 1000} = 120 \text{ м/год.}$$

4. Определим, сколько времени потребуется, чтобы создать необходимый резерв 13,3 м на гор.1 в процессе работы четырех экскаваторов. Воспользуемся законом соразмерного развития горных работ на смежных рабочих уступах гор.1 и гор.2:

$$v_1 \geq v_2 - \frac{1}{t}(B_1 - B_0). \quad (39)$$

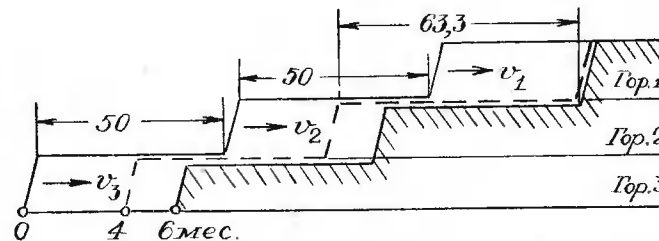


Рис.15. Развитие во времени рабочей зоны карьера

Решим уравнение относительно t :

$$t \leq \frac{B_1 - B_0}{v_1 - v_2} = \frac{13,3}{80 - 120} = -0,33 \text{ года} = -4 \text{ мес.}$$

5. За 4 мес. уступ 1 продвинется на $L_1 = v_1 t = 120 \cdot 0,33 = 39,6$ м, а уступы 2 и 3 на $L_2 = v t = 80 \cdot 0,33 = 26,3$ м (штриховые линии на рис.15).

Резерв через 4 мес. на гор.1 составит $\Delta B_1 = 39,6 - 26,3 = 13,3$ м. Работы на гор.1 прекращаются на 2 мес. За это время резерв ширины площадки будет выработан и ширина рабочих площадок на гор.1 и гор.2 станет равной 50 м (рис.15).

Задача 20. В карьере три рабочих уступа высотой $h_1 = 10$, $h_2 = 15$, $h_3 = 12$ м. Система разработки продольными заходками без углубки карьера. Ширина рабочих площадок $B_1 = 65$, $B_2 = 70$, $B_0 = 40$ м. Длина фронта работ $L_1 = 900$, $L_2 = 880$, $L_3 = 850$ м. На нижнем рудном уступе работают два экскаватора ЭКГ-4,6 производительностью $Q = 0,6$ млн.м³/год. На уступах 1 и 2 работают такие же экскаваторы. Пополнение парка экскаваторов ожидается через 1,5 года (рис.16).

Определить, сколько экскаваторов нужно иметь в работе в течение 1,5 лет, чтобы к этому времени ширина рабочих площадок составила $B_0 = 40$ м, и сколько нужно добавить экскаваторов после 1,5 лет для нормальной работы карьера.

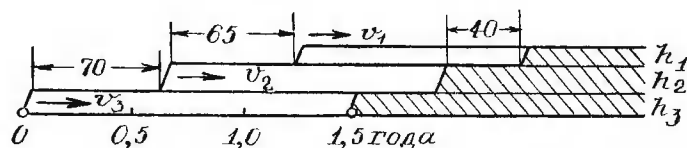


Рис.16. Развитие рабочей зоны во времени

Решение. 1. Скорость подвигания добычного уступа 3

$$v_3 = \frac{NQ}{h_3 L_3} = \frac{2 \cdot 600000}{12 \cdot 850} = 118 \text{ м/год.}$$

2. Необходимая в течение 1,5 лет скорость подвигания уступа 2 по закону соразмерного развития горных работ на смежных рабочих уступах

$$v_2 \geq 118 - \frac{1}{1,5} (70 - 40) = 98 \text{ м/год.}$$

3. Для обеспечения этой скорости на уступе гор.2 должно работать в течение 1,5 лет

$$N_2 = \frac{v_2 h_2 L_2}{Q} = \frac{98 \cdot 15 \cdot 880}{600000} = 2,2 \text{ экскаватора.}$$

