

Д. М. ДЕМИН
В. И. ЗУЕВ
Е. М. ПАХОМОВ

15

СБОРНИК ЗАДАЧ по открытой разработке Месторождений полезных ископаемых



Допущено Министерством высшего и среднего специального образования СССР в качестве учебного пособия для учащихся горных специальностей техникумов.



МОСКВА „НЕДРА“ 1985

Лемин А. М., Зуев В. И., Пахомов Е. М. Сборник задач по открытым разработкам месторождений полезных ископаемых. Учеб. пособие для техников. — М.: Недра, 1985. 192 с.

Рассмотрены задачи из практики открытых горных работ: по осушению карьерных полей, устойчивости откосов уступов и отвалов, отвалообразованию, вскрытию, системам откосов и отвалов, оценке технологических процессов, а также по управлению качеством продукции и организации производства. Даны порядок и методика расчета, выбора и взаимоувязки отдельных элементов и параметров технологических процессов и определения производительности карьерного оборудования.

Для учащихся горных техников, обучающихся по специальностям «Открытая разработка месторождений полезных ископаемых», «Горная электромеханика» и «Разработка россыпных месторождений». Табл. 81, ил. 46, список лит. — 18 назв.

Р е ц е н з е н т ы:

горн. инж. В. М. Бородкин (Губкинский горный техникум Министерства СССР),
проф., д-р техн. наук Б. П. Юматов (Московский геологоразведочный институт им. С. Орджоникидзе)

АЛЕКСАНДР МАКСИМОВИЧ ЛЕМИН,
ВЛАДИМИР ИВАНОВИЧ ЗУЕВ,
ЕВГЕНИЙ МИТРОФАНОВИЧ ПАХОМОВ

СБОРНИК ЗАДАЧ ПО ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Редактор издательства О. И. Сорокина
Художественный редактор О. Н. Зайцева
Технический редактор А. В. Грофимов
Корректор И. П. Розанова
ИБ № 5466

Стано в набор 30.04.85. Подписано в печать 08.08.85. Т-18501. Формат 84x108/4. Бумага книжно-журнальная. Гарнитура «Литературная». Печать высокая. Усл. печ. 10,08. Усл. кр.-отт. 10,4. Уч.-изд. л. 9,47. Тираж 4550 экз. Заказ 332/9476-10. Цена 30 коп.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра»,
103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.
Московская типография № 6 Государственного комитета СССР по делам издательства, полиграфии и книжной торговли, 109088, Москва, Ж-88, Южнопортовая ул., 24.

ПРЕДИСЛОВИЕ

Открытый способ добычи полезных ископаемых как наиболее производительный, экономичный и безопасный занимает ведущее место в горно-добывающей промышленности. В нашей стране на его долю приходится около двух пятых добываемого объема угля, более четырех пятых железной руды, примерно три четверти руд цветных металлов и химического сырья и почти весь объем строительных горных пород. В будущем он сохранит доминирующее значение.

Дальнейшее развитие открытого способа добычи характеризуется строительством и эксплуатацией высокомощных, применением горного и транспортного оборудования большой единичной мощности, вовлечением в разработку сложных по качественному составу и геологическому строению месторождений полезных ископаемых, в том числе залегающих на значительной глубине, все возрастающей интенсивностью производственных процессов. В этих условиях инженерно-технические работники карьеров, командиры горного производства, должны решать все более трудные проблемы для обеспечения эффективной и экономичной работы отдельных производственных звеньев и предприятия в целом. Они должны не только обладать глубокими теоретическими знаниями в области ведения открытых горных работ, но и уметь использовать их на практике в своей производственной деятельности. Привить учащимся навыки применения теоретических знаний для решения конкретных задач, возникающих в процессе горного производства, — цель настоящего учебного пособия.

Основное внимание в нем удалено примерам решения задач, которые иллюстрируют и конкретизируют теоретический материал, излагаемый в учебниках и учебных пособиях. Тематика примеров охватывает большую часть вопросов, с которыми учащиеся сталкиваются при выполнении контрольных и курсовых работ и дипломных проектов. В каждом примере даются формулировка, исходные данные и ход решения задачи с полу-

нием числовых результатов. В разделах, посвященных процессам открытых горных работ, помимо примеров приводятся также задачи для самостоятельного решения учащимися.

Основной справочный материал, необходимый для решения задач, приведен в приложениях. Кроме того, дополнительные сведения можно получить из Краткого справочника по открытым горным работам Н. В. Мельникова.

Предисловие и разделы 6.1—6.2 написаны д-ром техн. наук А. М. Деминным; 1, 2, 4, 6.3—6.5, 7 — канд. техн. наук Е. М. Пахомовым; 3, 5, 8 — канд. техн. наук В. И. Зуевым.

1. ТОЧНОСТЬ РАСЧЕТОВ В ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИХ ЗАДАЧАХ

ПРИМЕР 1.1. Найти сумму Σ чисел 1,3; 1,11; 2,6, абсолютная погрешность которых Δ равна соответственно 0,2; 0,01; 0,3, и определить абсолютную и относительную погрешности полученного результата.

Решение. Определяем сумму чисел: $\Sigma = 1,3 + 1,11 + 2,6 = 5,01$. Определяем абсолютную погрешность: $\Delta = 0,2 + 0,01 + 0,3 = 0,51$. Определяем относительную погрешность: $\delta = 0,51/5,01 \approx 10\%$.

Так как значение Δ явно больше 0,1, все десятичные знаки суммы являются сомнительными и результат можно округлить до целого числа, а абсолютную погрешность — до первого десятичного знака. Тогда $\Sigma = 5$; $\Delta = 0,5$; $\delta = 10\%$.

ПРИМЕР 1.2. Вычисленный с относительной погрешностью $\delta = 1\%$ объем перевозок в карьере $W = 324\ 203 \text{ м}^3$. Сколько верных знаков имеет число?

Решение. Все значащие цифры приближенного числа являются верными в узком смысле, если его абсолютная погрешность не превосходит половины единицы последнего оставшегося разряда.

Определяем абсолютную погрешность:

$$\Delta = \delta W = 0,01 \cdot 324\ 203 \approx 3242.$$

Верными в узком смысле будут лишь первые две цифры приближенного числа: $3242 < 0,5 \cdot 10\ 000$ и $3242 > 0,5 \times 1000$.

При выполнении приближенных вычислений число значащих цифр промежуточных результатов не должно превышать числа верных цифр более чем на одну или две единицы. Окончательный результат может содержать не более чем одну такую цифру, т. е. объем перевозок следует записать в виде $W = 324\ 000 \text{ м}^3$.

ПРИМЕР 1.3. Найти абсолютную и относительную погрешности вычисления объема разрезной траншеи, определяемого по формуле

$$V = (B + h \operatorname{ctg} \alpha) h L.$$

Ширина траншеи понизу $B = 30 \pm 2$ м, высота уступа $h = 20 \pm 1$ м, длина траншеи $L = 1100 \pm 15$ м, угол откоса бортов траншеи $\alpha = 60 \pm 5^\circ$ ($0,087$ радиан).

Решение. Это задача на определение влияния погрешностей аргумента x_i на точность вычисления функции $u = f(x_1, x_2, \dots, x_n)$.

Абсолютную погрешность вычисления функции определяем по формуле

$$\Delta = \sum_{i=1}^n |\partial f / \partial x_i| |\Delta_{x_i}|,$$

где Δ_{x_i} — предельная абсолютная погрешность аргумента x_i , при которой абсолютная погрешность Δ_u функции $u = f(x_1, x_2, \dots, x_n)$ не превысит заданной величины Δ'_u , определим по формуле

$$\Delta_{x_i} = \Delta'_u / n |\partial f / \partial x_i|.$$

Найдем частные производные:

$$\partial K / \partial C_{\text{п}} = 1/C_{\text{п}} = 1/0,59 = 1,7;$$

$$\partial K / \partial C_{\text{в}} = (C_{\text{в}} - C_{\text{п}}) / C_{\text{в}}^2 = (5,8 - 14,6) / 0,59^2 = -25,3.$$

Допустимые абсолютные погрешности исходных величин:

$$\Delta C_{\text{п}} = 1/(3 \cdot 1,7) = 0,2 \text{ руб/т};$$

$$\Delta C_{\text{в}} = 1/(3 \cdot 25,3) = 0,01 \text{ руб/м}^3.$$

2. ПОДГОТОВКА ПОРОД К ВЫЕМКЕ

2.1. Расчеты по механическому рыхлению

ПРИМЕР 2.1. Определить глубину эффективного рыхления массива $h_{\text{р}}$ при параллельных проходах рыхлителя.

Модель рыхлителя Д-652А, ширина наконечника $b_{\text{н}} = 0,1$ м, разрабатываемая порода — мергель, характеризующийся показателем трудности разрушения $P_r = 3$, скоростью распространения продольных волн в куске $v_{\text{к}} = 1500$ м/с и акустическим показателем трещиноватости $A_i = 0,6$. Расстояние между смежными проходами рыхлителя $c_{\text{р}} = 1$ м.

ПРИМЕР 1.4. С какими абсолютными погрешностями нужно определить исходные величины в формуле граничного коэффициента вскрыши: $K = (C_{\text{п}} - C_{\text{в}}) / C_{\text{в}}$, чтобы его величину можно было вычислить с точностью до 1% ? Затраты на добычу полезного ископаемого подземным способом $C_{\text{п}} = 14,6$ руб/т; то же, открытым способом без расходов на вскрышные работы $C_{\text{в}} = 5,8$ руб/т; затраты на вскрышные работы $C_{\text{в}} = 0,59$ руб/м³.

Решение. Абсолютную погрешность Δ_{x_i} аргумента x_i , при которой абсолютная погрешность Δ_u функции $u = f(x_1, x_2, \dots, x_n)$ не превысит заданной величины Δ'_u , определим по формуле

$$\Delta_{x_i} = \Delta'_u / n |\partial f / \partial x_i|.$$

Глубину эффективного рыхления определяем по формуле

$$h_o = (k_{\Phi,c} h_a - 0,5(c_p - b_{o,p}) \operatorname{tg} \alpha) / k_r = (1 \cdot 0,7 - 0,5(1 - 3 \cdot 0,1) \operatorname{tg} 50^\circ) / 0,9 = 0,317 \text{ м.}$$

Задача 2.1. Определить расстояние между смежными проходами рыхлителя для достижения эффективного рыхления 0,5 м. Тип рыхлителя и характеристику пород принять из условий предыдущего примера.

ПРИМЕР 2.2. Найти оптимальное расстояние между смежными проходами рыхлителя $c_{p,o}$ и получаемую при этом глубину эффективного рыхления h_a , обеспечивающие максимальный объем подготовляемой за один проход горной массы.

Модель рыхлителя Д-652АС, ширина наконечника $b_n = 0,08$ м. Рыхлимая порода — сильнотрещиноватый известняк. $\Pi_p = 3,5$, $v_r = 3200$ м/с, $A_i = 0,3$.