4. Необходимая в течение 1,5 лет скорость подвигания уступа 1

$$v_1 \geq 98 - \frac{1}{1,5} (65 - 40) = 81,3 \text{ м/год.}$$

5. На уступе 1 в течение 1,5 лет должно работать

$$N_1 = \frac{81,3 \cdot 10 \cdot 900}{600000} = 1,2 \text{ экскаватора.}$$

6. В течение 1,5 лет в работе всего нужно иметь

$$N = 2,2 + 1,2 + 2 = 5,4 \approx 6 \text{ экскаваторов.}$$

7. После 1,5 лет на уступе 2 должно работать ($v_1 = v_2 = v_3 = 118$)

$$N'_2 = \frac{118 \cdot 15 \cdot 880}{600000} = 2,6 \text{ экскаваторов;}$$

на уступе 1

$$N'_1 = \frac{118 \cdot 10 \cdot 900}{600000} = 1,8 \text{ экскаваторов.}$$

8. После 1,5 лет в карьере должно работать

$$N' = 1,8 + 2,6 + 2 = 6,4 \approx 7 \text{ экскаваторов.}$$

Следовательно, необходимо дополнительно ввести один экскаватор ЭКГ-4,6. Ширина рабочих площадок на всех уступах будет составлять 40 м.

Задача 21. Разрабатывается горизонтальное месторождение с мощностью рудного пласта h_p . Вскрышные породы представлены двумя пластами наносов h_n и скальных пород h_c . Скальные породы перед экскавацией дробятся с помощью ВВ. На вскрышных работах заняты драглайны ЭШ-15/90, на добычных – ЭКГ-4,6. Система разработки продольными заходками с непосредственной перевалкой пород во внутренние отвалы. Ширина заходки драглайна $a = 40$ м, длина фронта работ $L_f = 1000$ м. Производительность драглайна (в массиве) по наносам $Q_n = 6000 \text{ м}^3/\text{смену}$, по скальным породам $Q_c = 3600 \text{ м}^3/\text{смену}$ (рис.17).

Определить производительность вскрышного экскаватора и добычного. Стабилизировать производительность добычного забоя.

Решение. 1. Составляем таблицу геологических данных, разбив фронт работ на участки по 100 м. Средние мощности: мягкой вскрыши $h_n = 4,31$; скальной $h_c = 13,4$; руды $h_p = 3,2$ м. Все результаты расчетов приведены в табл.6.

2. Производительность вскрышного экскаватора на каждом участке определяем по формуле

Расчетные данные к задаче 21

Показатели	Участки фронта работ										Среднее значение
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
Мощность, м: наносов	3,1	3,5	5,2	4,1	4,5	6,0	4,8	4,9	3,0	4,0	4,3
скальный пород	12,1	11,3	13,2	16,0	10,3	12,3	16,2	12,1	16,01	14,0	13,4
Доля скальных пород δ_c	0,80	0,76	0,72	0,80	0,70	0,67	0,77	0,71	0,84	0,78	0,76
Мощность руды, м	2,8	3,1	2,9	3,5	3,0	3,4	2,9	3,7	3,5	3,0	3,2
Производительность ЭШ-15/90, м ³ /смену	3913	3982	4054	3913	4091	4147	3965	4072	3846	3947	3990
Площадь забоя, м ²	608	592	736	804	592	732	840	680	760	720	706
Скорость, м/смену	6,44	6,73	5,51	4,87	6,91	5,66	4,72	5,99	5,06	5,48	5,65
Время работы, смен	15,5	14,9	18,1	20,5	14,5	17,7	21,2	16,7	19,8	18,2	17,7
Настоящее время, смен	15,5	30,4	48,5	69,0	83,5	101,2	122,4	139,1	158,9	177,1	—
Запасы руды, тыс.м ³	11,2	12,4	11,6	14,0	12,0	13,6	11,6	14,8	14,0	12,0	12,7
Нарастающий объем, тыс.м ³	11,2	23,6	35,2	49,2	61,2	74,8	86,4	101,2	115,2	127,2	—
Время работы, смен	18,1	20,5	14,5	17,7	21,2	16,7	19,8	18,2	15,5	14,9	17,7
Производительность по добыче, м ³ /смену	619	605	800	791	566	814	586	813	903	805	718
Настоящее время, смен	48,1	68,6	83,1	100,8	122,0	138,7	158,5	176,7	192,2	207,1	—

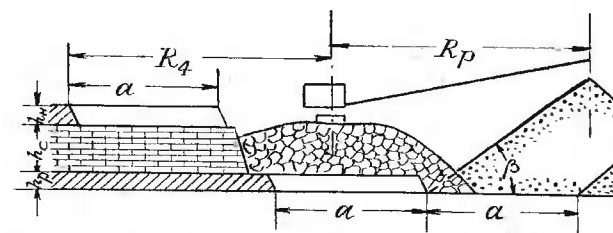


Рис. 17. Система разработки с непосредственной перевалкой пород (скальных и рыхлых) во внутренние отвалы

$$Q_B = \frac{Q_c}{\delta_H \frac{Q_c}{Q_H} + \delta_c}, \quad (40)$$

где

$$\delta_c = \frac{h_c}{h_H + h_c}; \delta_H = \frac{h_H}{h_H + h_c}; \delta_c + \delta_H = 1.$$

3. Общая площадь обрабатываемого забоя ($a = 40$ м)

$$S_3 = a(h_H + h_c).$$

4. Скорость движения драглайна

$$v_B = Q_B / S_3.$$

5. Время отработки 100-метрового участка

$$T_y = 100 / v_B.$$

6. Запасы руды на участке

$$P_y = 100ah_p.$$

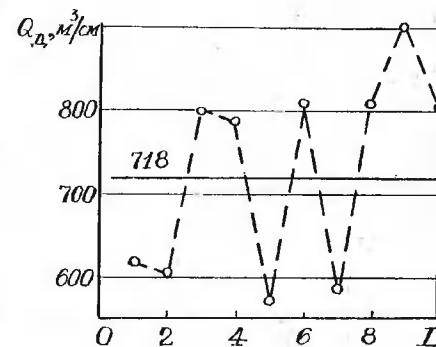


Рис. 18. Ход производительности добычного забоя

7. Время отработки рудного участка равно времени отработки вскрышного на 200 м впереди.

8. Производительность добычного забоя (табл.6 и рис.18)

$$Q_d = P_y / T_{д.у}.$$

9. Определяем среднюю производительность вскрышного экскаватора (табл.6):

$$Q_v = \frac{\sum 100S_3}{\sum T_y} = \frac{706400}{177,1} = 3990 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

Общий объем вскрышных пород в заходке 706,4 тыс.м³, в том числе скальных пород $0,76 \cdot 706,4 = 536,9$ тыс.м³.

10. Средняя производительность добычного экскаватора

$$Q_d = \frac{127,2}{177,1} = 0,718 \text{ тыс.м}^3/\text{смену}.$$

11. Для стабилизации производительности добычного забоя построим кумулятивный график нарастающего объема руды за время отработки экскаваторной заходки (точки на рис.19).

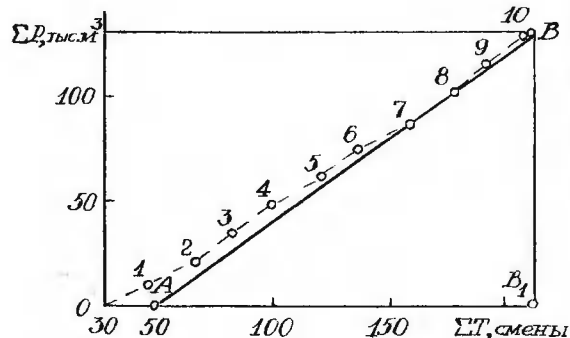


Рис.19. Нарастающий объем руды во времени

Стабильная производительность на этом графике должна выражаться прямой линией, расположенной ниже расчетных точек. Здесь возможны варианты. Если расстояние между вскрышным и добычным забоями в начале заходки сделать не

200, а 300 м и начинать отработку руды не через 30, а через 50 смен после пуска вскрышного экскаватора, то можно работать по прямой AB с производительностью (рис.19)

$$Q_d = \frac{BB_1}{AB_1} = \frac{127,2}{162} = 785 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

12. Если принять, что в течение года экскаваторы работают 700 смен, то годовая производительность карьера составит:

по вскрышным породам

$$A_d = 700 \cdot 3990 \cdot 10^{-6} \approx 2,8 \text{ млн.м}^3/\text{год};$$

по руде

$$A_p = 700 \cdot 785 \cdot 10^{-6} \approx 0,55 \text{ млн.м}^3/\text{год}.$$

13. Полезно провести статистический анализ полученных результатов. Определим дисперсию и среднеквадратичное отклонение производительности вскрышного забоя:

$$\sigma^2 = \frac{\sum (x_i - \bar{X})^2}{n}; \bar{X} = 3990; \quad (41)$$

$$\sigma^2 = 0,1(77^2 + 8^2 + 64^2 + 77^2 + 101^2 + 157^2 + 25^2 + 82^2 + 144^2 + 43^2) = 8080,2;$$

$$\sigma = \sqrt{8080,2} = 90 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

Коэффициент вариации

$$v = 90 / 3990 = 0,023 \text{ или } 2,3 \text{ \%}.$$

14. Аналогично для добычного забоя ($\bar{X} = 718$):

$$\sigma^2 = 13518,6; \sigma = 116,2 \text{ м}^3/\text{смену}; v = 0,162 \text{ или } \pm 16,2 \text{ \%}.$$

15. Высота внутреннего отвала ($\beta = 36^\circ$). Определим средневзвешенное значение коэффициента разрыхления ($k_{p.н} = 1,2$; $k_{p.с} = 1,4$):

$$k_p = \frac{k_{p.н} h_n + k_{p.с} h_c}{h_n + h_c} = \frac{1,2 \cdot 4,31 + 1,4 \cdot 13,4}{4,31 + 13,4} = 1,35;$$

отсюда

$$H_0 = k_p H_v + \frac{a}{4 \operatorname{ctg} \beta} = 1,35 \cdot 17,71 + \frac{40}{4 \cdot 1,38} = 31,2 \text{ м.}$$

Задача 22. Горизонтальное месторождение обрабатывается системой разработки продольными заходками с применением роторного экскаватора и консольного отвалообразователя. Мощность вскрышного уступа $H_v = 20$ м, добычного $H_d = 24$ м (два рабочих уступа по 12 м). Рабочая площадка на добычном уступе $B_d = 40$ м. Ширина заходки вскрышного экскаватора $a = 25$ м, фронт работ $L_\phi = 1200$ м. Максимальное расстояние между осями роторного экскаватора и консольного отвалообразователя $L_0 = 40$ м. На вскрышном уступе работает экскаватор из Германии с емкостью ковшей 300 л и производительностью $Q_v = 1,1$ млн.м³/год. На добычных уступах работают экскаваторы ЭКГ-4,6 производительностью $Q_d = 0,66$ млн.м³/год.

Определить параметры и показатели системы разработки и производительность карьера.

Решение. 1. Построим схему работ (рис.20), предварительно определив высоту отвала ($k_p = 1,2$; $a = 25$ м; $H_v = 20$ м; $\beta = 36^\circ$; $\operatorname{ctg} 36^\circ = 1,38$):

$$H_0 = k_p H_v + \frac{a}{4 \operatorname{ctg} \beta} = 1,2 \cdot 20 + \frac{25}{4 \cdot 1,38} = 28,5 \text{ м.} \quad (42)$$

2. Необходимый радиус разгрузки консольного отвалообразователя

$$L_p \geq 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6,$$

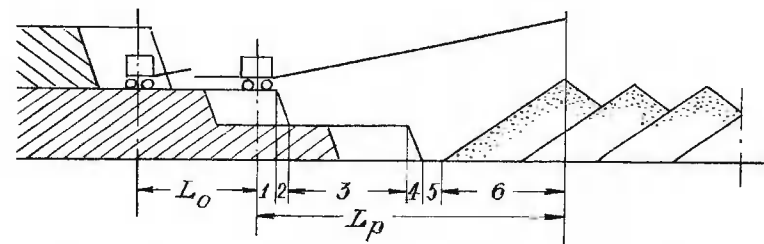


Рис.20. Система разработки с консольным отвалообразователем

где 1 – 6 м; 2 – $H_d \operatorname{ctg} \alpha = 12 \cdot 0,58 = 7$ м; 3 – $B_d = 40$ м; 4 – $H_d \operatorname{ctg} \alpha = 7$ м; 5 – 3 м; 6 – $H_0 \operatorname{ctg} \beta = 28,5 \cdot 1,38 = 39$ м.

Следовательно, $L_p \geq 102$ м.

По параметрам подходит отвалообразователь ОШ-1500/125.