Решение. Из табл. П. 1 и П. 2 находим возможное заглубление зуба рыхлителя $h_3 = 0,8$ м; коэффициенты, учитывающие форму прорези $k_{\Phi,c} = 1$ и состояние массива $k_r = 0,8 \div 0,9$; угол наклона стенок прорези $\alpha = 45^\circ \div 55^\circ$ и ширину основания прорези $b_{o,p} = (3,5 \div 6)b_n$. Оптимальное расстояние между смежными проходами рыхлителя рассчитываем по формуле

$$c_{p,o} = k_{\Phi,c} h_a \operatorname{ctg} \alpha + 0,5b_{o,p} = 1 \cdot 0,8 \operatorname{ctg} 45^\circ + 0,5 \cdot 5 \cdot 0,08 = 1 \text{ м.}$$

Определяем глубину эффективного рыхления:

$$h_o = 0,5c_{p,o} \operatorname{tg} \alpha / k_r = 0,5 \cdot 1 \cdot \operatorname{tg} 45^\circ / 0,8 = 0,625 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 2.3. Определить часовую производительность рыхлителя Q_p при параллельных и параллельно-перекрестных проходах.

Расстояние между смежными параллельными проходами $c_p = 0,8$ м; заглубление зуба $h_3 = 0,8$ м; глубина эффективного рыхления $h_o = 0,5$ м. Разрабатываемые породы средней рыхлости. Длина блока (параллельного реза) $L_b = 100$ м; ширина блока (длина перекрестного реза) $B_b = 50$ м.

Решение. Производительность рыхлителя при параллельных проходах определим по формуле

$$Q_p = 3600 c_p h_a / (1/v_r + \tau/L_b),$$

где $k_{\Phi} = 0,7 \div 0,8$ — коэффициент использования рыхлителя; v_r — скорость рыхлителя, составляющая для пород средней рыхлости $0,8 \div 1,2$ м/с (см. табл. П.2); τ — время перезда рыхлителя на следующую борозду. При челночных проходах $\tau = 30 \div 60$ с, при работе с холостыми перегонами $\tau = \tau' + L_b/v_x$ (v_x — скорость холостого хода тягача, состоящая из 3—5 м/с).

$$Q_p = 3600 \cdot 0,8 \cdot 0,5 \cdot 0,75 / (1/1 + 60/100) = 675 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

При работе с холостыми перегонами рыхление осуществляют обычно под углом (до 20°). В этом случае возможно некоторое увеличение скорости рыхления за счет собственного веса рыхлителя. Принимаем $v_r = 1,2$ м/с. Сокращается также время перехода рыхлителя на следующую борозду благодаря частичному его совмещению с холостым перегоном. Принимаем $\tau = 40$ с. Производительность рыхлителя при работе с холостыми перегонами

$$Q_p = 3600 \cdot 0,8 \cdot 0,5 \cdot 0,75 / (1/1,2 + (40 + 100/4)/100) = 730 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

При параллельно-перекрестных ходах производительность рыхлителя определяем по формуле

$$Q_p = 3600 h_a k_{\Phi} ((1/c_p + 1/c'_p) v_r + \tau (1/c_p L_b + 1/c'_p B_b)),$$

где $c'_p = (1,2 \div 1,5)c_p$ — расстояние между перекрестными проходами рыхлителя, м.

$$Q_p = 3600 \cdot 0,8 \cdot 0,75 / ((1/0,8 + 1/1)/1 + 60(1/0,8 \cdot 100 + 1/1 \cdot 50)) = 515 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Таблица 1

Горные породы	Показатель трудности разрушения пород	Скорость распространения продольных волн в куске, м/с	Акустический показатель трещиноватости	Тип рыхлителя		Ширина наконечника, м	Длина/ширина блока, м/м
				Тип рыхлителя	Ширина наконечника, м		
Каменный уголь	1,5	800	0,7	Д-671С	0,08	150/50	
Мерзлые глины	3,5	1500	0,9	Д-652А	0,1	300/100	
Известняк	5,5	2200	0,5	Д-652А	0,1	200/60	

Задача 2.2. Рассчитать максимальную производительность рыхлителя в условиях, приведенных в табл. 1.

Указания к решению задачи. Находится расстояние между смежными проходами рыхлителя, оптимальное по условиям достижения максимума подготавливаемого за один проход рыхлителя объема горной массы, глубина рыхления при этом и максимальная производительность рыхлителя при параллельных проходах. Затем рассчитываются и принимаются большая производительность при параллельно-перекрестных проходах.

2.2. Подготовка пород взрывным способом

ПРИМЕР 2.4. Определить допустимый максимальный размер d_{\max} кусков горной массы в следующих условиях.

1. Руду грузят экскаватором ЭКГ-8И с ковшом вместимостью $E = 8 \text{ м}^3$ в автосамосвалы БелАЗ-548 с кузовом вместимостью $V_t = 21,7 \text{ м}^3$ и доставляют к дробилке ШДП-15×21 (ширина приемного отверстия $B_p = 1,5 \text{ м}$).

2. Породу экскаватором ЭКГ-4,6 с ковшом вместимостью $E = 4,6 \text{ м}^3$ грузят на ленточный конвейер с шириной ленты $B_p = 1200 \text{ мм}$.

Решение. Допустимый размер куска, исходя из вместимости ковша экскаватора, рассчитываем по формуле $d \leq 0,75 \sqrt[3]{E}$. В первом случае $d_1 \leq 0,75 \sqrt[3]{8} = 1,5 \text{ м}$. Во втором случае $d_2 \leq 0,75 \sqrt[3]{4,6} = 1,22 \text{ м}$.

Допустимый размер куска, исходя из емкости транспортного сосуда, определяем по формуле $d \leq 0,5 \sqrt[3]{V_t}$. В первом случае $d_1 \leq 0,5 \sqrt[3]{21,7} = 1,4 \text{ м}$. Допустимый размер куска, исходя из размеров приемных отверстий бункеров, дробилок, грохотов и т. п., определяем по формуле $d \leq (0,75 \div 0,85) B_p$; $d_1 \leq 0,75 \cdot 1,5 = 1,12 \text{ м}$.

Допустимый размер кусков при их погрузке на ленточный конвейер $d \leq 0,5 B_p + 0,1$; $d_2 \leq 0,5 \cdot 1,2 + 0,1 = 0,7 \text{ м}$.

В первом случае допустимый максимальный кусок принимаем, исходя из размеров приемного отверстия дробилки $d_{\max} = 1,2 \text{ м}$, во втором случае — исходя из ширины ленты конвейера $d_{\max} = 0,7 \text{ м}$. Куски, имеющие

Таблица 2

Средства погрузки	Средства транспортирования	Применые устройства
ЭВТ-35/65 ЭКГ-12,5	Без транспорта Думпкары ВС-180	Отвал Дробилка ККД-1500
ЭР-1250	Конвейер (ширина ленты 1200 мм)	Думпкар ВС-165
16	1,5	Д

размеры большие указанных (негабаритные), подлежат вторичному дроблению.

Задача 2.3. Определить допустимый максимальный размер кусков горной массы в условиях, приведенных в табл. 2.

ПРИМЕР 2.5. Определить допустимые высоту h_p и ширину X раз渲а взорванной породы в следующих условиях.

1. Погрузку взорванной массы производят экскаватором ЭКГ-8И в железнодорожные вагоны при отработке одной заходки (рис. 2.1, а).

2. Взорванную массу отгружают экскаватором ЭКГ-5 в железнодорожные вагоны при отработке двумя заходками с одной передвижкой пути (рис. 2.1, б). Ширина

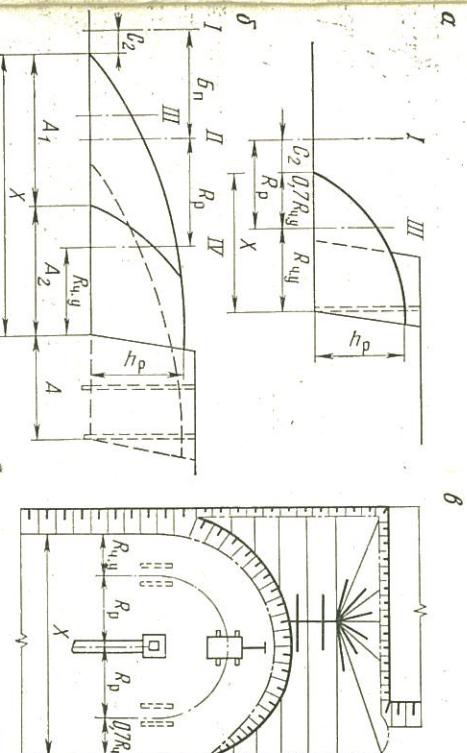


Рис. 2.1. Схемы к определению ширины раз渲а:
I, II и III, IV — оси соответственно железнодорожных путей и экскаваторов при отработке первой и второй заходок

взрывного блока $A = 14$ м, скважины расположены в два ряда.

3. Взорванную массу отгружают широкой заходкой в бункер-дозатор забойного конвейера экскаватором ЭКГ-3,2 (рис. 2.1, б).

Решение 1. По правилам безопасности высота развода при одно- и двухрядном взрывании не должна превышать высоты черпания экскаватора: $h_p \leq H_{\text{ч,макс}}$ у экскаватора ЭКГ-8И $H_{\text{ч,макс}} = 12,5$ м. Отсюда $h_p \leq 12,5$ м. Ширина развода, убираемого за один проход экскаватора, не должна превышать ширины экскаваторной заходки, максимальная величина которой составляет $1,7 R_{\text{ч,у}}$, где $R_{\text{ч,у}}$ — максимальный радиус черпания экскаватора на горизонте установки. У экскаватора ЭКГ-8И $R_{\text{ч,у}} = 11,9$ м. $X \leq 1,7 \cdot 11,9$; $X \leq 20,2$ м.

Если породу из внешней части развода подгребать бульдозером или пятой ковшом экскаватора, максимальную ширину развода можно определить по формуле $X \leq R_{\text{ч,у}} + R_p - C_2$, где R_p — радиус разгрузки экскаватора, принимаемый равным 0,8—0,9 максимального радиуса разгрузки $R_{\text{р,макс}}$ (у экскаватора ЭКГ-8И $R_{\text{р,макс}} = 16,3$ м); C_2 — расстояние от оси пути до нижней бровки развода, принимаемое не менее 2,5—3 м.

$$X \leq 11,9 + 0,9 \cdot 16,3 - 3; X \leq 23,5 \text{ м.}$$

2. Во втором случае высота развода также не должна превышать высоты черпания экскаватора (у ЭКГ-5 $H_{\text{ч,макс}} = 11$ м), т. е. $X \leq 11$ м.

Ширина развода должна удовлетворять двум условиям:

$$X \leq A_1 + A_2 \text{ и } X \leq R_{\text{ч,у}} + R_p + B_{\text{п}} - C_2,$$

где A_1 и A_2 — ширина соответственно первой и второй заходок экскаватора при выемке развода, м (максимальная величина каждой заходки составляет $1,7 R_{\text{ч,у}}$)

$B_{\text{п}}$ — шаг передвижки путей.

Перенесенный в новое положение путь при условии $B_{\text{п}} \leq A$ не будет засыпан при взрыве следующей заходки. Таким образом, $X \leq 1,7 \cdot 11,2 + 1,7 \cdot 11,2$; $X \leq 38$ м; $X \leq 11,2 + 0,9 \cdot 13,6 + 14 - 3$; $X \leq 34,4$ м. Здесь $13,6$ м — максимальный радиус разгрузки экскаватора ЭКГ-5.

3. В третьем случае высота развода при многорядном взрывании по правилам безопасности не должна превышать высоты черпания экскаватора более чем в

полтора раза: $h_p \leq 1,5 H_{\text{ч,макс}}$. У экскаватора ЭКГ-3,2 $H_{\text{ч,макс}} = 9,8$ м, $h_p \leq 15 \cdot 9,8$; $h_p \leq 14,7$ м.

Ширину развода находим по чертежу: $X \leq 2R_p + 1,7R_{\text{ч,у}}$; $X \leq 2 \cdot 0,9 \cdot 12 + 1,7 \cdot 8,8$; $X \leq 37$ м. Здесь 12 м — максимальный радиус разгрузки и 8,8 м — максимальный радиус черпания на горизонте установки экскаватора ЭКГ-3,2.

Задача 2.4. Определить допустимые по условиям погрузки и транспортирования высоту и ширину развода горной массы в условиях, приведенных ниже.

1. Верхняя погрузка экскаватором ЭВГ-4И в думпкарьи ВС-105; высота уступа 12 м; угол его откоса 60° ; расстояние от оси пути до верхней бровки уступа 3,5 м.

2. Нижняя погрузка экскаватором ЭКГ-4,6 в среднезаводской железнодорожный транспорт при разносе борта разрезной траншеи шириной 17 м. Высота уступа 15 м, ширина взрывного блока 15 м.

Указания к решению задачи. Необходимо вычеркнуть схемы погрузки в заданных условиях. Экскаваторы, железнодорожные пути и транспортные средства должны размещаться с соблюдением необходимых зазоров в соответствии с правилами безопасности. По чертежу определяют геометрические зависимости для нахождения допустимых высоты и ширины развода.

ПРИМЕР 2.6. Определить рациональные по условиям организации работ объем $V_{\text{в,б}}$ и длину $L_{\text{в,б}}$ взрываляемого блока.

Погрузку горной массы осуществляют экскаватором ЭКГ-5 производительностью $Q_a = 1500 \text{ м}^3/\text{смену}$; ширина взрываемого блока $A = 13$ м; высота уступа $h = 15$ м; оптимальное время выемки блока при трехсменной работе 14 сут или $n_0 = 42$ смены; число нерабочих (ремонтных и выходных) смен за время отработки блока $n_{\text{н}} = 9$.

Решение. Объем блока $V_{\text{в,б}} = Q_a(n_0 - n_{\text{н}}) = 1500(42 - 9) = 49500 \text{ м}^3$. Длина блока $L_{\text{в,б}} = V_{\text{в,б}} / (A h) = 49500 / (13 \cdot 15) = 254 \text{ м.}$

ПРИМЕР 2.7. Определить максимально допустимую величину линии наименьшего сопротивления W_n для зарядов рыхления по условию разлета кусков породы.

Взрывные работы ведут на расстоянии 160 м от сооружаемой в карьере дробильной установки. Специальные меры по защите сооружений от падающих камней не предусмотрены.

Решение. По табл. П.3 находим максимально допустимую линию наименьшего сопротивления при заря-

дах нормального выброса ($n=1$), при которой радиус опасной зоны для механизмов и сооружений не превышает 160 м: $W_n = 6$ м. Максимально допустимая линия наименьшего сопротивления для зарядов рыхлой определяется по формуле $W_n = (7/5)W_{\text{н}} = (7/5)6 = 8,4$ м.

ПРИМЕР 2.8. Используя условия предыдущей задачи, определить максимальную величину заряда по требованиям сейсмобезопасности.

Породы в зоне работ относятся к IV категории трещиноватости. Взрывные работы ведут систематически. Решение. Для сложных инженерных сооружений безопасную величину заряда по сейсмическим условиям рассчитаем по формуле

$$Q_{c,5} = r^3(v_{\text{л}}\varepsilon/K_{r,y})^v,$$

где $v_{\text{л}}$ — допустимая критическая скорость колебаний (для сложных объектов при многократном воздействии принимается равной $3/5$ см/с, при однократном — 10 см/с); ε — коэффициент, зависящий от условий взрывания и положения охраняемого объекта (принимается из табл. П.4 равным 1); v — коэффициент, зависящий от расстояния r до объекта (при $r < 100 d_s$, где d_s — диаметр заряда, $v = 1 \div 1,5$, при больших расстояниях $v = 1,5 \div 2$); $K_{r,y}$ — коэффициент геологических условий (для пород I, II, III, IV, V категорий трещиноватости принимается соответственно равным 500, 300, 200, 100, 50).

$$Q_{c,5} = 160^3(3/1/100)^2 = 3686 \text{ кт.}$$

Задача 2.5. Определить максимально допустимые ли- нию наименьшего сопротивления и массу одновременно взрываемого заряда ВВ по условиям разлета кусков и сейсмобезопасности, исходя из следующих данных.

Расстояние от места взрыва до ох-

раняемого объекта, м 100 150 480

Категория трещиноватости пород в районе взрывных работ III IV V

Условия работы Взрыв на вы- рыхление выемки брос, показа-

в траншеи на уступе действия взрыва $n=1,5$

ПРИМЕР 2.9. Определить расчетный удельный расход ВВ $q_{\text{р}}$. Взрываемая порода — известняк, коэффициент крепости $f=5$, категория трещиноватости III (среднее расстояние между трещинами $l_t=0,7$ м), пре-

делы прочности: при сжатии $\sigma_{\text{сж}}=121$ МПа, при сдвиге $\sigma_{\text{сдв}}=20,5$ МПа, при растяжении $\sigma_{\text{р}}=10,2$ МПа, плотность $\gamma=2600$ кг/м³; применяемое ВВ — итдант; предельный размер кондиционного куска 1,2 м; средний размер куска взорванной породы $d_{\text{ср}}=0,3$ м; диаметр взрывных скважин $d_s=200$ мм, высота уступа $h=17$ м.

Решение. По методике Гипроруды расчетный удельный расход ВВ определяют по формуле $q_{\text{р}}^{\text{п}}=q k_{\text{р}} k_{\text{д,кв}}$, где q — удельный расход эталонного ВВ (граммонит 79/21, аммонит № 6ЖВ), кг/м³, при разрыве кондиционного куска 1000 мм и диаметре заряда 243 мм, принимаемый по табл. П.5; $k_{\text{р}}$ — поправочный коэффициент на размер кондиционного куска, принимающий равным 1,73; 1,33; 1,13; 1; 0,87 при размерах кондиционного куска соответственно 0,25; 0,5; 0,75; 1; 1,5 м; $k_{\text{д,к}}$ — поправочный коэффициент на диаметр скважин (табл. П.6); $k_{\text{кв}}$ — переводный коэффициент от эталонного ВВ к применяемому, принимается по табл. П.7.

$$q_{\text{р}} = 0,45 \cdot 0,87 \cdot 1,13 \cdot 1,13 = 0,5 \text{ кг/м}^3.$$

По методике акад. В. В. Ржевского расчетный удельный расход ВВ (г/м³) определяют по формуле

$$q_{\text{р}} = q_s k_{\text{вв}} k_{\text{д}} k_{\text{т}} k_{\text{с,з}} k_{\text{в}} k_{\text{п}},$$

где $q_s = 0,2(\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{сдв}} + \sigma_{\text{р}}) + 0,002\gamma = 0,2(121 + 20,5 + 10,2) + 0,002 \cdot 2600 = 35,54$ г/м³ — эталонный удельный расход ВВ; $k_{\text{д}} = 0,5/d_{\text{ср}} = 0,5/0,3 = 1,6$ — коэффициент, учитывающий требуемую степень дробления; $k_{\text{т}} = 1,2 l_t + 0,2 = 1,2 \cdot 0,7 + 0,2 = 1,04$ — коэффициент, учитывающий трещиноватости массива; $k_{\text{с,з}}$ — коэффициент, учитывающий степень сосредоточения зарядов ВВ (для скважин диаметром $d_s=200$ мм $k_{\text{с,з}}=1$, для $d_s=100$ мм при легко-, средне- и труднодробимых породах соответствен-но $k_{\text{с,з}}=0,95 \div 1$; $0,85 \div 0,9$; $0,67 \div 0,8$, для $d_s=300$ мм $k_{\text{с,з}}=1,05 \div 1,1$; $1,2 \div 1,25$; $1,35 \div 1,4$; при рассредоточении заряда величина $k_{\text{с,з}}$ умножается на коэффициент 0,95); $k_{\text{в}}$ — коэффициент влияния объема (при высоте уступа до 15—18 м $k_{\text{в}} = \sqrt[3]{h/15}$); $k_{\text{п}}$ — коэффициент, учитывающий число свободных поверхностей при взрыве (при одной свободной поверхности $k_{\text{п}}=10$, при двух $k_{\text{п}}=8$, при трех $k_{\text{п}}=6$, при четырех $k_{\text{п}}=4$, при пяти $k_{\text{п}}=2$, при

Таблица 3

Показатели	Вариант		
	I	II	III
Разрабатываемые породы	Песчаник 6 П ¹ 110 2200	Гранит 10 П ¹ 250 2800	Диабаз 12 IV 300 3000
Коэффициент крепости f			
Категория трещиноватости пород			
$\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{ср}}, \text{МПа}$			
Плотность пород, $\text{кг}/\text{м}^3$			
Тип ВВ			
Максимальный размер кондиционного куска, м	0,8	1	1,2
Средний размер куска $d_{\text{ср}}$, м	0,2	0,25	0,4

шести $k_{\text{с.п.}} = 1$).

$$q_p = 35,54 \cdot 1,13 \cdot 1,6 \cdot 1,04 \cdot 1 \cdot 1,05 \cdot 8 = 560 \text{ г}/\text{м}^3.$$

Расчетный удельный расход ВВ уточняется по результатам опытных и промышленных взрывов.

Задача 2.6. Найти расчетный удельный расход ВВ при взрывании скважинных зарядов диаметром 300 и 270 мм на уступах высотой 10 и 20 м при условиях, приведенных в табл. 3.

ПРИМЕР 2.10. Определить величину преодолеваемого сопротивления по подошве уступа W для одиночного и парнооб局限于 скважинного заряда.

Взываемые породы — граниты среднетрещиноватые, плотность $\gamma = 2700 \text{ кг}/\text{м}^3$; взрывчатое вещество — аммонит № 6ЖВ, плотность заряжания $\Delta = 1000 \text{ кг}/\text{м}^3$; диаметр скважины $d_s = 0,105 \text{ м}$; расчетный удельный расход ВВ $q_p = 0,7 \text{ кг}/\text{м}^3$.