3. Скорость подвигания забоя роторного экскаватора

$$v_s = \frac{Q_v}{12 H_v a} = \frac{1100000}{12 \cdot 20 \cdot 25} = 183 \text{ м/мес.}$$

4. Скорость подвигания вскрышного рабочего уступа

$$v_v = \frac{1100000}{20 \cdot 1200} = 45,8 \text{ м/год.}$$

5. Производительность карьера по руде (два уступа, $v_d = v_v$)

$$A_p = 45,8 \cdot 24 \cdot 1200 \cdot 10^{-6} = 1,32 \text{ млн.м}^2/\text{год.}$$

6. В карьере должны работать на добыче руды

$$N_d = 1,32 / 0,66 = 2 \text{ экскаватора ЭКГ-4,6.}$$

Задача 23. Горизонтальное месторождение обрабатывается системой разработки продольными заходками с пееккскавацией пород во внутренние отвалы. Отвальный экс-

каватор движется впереди вскрышного экскаватора и складировать породу во второй ярус отвала в объеме $M + P$ (рис.21).

Определить параметры и показатели системы разработки, производительность карьера, если в карьере работает вскрышной экскаватор ЭШ-6/60 № 2 производительностью $Q_B = 1,2$ млн.м³/год. Радиус разгрузки $R_p = 57$ м, фронт работ $L_\phi = 1000$ м.

Решение. Сначала рассмотрим аналитические особенности конструкции системы разработки. Поперечное сечение отвала можно определить как разность между площадью треугольника высотой H_0 и основанием $(a_0 + x)$ и треугольником высотой h и основанием x (рис.21):

$$S_o = \frac{H_0 2H_0 \text{ctg}\beta}{2} - \frac{h 2h \text{ctg}\beta}{2} = \text{ctg}\beta (H_0^2 - h^2). \quad (43)$$

Из рис.21 :

$$x = 2h \text{ctg}\beta = 2H_0 \text{ctg}\beta - a_0,$$

где a_0 — ширина отвальной заходки. Отсюда

$$h = H_0 - \frac{a_0}{2 \text{ctg}\beta}. \quad (44)$$

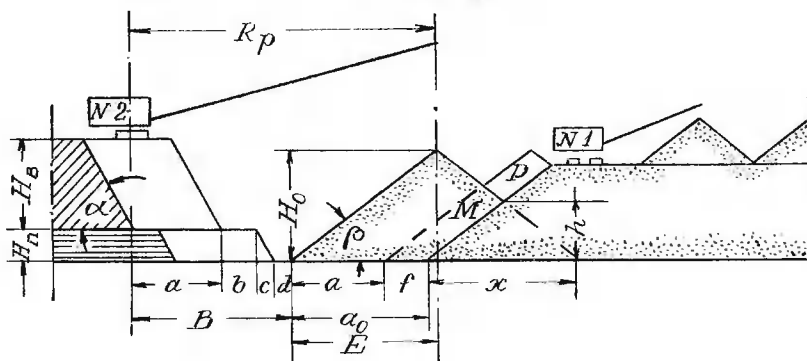


Рис.21. Система с переэкскавацией пород

Подставив значение h в формулу (43), получим

$$S_o = a_0 H_0 - \frac{a_0^2}{4 \text{ctg}\beta}. \quad (45)$$

С другой стороны, $S_o = k_p a H_B$ и, значит,

$$H_0 = \frac{a k_p H_B}{a_0} + \frac{a_0}{4 \text{ctg}\beta}. \quad (46)$$

Здесь два неизвестных H_0 и a_0 . Вводим второе уравнение. Из рис.21 видно, что $E = R_p - B = H_0 \text{ctg}\beta$, следовательно

$$H_0 = \frac{1}{\text{ctg}\beta} (R_p - B). \quad (47)$$

В результате получаем

$$\frac{k_p a H_B}{a_0} + \frac{a_0}{4 \text{ctg}\beta} = \frac{(R_p - B)}{\text{ctg}\beta},$$

умножаем на $4a_0 \text{ctg}\beta$ и, после преобразований, приняв $4k_p H_B \text{ctg}\beta = q$, $4(R_p - B) = p$, получим квадратное уравнение

$$a_0^2 - a_0 p + a q = 0. \quad (48)$$

Отсюда

$$a_0 = \frac{p}{2} \pm \sqrt{\frac{p^2}{4} - a q}. \quad (49)$$

Теперь рассмотрим пример. Дано: $H_B = 15$ м; $R_p = 57$ м; $B = 30$ м; $H_p = 30$ м; $a = 20$ м; $\beta = 36^\circ$; $\text{ctg}\beta = 1,38$; $k_p = 1,2$.