Решение. Согласно Техническим правилам ведения взрывных работ в энергетическом строительстве предельную величину сопротивления по подошве рассчитывают по формуле

$$W = 53k_b d_a \sqrt{\Delta k_{BV}/\gamma},$$

где k_b — коэффициент, учитывающий взываемость пород (для монолитных и крупноблочных вязких пород с отдельностями, превышающими расстояние между зарядами, $k_b = 0,9$; для пород, разбитых на отдельности сомкнутыми или заполненными трещинами, $k_b = 0,95$; для пород трещиноватых при заполнении трещин

мягкими образованиями $k_b = 1$; для сильнотрещиноватых пород, когда массив разбит на мелкие блоки зияющими или заполненными рыхлыми образованиями трещинами любого направления, $k_b = 1,05$; то же, при горизонтальном направлении трещин и наличии слабых прослоек на подошве, а также для мелкоблочных полускальных пород $k_b = 1,1$); k_{BV} — переводной коэффициент от эшелонного ВВ к применяемому, принимается по табл. П.7.

$$W = 53 \cdot 1 \cdot 0,105 \sqrt{1000 \cdot 1/2700} = 3,4 \text{ м.}$$

Согласно Техническим правилам ведения взрывных работ на дневной поверхности предельную величину сопротивления по подошве рассчитывают по формуле

$$W = 0,9 \sqrt{p/q_p},$$

где p — вместимость 1 м скважины, $\text{кг}/\text{м}$; $p = 0,785 \text{ кг}/\text{м}$; $p = 0,785 \cdot 0,105 \cdot 1.000 = 8,65 \text{ кг}/\text{м}$.

$$W = 0,9 \sqrt{8,65/0,7} = 3,2 \text{ м.}$$

Сопротивление по подошве для парнооб局限于 скважин рассчитывают по формуле

$$W_n = \sqrt{2} W = \sqrt{2} \cdot 3,2 = 4,5 \text{ м.}$$

Найденные расчетным путем W и W_n уточняют по результатам опытных и промышленных взрывов.

ПРИМЕР 2.11. Рассчитать параметры скважинных зарядов на уступе.

Высота уступа $h = 15 \text{ м}$; угол откоса уступа $\alpha = 75^\circ$; взываемая порода — трещиноватые доломиты плотностью $\gamma = 2700 \text{ кг}/\text{м}^3$, с коэффициентом крепости $f = 10$; ВВ — граммонаит 79/21, плотность заряжания $\Delta = 900 \text{ кг}/\text{м}^3$; расчетный удельный расход ВВ $q_p = 0,65 \text{ кг}/\text{м}^3$; диаметр скважин $d_s = 0,25 \text{ м}$.

Решение. Расчет выполняется по техническим правилам ведения взрывных работ на дневной поверхности. 1. Величина преодолеваемого сопротивления по подошве

$$W = 0,9 \sqrt{p/q_p} / \sin \beta = 0,9 \sqrt{44/0,65} / \sin 90^\circ = 7,4 \text{ м.}$$

Здесь β — угол наклона скважины к горизонту; $p = 0,785 \text{ кг}/\text{м}^3$; $d_s^2 \Delta = 0,785 \cdot 0,25^2 \cdot 900 = 44 \text{ кг}/\text{м}$ — количество ВВ на 1 м скважины.

2. Сопротивление по подошве по условиям безопасности расположения станка $W_6 = h \operatorname{ctg} \alpha + b_n = 15 \operatorname{ctg} 75^\circ + 3 = 17$

$= \tilde{r}_m$, где b_p — минимально допустимое расстояние от верхней бровки уступа до оси скважины, устанавливается в зависимости от конструкции бурового станка, исходя из требований правил безопасности: гусеницы станка должны отстоять от верхней бровки уступа не менее чем на 3 м; $b_p = 2 \div 5$ м.

Поскольку $W > W_b$ ($7,4 > 7$), возможно вертикальное расположение скважин. При $W < W_b$ следует бурить наклонные скважины или применять сближенные скважины в первом ряду.

3. Длина перебора $l_p = 0,5q_p W = 0,5 \cdot 0,65 \cdot 7,4 = 2,4$ м.

4. Длина забойки $l_3 = (0,6 \div 1) W = 0,7 \cdot 7,4 = 5,2$ м. От длины забойки зависят разлет и ширина развода, которые уменьшаются при увеличении ее длины.

5. Расстояние между зарядами в ряду $a = mW = 0,9 \times 7,4 = 6,8$ м, где m — коэффициент сближения зарядов, принимаемый в пределах 0,8—1,2 (большая величина в легковзрываемых, меньшая — в трудновзрываемых породах).

6. Расстояние между рядами скважин при короткозамедленном взрывании $b = (0,9 \div 1) W = 1 \cdot 7,4 = 7,4$ м. При мгновенном взрывании $b = 0,85 W = 0,85 \cdot 7,4 = 6,3$ м.

7. Масса заряда в скважине

$$Q_a = q_p Wha = 0,65 \cdot 7,4 \cdot 15 \cdot 6,8 = 490 \text{ кт.}$$

8. Длина заряда $l = Q_a/p = 490/44 = 11,1$ м.

9. Возможная длина воздушных или породных промежутков при рассредоточении заряда $l_{\text{пр}} = h + l_p - l_3 - l = 15 + 2,4 - 5,2 - 11,1 = 1,1$ м.

Выполним расчет по Техническим правилам ведения взрывных работ в энергетическом строительстве.

1. Сопротивление по подошве для одиночных скважинных зарядов (см. пример 2.10):

$$W = 53k_b d_s V \Delta k_{\text{BB}} \gamma = 53 \cdot 0,95 \cdot 0,25 V 900 \cdot 1/2700 = 7,3 \text{ м.}$$

Поскольку $W > W_b$, возможно вертикальное расположение скважин.

2. Длина перебора $l_p = k_{\text{пер}} d_s = 12 \cdot 0,25 = 3$ м, где $k_{\text{пер}}$ — относительная длина перебора, выраженная в диаметрах заряда; принимается по табл. П.8.

3. Длина забойки $l_3 = k_{\text{заб}} d_s = 22 \cdot 0,25 = 5,5$ м, где $k_{\text{заб}}$ — относительная длина забойки, выраженная в метрах заряда; принимается в обычных условиях в пределах 20—25 и увеличивается до 30—35 для получения минимального развода и разлета породы.

4. Расстояние между зарядами в ряду

$$a = mV = 0,9 \cdot 7,3 = 6,6 \text{ м.}$$

5. Расстояние между рядами при короткозамедленном взрывании

$$b = 1 \cdot 7,3 = 7,3 \text{ м.}$$

6. Масса заряда в скважине

$$Q_a = q_p Wha = 0,65 \cdot 7,3 \cdot 6,6 \cdot 15 = 470 \text{ кт.}$$

7. Длина заряда $l = Q_a/p = 470/44 = 10,7$ м.

Параметры зарядов, рассчитанные по двум методикам, достаточно близки. Их уточнение и окончательный выбор производят по результатам опытных и промышленных взрывов.

Задача 2.7. Рассчитать параметры скважинных зарядов на уступе по приведенным ниже условиям (табл. 4).

ПРИМЕР 2.12. Определить параметры расположения скважинных зарядов при проходке наклонной траншеи.

Глубина траншеи $H_t = 15$ м; диаметр скважин $d_3 = 200$ мм; применяемое ВВ — граммонит 79/21; плотность заряжания $\Delta = 900$ кг/м³, расчетный удельный расход ВВ $q_p = 0,6$ кг/м³.

Решение. Определяем граничную мощность взрываемого слоя:

$$z_r = \sqrt{2p/[q_p(3 - q_p)]} = \sqrt{2 \cdot 28/[0,6(3 - 0,6)]} = 6,24 \text{ м,}$$

где $p = 0,785 d_3^2 \Delta = 0,785 \cdot 0,22 \cdot 900 = 28$ кг/м — количество ВВ на 1 м скважины.

Для скважин глубиной менее 6,24 м расчет ведем в следующей последовательности. Определяем массу зарядов по формуле $Q_3 = q_p z^3$, где z — мощность рыхлого слоя (глубина траншеи). Устанавливаем глубину перебора по формуле $l_p = 0,5q_p Q_3/p$. Находим расстояние между зарядами в ряду: $a = (0,7 \div 1,2)z$ и расстояние между рядами скважин: $b = (0,7 \div 1)z$ (меньшее значение для трудновзрываемых и большее — для легковзрываемых пород).

При глубине траншеи $z = 6$ м $Q_3 = 0,6 \cdot 6^3 = 130$ кт, $l_p = 0,5 \cdot 0,6 \cdot 130/28 = 1,4$ м, $a = 1 \cdot 6 = 6$ м, $b = 0,9 \cdot 6 = 5,4$ м; при $z = 4$ м, $Q_3 = 0,6 \cdot 4^3 = 39$ кт, $l_p = 0,5 \cdot 0,6 \cdot 39/28 = 0,42$ м, $a = 1 \cdot 4 = 4$ м, $b = 0,9 \cdot 4 = 3,6$ м; при $z = 2$ м $Q_3 = 0,6 \cdot 2^3 = 5$ кт,

в Японии.

Таблица 4

Показатели	Вариант				
	1	2	3	4	5
Взываемая порода	Гранит	Диабаз	Известняк	Железная руда	Мел
Коэффициент крепости f	10	15	7	8	3
Плотность γ , кг/м ³	2800	3000	2800	3400	1900
Расчетный удельный расход ВВ q_p , кг/м ³	0,6	0,8	0,5	0,7	0,3
Высота уступа, м	10	15	12	20	17
Угол откоса уступа, градус	70	75	65	70	70
Диаметр скважины, мм	125	250	200	320	160
Применяемое ВВ	Гранулит АС-4	Акватол 65/35	Граммонит 50/50В	Алюмотол	Игданит

$l_{\pi}=0,5 \cdot 0,6 \cdot 5 / 28 = 0,05$ м, $a=1 \cdot 2=2$ м, $b=0,9 \cdot 2=1,8$ м.
Для скважин глубиной более 6,24 м расчет ведем в следующем порядке.

Определяем расстояние между зарядами в ряду: $a=m\sqrt{\rho/q_p}=0,9\sqrt{28,06}=6,2$ м, где m — относительное расстояние между зарядами; при взрывании в траншее принимается в пределах 0,7—0,9. Находим расстояние между рядами при порядном короткозамедленном взрывании: $b=(0,9 \div 1)a=1,6,2=6,2$ м. Рассчитываем глубину перебора: $l_{\pi}=0,5q_p a=0,5 \cdot 0,6 \cdot 6,2=1,9$ м и длину забойки: $l_s=(15 \div 20)d_a=20 \cdot 0,2=4$ м. Определяем массу зарядов по формуле $Q_3=\rho(z+l_{\pi}-l_s)$.

При мощности рыхлого слоя (глубине траншеи) $z=7$ м $Q_3=28(7+1,9-4)=137$ кг; при $z=11$ м $Q_3=28(11+1,9-4)=250$ кг; при $z=15$ м $Q_3=28(15+1,9-4)=361$ кг.