1. Сначала определим величины коэффициентов уравнения (48): $q = 4 \cdot 1,2 \cdot 15 \cdot 1,38 = 99,36$; $p = 4(57 - 30) = 108$.
Отсюда:

$$a_o = 54 - \sqrt{\frac{11664}{4} - 1987,2} = 54 - \sqrt{928,8} = 54 - 30,5 = 23,5.$$

2. Высота отвала по формуле (46)

$$H_o = \frac{1,2 \cdot 20 \cdot 15}{23,5} + \frac{23,5}{4 \cdot 1,38} = 19,6 \text{ м.}$$

3. Отвальный экскаватор должен в процессе работы отодвинуть откос отвала на $f = 23,5 - 20 = 3,5$ м.

4. Объем переэкскавации

$$M + P = fH_o - \frac{f^2}{4 \operatorname{ctg} \beta} = 3,5 \cdot 19,6 - \frac{12,25}{4 \cdot 1,38} = 66,4 \text{ м}^2. \quad (50)$$

5. Коэффициент переэкскавации

$$k_{\text{пэ}} = \frac{M + P}{k_p a H_B} = \frac{66,4}{1,2 \cdot 20 \cdot 15} = 0,18. \quad (51)$$

6. Необходимая производительность отвального экскаватора

$$Q_o = k_{\text{пэ}} Q_B = 0,18 \cdot 1,2 = 0,216 \text{ млн.м}^3/\text{год.}$$

Принимаем драглайн с емкостью ковша 1,5-2,0 м³.

7. Скорость подвигания заходки вскрышного экскаватора

$$v_3 = \frac{Q_B}{12 H_B a} = \frac{1200000}{12 \cdot 15 \cdot 20} = 333 \text{ м/мес.}$$

Одна заходка будет отработана за $T_a = L_{\Phi} / v_3 = 1000 / 333 = 3$ мес.

8. Скорость подвигания вскрышного уступа

$$v_d = \frac{Q_B}{H_B L_{\Phi}} = \frac{1200000}{15 \cdot 1000} = 80 \text{ м/год.}$$

9. Производительность карьера по руде ($v_p = v_B = 80$; $H_p = 10$ м)

$$A_p = v_p H_p L_{\Phi} = 80 \cdot 10 \cdot 1000 \cdot 10^{-6} = 0,8 \text{ млн.м}^3/\text{год.}$$

☑ **Задача 24.** Горизонтальное месторождение отрабатывается системой разработки продольными заходками с переэкскавацией пород во внутренние отвалы. Отвальный экскаватор движется позади вскрышного экскаватора и складировать породу во второй ярус отвала (рис.22).

Определить параметры и показатели системы разработки, если работает вскрышной драглайн ЭШ-4/40 производительностью $Q_B = 0,8$ млн.м³/год. Ширина заходки $a = 18$ м; радиус разгрузки $R_p = 35$ м; высота уступов – вскрышного $H_B = 15$ м, добычного $H_p = 10$ м. Длина фронта работ $L_{\Phi} = 1000$ м; угол откоса отвала $\beta = 36^\circ$; коэффициент разрыхления $k_p = 1,2$.

Решение. 1. Вскрышной экскаватор № 2 вынимает породу из заходки площадью S_3 и складировать ее в выбро-

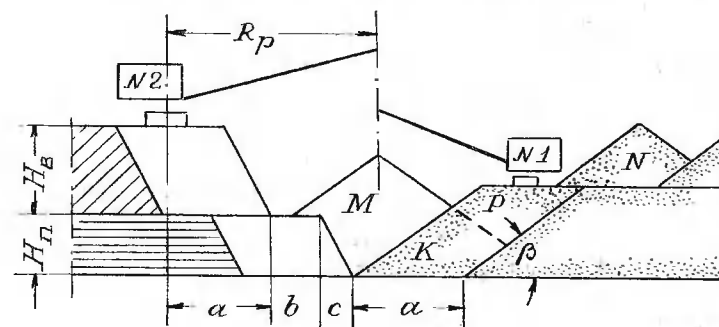


Рис.22. Система с переэкскавацией пород

танное пространство, частично засыпая пласт руды (рис.22). Площадь отвальной заходки

$$S_o = M + K = k_p H_B a = 1,2 \cdot 15 \cdot 18 = 324 \text{ м}^2.$$

2. Параметры отвала определяются графически методом вариантов на основе выполненного в масштабе чертежа (рис.22).