ПРИМЕР 2.13. Рассчитать оптимальный по условиям дробления интервал замедления τ_3 при взрывании скважинных зарядов.

Породы — известняки, средневзрываемые, величина сопротивления по подошве $W=8$ м.
Решение. Интервал замедления ориентировочно определяем по формуле

$$\tau_3 = K_t W,$$

где K_t — коэффициент, зависящий от взываемой породы; принимается по табл. П.9. В заданных условиях $K_t=5$.

$$\tau_3 = 5 \cdot 8 = 40 \text{ мс.}$$

ПРИМЕР 2.14. В условиях предыдущего примера проверить возможность отказов зарядов из-за перебивания концевиков или магистрали детонирующего шнуря (ДШ).

Кратчайшее расстояние между ближайшими зарядами и зарядом и сечью ДШ, взываемыми с интервалом в 40 мс, $b=7$ м; длина забойки $l_s=4,5$ м.

Решение. При взрывании скважинных или шпуровых зарядов минимальное расстояние между разновременно взываемыми зарядами должно быть больше 25 диаметров заряда или рассчитываться по формуле

$$b_{\min} = (5 + 0,3\tau_3)d_a,$$

где τ_3 — интервал замедления, мс; d_a — коэффициент,

Учитывающий длину забойки, принимается по табл. П.10.

В заданных условиях $l_a/d_3 = 4,5/0,25 = 18$ и $\theta = 1,4$.

$$b_{\min} = (5 + 0,3 \cdot 40) \cdot 0,25 \cdot 1,4 = 5,95 \text{ м.}$$

Поскольку $b = 7$ м больше 5,95 м, можно не опасаться отказов из-за повреждения линий ДП.

ПРИМЕР 2.15. Определить ширину развала взорванной массы X .

Высота уступа $h = 15$ м; породы средней трудности взрывания; коэффициент крепости $f = 7$; расчетный удельный расход ВВ $q_p = 0,6 \text{ кг/м}^3$; линия сопротивления по подошве при вертикальном расположении скважин $W = 8 \text{ м}$; число рядов скважин $n_p = 3$; расстояние между рядами $b = 8 \text{ м}$; схема взрывания порядная.

Решение. Согласно Техническим правилам ведения взрывных работ на дневной поверхности ширину развала, считая от линии скважин первого ряда, ориентировочно определяют по формуле

$$X_o = 5q_p \sqrt{Wh} = 5 \cdot 0,6 \sqrt{15 \cdot 8} = 33 \text{ м.}$$

Полная ширина развала

$$X = X_o + (n_p - 1)b = 33 + (3 - 1) \cdot 8 = 49 \text{ м.}$$

По В. В. Ржевскому ширину развала для первого ряда скважин определяют по формуле

$$X_o = K'_v K_\beta \sqrt{q_p} h,$$

где K'_v — коэффициент, характеризующий взрываемость породы (принимается равным 3—3,5; 2,5—3; 2—2,5 соответственно для легко-, средне- и трудновзрываемых пород); K_β — коэффициент, учитывающий угол наклона скважин к горизонту; $K_\beta = 1 + 0,5 \sin(\pi/2 - \beta)$.

$$X_o = 3(1 + 0,5 \sin(\pi/2 - 90^\circ)) \sqrt{0,6} \cdot 15 = 35 \text{ м.}$$

Полная ширина развала $X = X_o K_{\text{д.о.}} + (n_p - 1)b$, где $K_{\text{д.о.}}$ — коэффициент дальности отброса взорванной породы, зависящий от интервала замедления:

Время замедления, мс 0 10 25 50 75 и более
К.д.о. 1 0,95 0,9 0,85 0,8

При порядной схеме взрывания для любых замедлений величина $K_{\text{д.о.}} = 1$.

$$X = 1,35 + (3 - 1) \cdot 8 = 51 \text{ м.}$$

По А. Ф. Богачеву, полную ширину развала определяют по формуле

$$X = n_p b + K'_o h,$$

где K'_o — отношение отброшенной части развала к высоте уступа, принимается по табл. П.11. В заданных условиях

$$K'_o = 1,5. \quad X = 3 \cdot 8 + 1,5 \cdot 15 = 46,5 \text{ м.}$$

Уточнение ширины развала осуществляют опытным путем.

Задача 2.8. Определить оптимальный по условиям дробления интервал замедления при взрывании скважинных зарядов в условиях, приведенных ниже.

Взрываемые породы	Больтина сопротивления по подошве, м	Вариант				
		1	2	3	4	5
Магнезит средней крепости					4	
Очень крепкие порфириты					7	
Аркозовый песчаник					8	
Каменный уголь					5	
Серпентиниты средней крепости					9	

Задача 2.9. Определить ширину развала взорванной породы в условиях, приведенных в табл. 5.

Таблица 5

Показатели	Вариант				
	1	2	3	4	5
Высота уступа, м	10	12	15	17	20
Линия сопротивления по подошве, м	0,6	0	0,8	0,4	0,9
Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³	0,6	0,7	0,8	0,4	0,9
Число рядов скважин	4	2	1	3	2
Расстояние между рядами, м	5	6	6	8	8
Угол наклона скважин, градус	90	90	90	75	60
Взрываемость пород*	C. B.	C. B.	T. B.	J. L. B.	T. B.

* С. В.; Т. В.; Л. В.—соответственно средне-, трудно- и легковзрываемые породы.

ПРИМЕР 2.16. Определить выход горной массы V с 1 м скважины.

Блок обурен тремя рядами скважин ($n_p = 3$); линия сопротивления по подошве $W = 8 \text{ м}$; расстояние между

рядами скважин $b = 7$ м; среднее расстояние между скважинами в ряду $a = 7$ м; высота уступа $h = 15$ м;

Решение.

$$V = (W + (n_p - 1)b)ah/(n_p l_c) = (8 + (3 - 1)7)7 \cdot 15 / (3 \cdot 17) =$$

$$= 45 \text{ м}^3/\text{м}.$$

ПРИМЕР 2.17. Определить массу заряда для разрушения непабаритного куска гранита.

Объем куска $V_n = 0,3$ м³; коэффициент крепости $f = 15$. Решение. Массу заряда определяем при накладных зарядах по формуле $Q_{n,3} = q_{n,3}V_n = 1,9 \cdot 0,3 = 0,57$ кт.

При шпуровых зарядах $Q_{sp} = q_{sp}V_n = 0,45 \cdot 0,3 = 0,135$ кт. Здесь $q_{n,3}$ и q_{sp} — удельные расходы ВВ, кг/м³, при использовании накладных и шпуровых зарядов, зависящие от крепости разрушаемых пород.

Коэффициент крепости f	До 3	3—4	4—6	6—8
$q_{n,3}$, кг/м ³	1,3	1,4	1,5	1,6
q_{sp} , кг/м ³	0,15	0,2	0,25	0,3

Коэффициент крепости f	8—10	10—14	14—18	18—20
$q_{n,3}$, кг/м ³	1,7	1,8	1,9	2
q_{sp} , кг/м ³	0,35	0,4	0,45	0,5

ПРИМЕР 2.18. Определить радиус опасной зоны r_c для зданий и сооружений по колебаниям грунта при взрыве.

В основании сооружения лежат глинистые грунты; скважины обводнены; максимальная масса одновременно взрываемого заряда $Q_a = 10\,000$ кг.

Решение. Радиус опасной зоны определим по формуле

$$r_c = K_c K_n \sqrt[3]{Q_a},$$

где K_c — коэффициент, учитывающий тип пород в основании сооружений, принимаемый по табл. П.12; K_n — коэффициент, учитывающий показатель действия взрыва, принимаемый равным 1,2; 1; 0,8; 0,7 при показателе действия взрыва соответственно 0,5; 1; 2; более 3.

$$r_c = 9 \cdot 1,5 \cdot 1,1 \sqrt[3]{10\,000} = 320 \text{ м.}$$

Задача 2.10. Определить размеры опасной зоны по разлету кусков породы и сейсмобезопасности для зданий и сооружений в условиях, приведенных в табл. 6.

Таблица 6

Показатели	Вариант				
	1	2	3	4	5
Максимальная величина линии наименьшего сопротивления, м	10	8	12	6	20
Максимальная масса одновременно взрываемого заряда, Т	5	7	15	10	200
Показатель действия взрыва	0,75	0,75	1,5	0,7	2
Породы в основании сооружения	Глинистые	Песчаные	Скальные плотные	Насыпные	Скальные нарушенные

2.3. Расчет средств механизации буровзрывных работ

ПРИМЕР 2.19. Определить относительный показатель трудности бурения Π_b и категорию буримости пород по В. В. Ржевскому.

Бурымые породы — плотные доломиты, предел прочности в образце на сжатие $\sigma_{ck} = 110$ МПа, на сдвиг $\sigma_{sd} = 20$ МПа, плотность $\gamma = 2200$ кг/м³.

Решение.

$$\Pi_b = 0,07(\sigma_{ck} + \sigma_{sd}) + 0,0007\gamma = 0,07(110 + 20) + 0,0007 \cdot 2200 = 10,6.$$

Породы относятся к II категории буримости.

Задача 2.11. Определить относительный показатель трудности бурения и категорию буримости пород по В. В. Ржевскому в условиях, приведенных в табл. 7.

Таблица 7

Характеристика бурых пород	Вариант				
	1	2	3	4	5
Пределы прочности в образце, МПа:	200	150	120	40	220
при сжатии	40	30	25	10	45
Плотность, кг/м ³	3400	2500	2200	1900	2800

ПРИМЕР 2.20. Определить техническую скорость шнекового бурения $v_{\text{шн}}$ и сменную производительность Q_6 станка СБР-160 при бурении взрывных скважин по мергелю, с относительным показателем трудности бурения $\Pi_b = 4$.

Диаметр долота $d = 16$ см; частота вращения бурового става $\omega = 124 \text{ мин}^{-1}$; усилие подачи на инструмент $P_o = 60 \text{ кН}$.

Решение. Техническая скорость шнекового бурения

$$v_{\text{шн}} = 25P_o\omega/(\Pi_b^2 d) = 25 \cdot 60 \cdot 124/(4^2 \cdot 16^2) = 45 \text{ м/ч.}$$

Производительность станка без учета внеплановых простоеv

$$Q_6 = (T_c - T_{\text{п.з}} - T_p)(60/v_{\text{шн}} + t_b) = \\ = (480 - 25 - 10)/(60/45 + 3) = 103 \text{ м/смену,}$$

где T_c — продолжительность смены, мин; $T_{\text{п.з}} = 25 \div 35$ мин — продолжительность подготовительно-заключительных операций; $T_p = 10$ мин — продолжительность регламентированных перерывов в смене; t_b — продолжительность вс помогательных операций при бурении в расчете на 1 м скважины, мин (при шнековом бурении $t_b = 1 \div 5$ мин).

ПРИМЕР 2.21. Определить техническую скорость шарошечного бурения $v_{\text{шт}}$ и сменную производительность станка СБШ-250 при бурении взрывных скважин по железистым кварцитам с относительным показателем трудности бурения $\Pi_b = 18$. Диаметр долота $d = 24,3$ см; частота вращения бурового става $\omega = 100 \text{ мин}^{-1}$; усилие подачи на долото $P_o = 300 \text{ кН}$.