3. Отвальный экскаватор № 1 перелопачивает породу с площади M и складировывает ее в P и N . Площадь $M = 192 \text{ м}^2$ (на основе измерения на рис.22).

4. Коэффициент переэкскавации

$$k_{пэ} = \frac{M}{S_o} = \frac{192}{324} = 0,6.$$

5. Необходимая производительность отвального драглайна

$$Q_o = k_{пэ} Q_B = 0,6 \cdot 0,8 = 0,48 \text{ млн.м}^3/\text{год}.$$

Нужен драглайн с емкостью ковша 3 м^3 .

6. Скорость подвигания заходки вскрышного экскаватора № 2 по закону динамичности рабочих забоев

$$v_3 = \frac{Q_B}{12 H_B a} = \frac{800000}{12 \cdot 15 \cdot 18} = 247 \text{ м/мес}.$$

7. Одна заходка будет отработана за $T_3 = L_{\phi}/v_3 = 1000/247 \approx 4 \text{ мес}.$

8. Скорость подвигания вскрышного уступа:

$$v_d = \frac{Q_B}{H_B L_{\phi}} = \frac{800000}{15 \cdot 1000} = 53,3 \text{ м/год}.$$

9. Производительность карьера по руде ($v_p = v_B$)

$$A_p = v_p H_p L_{\phi} = 53,3 \cdot 10 \cdot 1000 \cdot 10^{-6} = 0,533 \text{ млн.м}^3/\text{год}.$$

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М.: Недра, 1981.
2. Арсентьев А.И. Законы формирования рабочей зоны карьера / Ленинградский горный ин-т. Л., 1986.
3. Кулешов А.А. Проектирование и эксплуатация карьерного автотранспорта: Справочник / Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб. Часть 1, 1994. Часть 2, 1995.
4. Мельников Н.В. Справочник инженера и техника по открытым горным работам. М.: Недра, 1961.
5. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров / В.С.Хохряков, Г.Г.Саканцев, А.З. Яшкин и др. М.: Недра, 1977.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	3
Раздел 1. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ.....	4
1.1. Проходка траншей.....	4
Задача 1.....	4
Задача 2.....	8
Задача 3.....	13
1.2. Интенсивность горных работ.....	16
Задача 4.....	16
Задача 5.....	17
Задача 6.....	20
Задача 7.....	22
Задача 8.....	23
1.3. Способы вскрытия.....	27
Задача 9.....	27
Задача 10.....	30
Раздел 2. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С УГЛУБКОЙ КАРЬЕРА.....	32
Задача 11.....	32
Задача 12.....	34
Задача 13.....	36
Задача 14.....	38
Задача 15.....	40
Раздел 3. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ БЕЗ УГЛУБКИ КАРЬЕРА.....	43
Задача 16.....	43
Задача 17.....	44
Задача 18.....	46
Задача 19.....	47
Задача 20.....	49
Задача 21.....	51
Задача 22.....	56
Задача 23.....	57
Задача 24.....	61
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	63

АРСЕНТЬЕВ Александр Иванович

ВСКРЫТИЕ И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ КАРЬЕРОВ

Сборник задач

Редактор Е.С.Дрибинская
Технический редактор Р.И.Кравцова

Лицензия ЛР № 020355 от 30.12.96

Сдано в набор 19.04.99. Подписано к печати 14.10.99.
Формат 60 x 84/16. Бум. для копировальной техники.
Печать офсетная. Усл.печ.л. 3,72. Усл.кр.-отт. 3,72.
Уч.-изд.л. 3,4. Тираж 200 экз. Заказ 507. С 90.

Санкт-Петербургский государственный горный институт им.Г.В.Плеханова
РИЦ Санкт-Петербургского государственного горного института
Адрес института и РИЦ: 199026 Санкт-Петербург, 21-я линия, 2