Решение. Техническая скорость шарошечного бурения.

$$v_{\text{шт}} = 3,5P_o\omega/(I_b d^2) = 3,5 \cdot 300 \cdot 100/(18 \cdot 24,3^2) = 10 \text{ м/ч.}$$

Производительность станка без учета внеплановых простоеv

$$Q_6 = (T_c - T_{\text{п.з}} - T_p - T_x)(60/v_{\text{шт}} + t_b) = \\ = (480 - 25 - 15 - 10)/(60/10 + 3) = 48 \text{ м/смену.}$$

Здесь T_c — продолжительность смены, мин; $T_{\text{п.з}} = 25$ мин — продолжительность подготовительно-заключительных операций; $T_p = 15$ мин — продолжительность

регламентированных перерывов в смене; $T_x = 10 \text{ мин} — время на личные надобности; } t_b — продолжительность вспомогательных операций при бурении в расчете на 1 м скважины (при шарошечном бурении $t_b = 2 \div 4$ мин).$

ПРИМЕР 2.22. Определить техническую скорость пневмоударного бурения $v_{\text{п.у}}$ и сменную производительность станка 1СБУ-125 при бурении взрывных скважин в граните с относительным показателем трудности бурения $\Pi_b = 15$.

Диаметр буровой коронки крестовой формы $d = 12,5$ см, число ударов пневмоударника в минуту $n_y = 1260$, работа единичного удара при использовании пневмоударника $\Pi = 125 \text{ кН}$; $A_y = 140 \text{ Дж}$.

Решение. Техническая скорость пневмоударного бурения

$$v_{\text{п.у}} = 0,06A_y n_y/(k_6 \Pi_b d^2 k_\Phi) = 0,06 \cdot 140 \cdot 1250/(1,05 \cdot 15 \times 12,5^2 \cdot 1,1) = 3,9 \text{ м/ч,}$$

где k_6 — коэффициент, учитывающий Π_b (при $\Pi_b = 10 \div 14$ $k_6 = 1$; при $\Pi_b = 15 \div 17$ $k_6 = 1,05$; при $\Pi_b = 18 \div 25$ $k_6 = 1,1$); k_Φ — коэффициент, учитывающий форму коронки (при трехперых коронках $k_\Phi = 1$, при крестовых $k_\Phi = 1,1$).

Производительность станка без учета внеплановых простоеv

$$Q_6 = (T_c - T_{\text{п.з}} - T_p)(60/v_{\text{п.у}} + t_b) = \\ = (480 - 25 - 10)/(60/3,9 + 5) = 22 \text{ м/смену,}$$

где T_c — продолжительность смены, мин; $T_{\text{п.з}} — продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин; $T_p = 10$ мин — продолжительность регламентированных перерывов в смене; t_b — продолжительность вс помогательных операций при бурении в расчете на 1 м скважины (при пневмоударном бурении $t_b = 4 \div 16$ мин).$

Задача 2.12. Определить техническую скорость бурения и сменную производительность станка в условиях, приведенных в табл. 8.

ПРИМЕР 2.23. Рассчитать время на выполнение вспомогательных операций в расчете на 1 м скважины t_b при работе бурового станка СБШ-250.

Глубина буримых скважин $l_c = 18$ м; средняя стойкость долота до замены $I_{\text{д.з}} = 80$ м; длина буровых штанг $l_{\text{ш}} = 8$ м. Полученные по данным хронометражных заме-

Таблица 8

Показатели	Вариант			
	1	2	3	4
Модель станка	СБР-125 3,5	СБШ-200 10	СБШ-320 20	СБУ-125 10
Показатель трудности бурения	12,5	21,4	32	12,5
Диаметр долота, см	10	200	550	13
Усилие подачи, кН	220	100	80	1250
Частота вращения, мин ⁻¹	—	—	—	150
Число ударов пневмоударника в минуту	—	—	—	7
Работа единичного удара, Дж	—	—	—	Трехпера
Форма коронки	—	—	—	2,5
Продолжительность вспомогательных операций на 1 м скважины, мин	—	—	—	150

ров средние затраты времени на переезд и установку станка на новую скважину $t_{\text{пп}}=20$ мин, на наращивание бурового става на одну штангу $t_{\text{нш}}=3$ мин, на укорачивание бурового става на одну штангу $t_{\text{уб}}=4$ мин, на замену долота $t_{\text{з.д}}=15$ мин.

Решение. Определяем число буровых штанг, необходимое для бурения на заданную глубину: $n_{\text{ш}} = l_b/l_{\text{пп}} = 18/8 = 2,25$, с округлением до целого числа в большую сторону — 3 штанги.

Время на выполнение вспомогательных операций на 1 м скважины

$$t_{\text{в}} = (t_{\text{пп}} + (t_{\text{нш}} + t_{\text{уб}})(n_{\text{ш}} - 1))l_c + t_{\text{з.д}}/l_{\text{з.д}} = \\ = (20 + (3 + 4)(3 - 1))/18 + 15/80 = 2,1 \text{ мин.}$$

ПРИМЕР 2.24. Для бурения взрывных скважин в капитальной траншее применяют буровой станок СВБ-2М. Необходимое число взрывных скважин и их глубина по участкам траншее приведены ниже.

№ участка	1	2	3	4	5
Глубина скважин l_c , м	3—6	6—9	9—12	12—15	15—18
Число скважин	100	80	40	28	28
Суммарная глубина Σl_c , м	450	600	460	380	450

Определить производительность станка при бурении скважин разной глубины и время, требуемое для обуриования траншеи.

28

Продолжительность смены $T_c=480$ мин; длина буровой штанги $l_{\text{пп}}=1,85$ м. Полученные по данным замеров и хронометражных наблюдений скорость бурения в погодах, слагающих траншее, $v_b=20$ м/ч; средняя стойкость долота до замены $t_{\text{з.д}}=120$ м; затраты времени на наращивание и укорачивание бурового става на одну штангу $t_{\text{ш}}=2,2$ мин, на очистку скважины (вращение без полачи на забой) в расчете на 1 м бурения $t_{\text{оч}}=0,15$ мин, на замену долота $t_{\text{з.д}}=8$ мин, на переезд и установку станка на новую скважину $t_{\text{пп}}=6$ мин; средняя продолжительность внутрисменных простоев станка $T_{\text{пп}}=80$ мин.

Решение. Определим производительность станка в смену в зависимости от глубины проходимых скважин: $Q_6 = (T_c - T_{\text{пр}})/(60/v_b + t_{\text{ш}}/l_{\text{пп}} + t_{\text{оч}} + t_{\text{з.д}}/l_{\text{з.д}} + t_{\text{пп}}/l_c) = (480 - 80)/(60/20 + 1/1,85 + 0,15 + 8/120 + 6/l_c) = = 400/(3,76 + 6/l_c)$.

Результаты расчетов сменной производительности для различных участков траншее приведены ниже.

№ участка	1	2	3	4	5
Средняя глубина скважин, м	4,5	7,5	10,5	13,5	16,5
Производительность станка, м/смену	78,5	87,9	92,3	95,1	97

Время обуривания каждого участка рассчитаем по формуле

$$T_{\text{об}} = \Sigma l_c / Q_6.$$

Результаты расчета приведены ниже.

№ участка	1	2	3	4	5
Время обуривания, смен	5,7	6,8	5	4	4,6

На обуривание всей траншее потребуется 26,1 рабочая смена.

Задача 2.13. Определить время на выполнение вспомогательных операций при бурении в расчете на 1 м скважины в условиях, приведенных в табл. 9.

ПРИМЕР 2.25. Определить производительность за-

рядной машины СУЗН-5А.

Расстояние от склада ВВ до заряжаемого блока

$L_{\text{пп}}=8$ км; время, необходимое для загрузки машины на складе, $t_{\text{з.м}}=0,25$ ч; применяемое ВВ — граммонит

29

Таблица 9

Показатели	Вариант				
	1	2	3	4	5
Затраты времени, мин:					
на перезд и установку на новую скважину	10	15	7	5	6
на наращивание става на одну штангу	3	2,5	1,5	2	2
на укорачивание става на одну штангу	3	3	1	2	2
на замену долота на оцинковку скважины	15	12	8	6	5
Глубина буримых скважин замены, м	1,5	2	3	2	1
Средняя стойкость долота до замены, м	250	180	120	17	13
Длина буровых штанг, м	8	12	1,85	4,2	2,5

79/21 с насыпной плотностью $\gamma = 0,9 \text{ т/м}^3$; средняя скорость движения машины $v_{a,m} = 40 \text{ км/ч}$; вместимость бункера $V_b = 8 \text{ м}^3$; техническая производительность $\Pi_t = 10,5 \text{ т/ч}$.

Решение. Сменная производительность машины (т)

$$Q_{a,m} = T_c V_b \gamma K_n / (t_{a,m} + 2L_d/v_{a,m} + V_b \gamma / (\Pi_t k_a)),$$

где T_c — продолжительность смены, ч; K_n — коэффициент использования машины в течение смены ($K_n = 0,8 \div 0,85$); $k_a = 0,4 \div 0,5$ — коэффициент, учитывающий отношение затрат времени на подачу ВВ в скважину к общему времени заряжания.

$$Q_{a,m} = 8 \cdot 8 \cdot 0,9 \cdot 0,8 / (0,25 + 2 \cdot 8/40 + 8 \cdot 0,9/(10 \cdot 0,45)) = = 21,2 \text{ т.}$$

Решение. Определим количество забоевого материала, расходуемого на одну скважину:

$$V_a = 0,785 d_{a,m}^2 = 0,785 \cdot 0,25^2 \cdot 5 = 0,25 \text{ м}^3.$$

Сменная производительность забоевочной машины

$$Q_{aab} = T_c V_b K_n / (t_{a,m} + 2L_d/v_{aab} + V_b t_{a,m} / V_a),$$

где T_c — продолжительность смены, ч; $K_n = 0,8 \div 0,85$ — коэффициент использования машины в течение смены.

$$Q_{aab} = 8 \cdot 5 \cdot 0,8 / (0,3 + 2 \cdot 2/40 + 5 \cdot 2/(0,25 \cdot 60)) \cdot 0,25 = = 120 \text{ скважин в смену.}$$

Задача 2.15. Определить производительность забоевых машин в условиях, приведенных в табл. 11.

Таблица 10

Показатели	Вариант				
	1	2	3	4	5
Модель зарядной машины	M3C-1M	M3-4	СУЗН-5А		
Вместимость бункера, м ³	5	26,5	8		
Производительность, т/ч	4	25	10,5		
Время загрузки на складе, ч	0,5	0,4	0,5		
Расстояние от склада до заряжаемого блока, км	5	8	10		
Средняя скорость машины, км/ч	40	45	30		
Средняя скорость машины, км/ч	35	40	40		

Таблица 11

Показатели	Вариант				
	1	2	3	4	5
Модель забоевой машины	3С-1Б	СУЗН-1В	3С-2		
Вместимость бункера, м ³	5	4,3	8		
Время на забойку одной скважины, мин	2	1,8	2		
Время загрузки бункера, мин	20	15	5		
Скорость машины, км/ч	40	45	7		
Расстояние доставки забойки, км	3	4	2		
Диаметр скважин, м	0,25	0,2	0,25		
Средняя длина забойки, м	6	5	7		

Задача 2.14. Определить производительность зарядных машин в условиях, приведенных в табл. 10.

ПРИМЕР 2.26. Определить производительность забоевой машины ЗС-1Б.

Диаметр скважин $d_a = 0,25 \text{ м}$; средняя длина забойки $l_a = 5 \text{ м}$; расстояние доставки забойки $L_d = 2 \text{ км}$; скорость движения машины $v_{aab} = 40 \text{ км/ч}$; вместимость бункера машины $V_b = 5 \text{ м}^3$; время, затрачиваемое на забойку одной скважины с учетом маневров, $t_a = 2 \text{ мин}$; время загрузки бункера забоевым материалом $t_{a,m} = 0,3 \text{ ч}$.

3. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

3.1. Расчеты параметров работ выемочно-погрузочных машин

ПРИМЕР 3.1. На каком расстоянии от забоя надо расположить экскаватор ЭКГ-8И, чтобы усилие резания было достаточным для преодоления сопротивления породы копанию?

Решение 1. Определим максимальный радиус черпания по табл. П.13 (рис. 3.1). Для экскаватора ЭКГ-8И $R_{\text{ч, макс}} = 17,5$ м.

2. Определяем необходимое расстояние по формуле

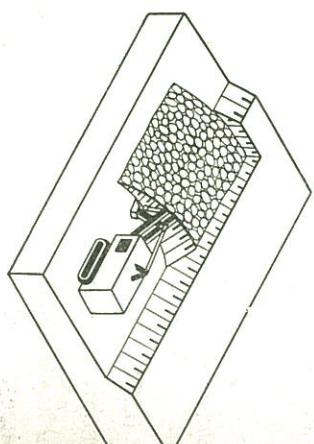
$$l = (0,7 \div 0,8) R_{\text{ч, макс}}$$

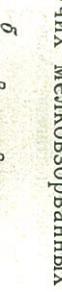
$$l = 0,8 \cdot 17,5 = 14 \text{ м.}$$

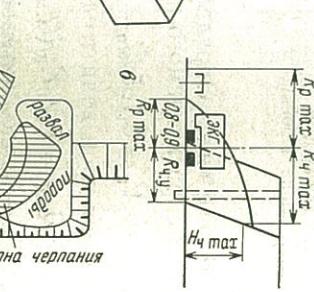
ПРИМЕР 3.2. Определить максимальную высоту забоя по условиям обеспечения безопасности работы для экскаватора ЭКГ-4,6 при выемке:

связных пород;
крепких пород после одно- и двухрядного взрыва-

ния;
после многорядного взрываания: сыпучих мелковзорванных и вязанных пород, когда отсутствует возможность их внезапного обрушения; связно-сыпучих мелковзорванных и

а 



б 

заполненного уступа в крепких породах;

крепких пород после одно- и двухрядного взрыва-

ния;

сыпучих пород средней кусковатости, связных и крупнокусковатых пород.

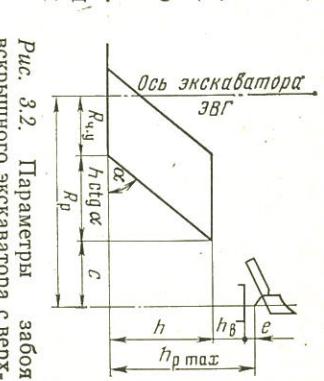


Рис. 3.2. Параметры забоя вскрышного экскаватора с верхней погрузкой

При условии безопасного ведения работ в связных породах высота забоя $h_{\text{з, макс}} \leq h_{\text{ч, макс}}$. Поэтому максимальную высоту забоя принимаем $h_{\text{з, макс}} = 9$ м.

При условии безопасного ведения работ после однорядного взрываания уступа в крепких породах максимальная высота забоя не должна превышать более чем в 1,5 раза максимальную высоту черпания, т. е. $h_{\text{з, макс}} \leq 1,5 h_{\text{ч, макс}}$. Принимаем $h_{\text{з, макс}} = 15$ м.

При условии безопасного ведения работ после многорядного взрываания:

в сыпучих мелковзорванных породах, когда отсутствует возможность их внезапного обрушения $h_{\text{з, макс}} = (2,5 \div 2,7) h_{\text{ч, макс}}$, принимаем $h_{\text{з, макс}} = 25$ м;

в связно-сыпучих мелковзорванных и сыпучих породах средней кусковатости $h_{\text{з, макс}} = (1,05 \div 1,15) h_{\text{ч, макс}}$, принимаем $h_{\text{з, макс}} = 11$ м;

в связных и крупнокусковатых породах $h_{\text{з, макс}} \leq h_{\text{ч, макс}}$, принимаем $h_{\text{з, макс}} = 10$ м.

ПРИМЕР 3.3. Определить высоту забоя для экскаватора ЭКГ-4,6 при верхней погрузке горной массы в железнодорожный транспорт, тип вагонов — думпкары ВС-125 (рис. 3.2).

Решение 1. Определяем высоту забоя h экскаватора с верхней погрузкой по формуле

$$h = h_{\text{р, макс}} - (h_{\text{в}} + e),$$

где $h_{\text{р, макс}}$ — максимальная высота разгрузки экскаватора, м (определяется по табл. П.13); $h_{\text{в}}$ — высота транспортного сосуда (вагона) или кузова автосамосвала, м (определяется по табл. П.14 и П.15); e — безопасный зазор между верхней частью транспортного

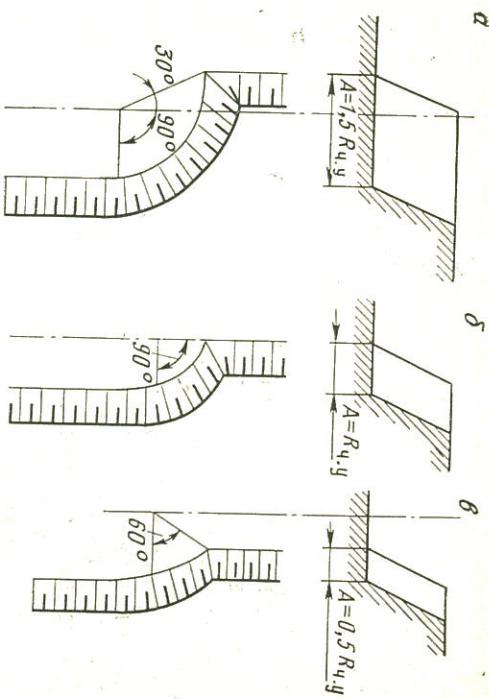


Рис. 3.3. Схемы к определению ширины забоя A механической лопаты:
 α — при железнодорожном транспорте; δ и σ — при автомобильном транспорте и ковшом при разгрузке $A = (0,5 \div 1)$ м.

$$h = 6,3 - (3,3 + 0,5) = 2,5 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 3.4. Определить ширину торцевого забоя A экскаватора — механической лопаты ЭКГ-4,6 при разгрузке породы в железнодорожный и автомобильный транспорт.

Решение. Определяем ширину торцевого забоя для экскаватора ЭКГ-4,6 при разгрузке породы в железнодорожный транспорт по формуле (рис. 3.3):

$$A = (1,5 \div 1,7) R_{ч,y},$$

где $R_{ч,y}$ — радиус черпания на горизонте установки экскаватора, м (находим по табл. П.13).

$$A = 1,5 \cdot 8,7 = 13 \text{ м;}$$

в автомобильный транспорт по формуле

$$A = (0,5 \div 1) R_{ч,y}.$$

$$A = 1 \cdot 8,7 = 8,7 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 3.5. Определить максимальную ширину за-

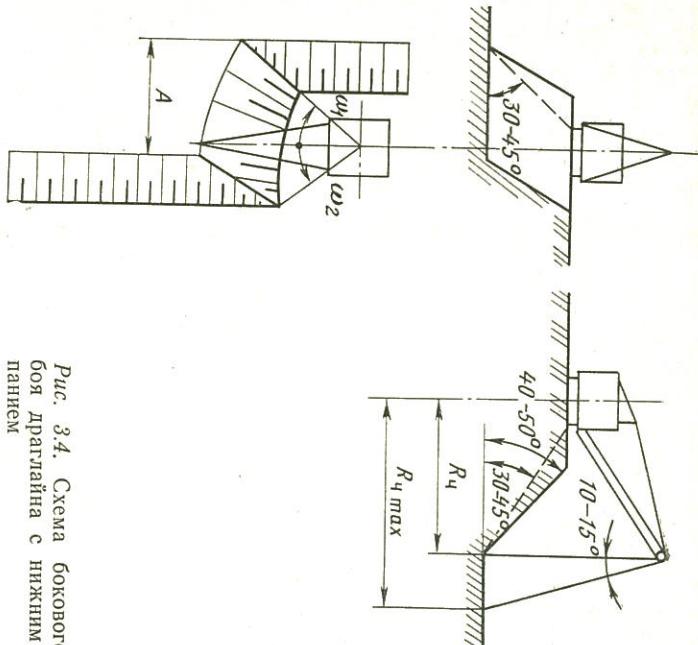


Рис. 3.4. Схема бокового забоя драглайна с нижним черпанием

боя экскаватора ЭКГ-4,6 в скальных взорванных породах.

Решение. Находим максимальную ширину забоя по формуле $A = 2R_{ч,y}$.

$$A = 2 \cdot 8,7 = 17,4 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 3.6. Определить максимальную ширину забоя драглайна ЭШ-5/45, если углы рабочего разворота $\omega_1 = 40^\circ$, $\omega_2 = 30^\circ$ (рис. 3.4).

Решение. 1. Находим радиус черпания по табл. П.16. Для драглайна ЭШ-5/45 $R_{ч,y} = 43$ м.

2. Определяем максимальную ширину забоя A драглайна по формуле

$$A = R_{ч,y}(\sin \omega_1 + \sin \omega_2),$$

$$A = 43(\sin 40^\circ + \sin 30^\circ) = 43(0,6 + 0,5) = 47,3 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 3.7. При работе роторного экскаватора типа ЭР-25 определить максимальную ширину A : торцевого забоя при высоте уступа $h_y = 5$ м и угле откоса $\alpha =$

α



Рис. 3.5. Виды забоев роторных экскаваторов:
а — торцевой; б — фронтальный

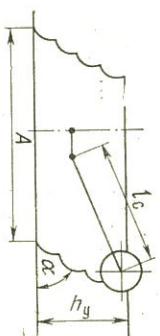


Рис. 3.6. Схема забоя роторного экскаватора:
 l_c — длина стрелы

= 60°, фронтального забоя при угле поворота роторной стрелы $\omega = 50^\circ$ (рис. 3.5 и 3.6).

Решение. При работе экскаватора в торцевом забое $A = 1,5 R_{\text{чmax}} - h_y \operatorname{ctg} \alpha$, где $R_{\text{чmax}}$ — максимальный радиус черпания, м (определяется по табл. П.17).

$$A = 1,5 \cdot 7,7 - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ = 11,6 - 2,9 = 8,7 \text{ м.}$$

При работе экскаватора во фронтальном забое $A = 2R_{\text{чmax}} \sin(\omega/2)$.

$$A = 2 \cdot 7,7 \sin(50^\circ/2) = 2 \cdot 7,7 \cdot 0,4 = 6,2 \text{ м.}$$

Задача 3.1. Определить, на каком расстоянии от забоя надо расположить экскаваторы ЭКГ-4,6, ЭКГ-5, ЭКГ-12,5, чтобы усилие резания было достаточным для преодоления сопротивления породы копания.

Задача 3.2. Определить максимальную высоту забоя по условиям обеспечения безопасности работы для экскаватора ЭКГ-8И при выемке крепких пород после однородного взрываия и для экскаватора ЭКГ-12,5 при выемке сыпучих мелковзорванных пород, сыпучих пород

средней кусковатости и крупнокусковатых пород после многорядного взрываия.

Задача 3.3. Определить высоту забоя для экскаваторов ЭКГ-5 и ЭКГ-8И при верхней погрузке в железнодорожные вагоны-думпкары 5ВС-60 и для экскаваторов ЭВГ-4 и ЭВГ-6 при верхней погрузке в железнодорожные вагоны-думпкары 2ВС-105.

Задача 3.4. Определить ширину торцевого забоя для экскаваторов ЭКГ-5, ЭКГ-8И и ЭКГ-12,5 при погрузке породы в средства железнодорожного и автомобильного транспорта.

Задача 3.5. Определить максимальную ширину забоя в скальных взорванных породах для экскаваторов ЭКГ-5, ЭКГ-8И и ЭКГ-12,5.

Задача 3.6. Определить максимальную ширину забоя для драглайнов ЭШ-10/70, ЭШ-20/65 и ЭШ-80/100, если углы рабочего разворота соответственно равны 20 и 15°, 25°, 35° и 30°.

ПРИМЕР 3.8. Определить годовую производительность экскаватора ЭКГ-4,6. Вместимость ковша 5 м³. Разгрузка породы производится в автомобильный транспорт, способ подачи транспортных средств — поточный.

Уровень организации работ — средний. Продолжительность смены $T_{\text{см}} = 7$ ч. Число рабочих смен $n_{\text{см}} = 2$. Угол поворота экскаватора 90°, разрабатываемые породы — глинистые (средние), район ведения работ — северный.

Решение. 1. Определяем техническую производительность экскаватора по формуле

$$Q_{\text{тех}} = 3600 E_{\text{н}} / (K_{\text{раз}} t_{\text{п}}),$$

где $K_{\text{н}}$ — коэффициент наполнения ковша экскаватора (находим по табл. П.18); $K_{\text{раз}}$ — коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора (находим по табл. П.18); $t_{\text{п}}$ — фактическая продолжительность рабочего цикла, с (находим по табл. П.19).

$$Q_{\text{тех}} = 3600 \cdot 5 \cdot 1,1 / (24 \cdot 1,3) = 635 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

2. Определяем эксплуатационную производительность экскаватора по формуле

$$Q_{\text{q}} = Q_{\text{тех}} K_{\text{пп}},$$

3. Определяем сменную производительность экскаватора по формуле

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{q}} T_{\text{см}},$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность рабочей смены, ч.

$$Q_{\text{см}} = 445 \cdot 7 = 3115 \text{ м}^3.$$

4. Определяем суточную производительность экскаватора по формуле

$$Q_{\text{сут}} = Q_{\text{см}} n_{\text{см}},$$

где $n_{\text{см}}$ — число рабочих смен в сутки.

$$Q_{\text{сут}} = 3115 \cdot 2 = 6230 \text{ м}^3.$$

5. Определяем годовую производительность экскаватора по формуле

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{сут}} N,$$

где N — число рабочих дней в году (находим по табл. П.21 в зависимости от района работы).

$$Q_{\text{год}} = 6230 \cdot 253 = 1576190 \text{ м}^3.$$

ПРИМЕР 3.9. Определить годовую производительность роторного экскаватора типа ЭР-25 при разработке рыхлых пород (песка, гравия). Разгрузка породы производится в железнодорожный транспорт. Климатический район — южный. Число смен $n_{\text{см}} = 2$, продолжительность смены $T_{\text{см}} = 8$ ч.

Решение. 1. Определяем техническую производительность экскаватора по формуле

$$Q_{\text{тех}} = 60 E n_{\text{q}} K_{\text{пп}} / K_{\text{раз}},$$

где E — вместимость ковша экскаватора, м^3 (находим по табл. П.17); n_{q} — число разгрузок в минуту (определяем в зависимости от плотности пород по табл. П.17); $K_{\text{пп}}$ — коэффициент наполнения пород (находим по данным табл. П.22); $K_{\text{раз}}$ — коэффициент разрыхления экскавируемых пород (определяем по данным табл. П.22).

$$Q_{\text{тех}} = 60 \cdot 0,025 \cdot 50 \cdot 1,1 / 1,1 = 75 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

2. Определяем эксплуатационную производительность экскаватора по формуле

$$Q_{\text{q}} = Q_{\text{тех}} K_{\text{пп}},$$

где $K_{\text{пп}}$ — коэффициент использования экскаватора во

Таблица 12

Район работы	Породы	Угол поворота экскаватора, градус	Организация производства				Число смен в сутки
			Вид транспорта	Способ подачи транспорта	Уровень организации работ	Продолжительность смены, ч	
Северный	Глина тяжелая	135	Железнодорожный	Тупиковый	Хороший	7	3
	Глина средняя, влажная	90	Автомобильный	Поточный	Хороший	8	2
	Взорванные скальные	135	Железнодорожный	Тупиковый	Средний	7	3
	Песок, гравий	90	Автомобильный	Поточный	Средний	7	3
Средняя полоса Южный							

Таблица 13

Район работы	Породы	Организация работ		
		Вид транспорта	Продолжительность смены, ч	Число смен в сутки
Южный	Песок, гравий (рыхлые)	Железнодорожный	7	3
Средняя полоса	Глинистые (плотные)	»	7	3
Северный	Суглинки (плотные)	»	8	2

времени (находим в зависимости от вида карьерного транспорта и организации работ); $K_{\text{н}} = 0,5 \div 0,9$.

$$Q_{\text{q}} = 75 \cdot 0,6 = 45 \text{ м}^3.$$

3. Определяем сменную производительность экскаватора по формуле

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{q}} T_{\text{см}}. \\ Q_{\text{см}} = 45 \cdot 8 = 360 \text{ м}^3.$$

4. Определяем суточную производительность экскаватора по формуле

$$Q_{\text{сут}} = Q_{\text{см}} n_{\text{см}}. \\ Q_{\text{сут}} = 360 \cdot 2 = 720 \text{ м}^3.$$

5. Определяем годовую производительность экскаватора по формуле

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{сут}} N,$$

где N — число рабочих дней в году (устанавливаем по табл. П.23).

$$Q_{\text{год}} = 720 \cdot 300 = 216000 \text{ м}^3.$$

Задача 3.7. Определить годовую производительность экскаваторов ЭКГ-8И, ЭКГ-12,5, ЭВГ-4 и ЭВГ-6 в условиях, приведенных в табл. 12.

Задача 3.8. Определить годовую производительность роторных экскаваторов ЭРГ-350/1000, ЭРП-2500 и ЭРГ-1600 $\frac{40}{10} \cdot 31$ при погрузке породы в транспортные средства в условиях, приведенных в табл. 13.

Решение 1. Определяем длину (м) отвального участка по условиям планировки:

$$L_o' = Q_b / V_o,$$

где Q_b — производительность бульдозера, $\text{м}^3/\text{смену}$ (на отвальных работах определяется по табл. П.24); V_o — удельная приемная способность отвального участка, $\text{м}^3/\text{м}$.

$$V_o = V_a K_{\text{кр}} / b_a,$$

где V_a — вместимость кузова автосамосвала, м^3 ; $K_{\text{кр}}$ — коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова (для БелАЗ-540 $K_{\text{кр}} = 1,5$, для КРАЗ-256 $K_{\text{кр}} = 2,5$); b_a — ширина кузова автосамосвала, м (находим по табл. П.15).

$$V_o = 15,3 \cdot 1,5 / 3,5 = 6,6 \text{ м}^3/\text{м}.$$

Тогда

$$L_o' = 395 / 6,6 = 59,8 \text{ м}.$$

2. Определяем длину (м) отвального участка по условиям разгрузки автосамосвалов:

$$L_o'' = n_a b_{\text{п.а.}} t_p / T_p,$$

где n_a — число работающих на отвальном участке автосамосвалов; $b_{\text{п.а.}}$ — ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при разгрузке и маневрировании, м ($b_{\text{п.а.}} = 20 \div 30 \text{ м}$); t_p — продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала на отвале, мин ($t_p = 1 \div 2 \text{ мин}$); T_p — продолжительность рейса автосамосвала, мин.

$$L_o'' = 15 \cdot 30 \cdot 2 / 20 = 45 \text{ м}.$$

Из полученных значений L_o' и L_o'' для дальнейшего расчета принимается большее, т. е. 59,8 м.

3. Определяем длину отвального участка:

$$L_{\text{уп}} = L_o n_b;$$

$$L_{\text{уп}} = 59,8 \cdot 10 = 598 \text{ м}.$$

4. Определяем число отвальных участков:

$$N_o = Q_{\text{см}} / (Q_b n_b).$$

$$\text{ПРИМЕР 3.10. Определить параметры работ по организации бульдозерных отвалов при доставке породы на отвалы автомобильным транспортом. Объем вскрышных пород, размещаемых в отвалы за смену, } Q_{\text{см}} = 11850 \text{ м}^3. \text{ Расстояние транспортирования } 20 \text{ м. Число автосамосвалов БелАЗ-540A } n_a = 15, \text{ число бульдозеров Д-271, работающих на отвальном участке, } n_b = 10. \text{ Продолжительность рейса автосамосвала } T_p = 20 \text{ мин.}$$

3.2. Расчеты параметров работ выемочно-транспортных машин

ПРИМЕР 3.10. Определить параметры работ по организации бульдозерных отвалов при доставке породы на отвалы автомобильным транспортом. Объем вскрышных пород, размещаемых в отвалы за смену, $Q_{\text{см}} = 11850 \text{ м}^3$. Расстояние транспортирования 20 м.

Число автосамосвалов БелАЗ-540А $n_a = 15$, число бульдозеров Д-271, работающих на отвальном участке, $n_b = 10$. Продолжительность рейса автосамосвала $T_p = 20$ мин.

$$N_o = 11850 / (395 \cdot 10) = 3.$$

5. Определяем общую длину фронта отвалыных работ:

$$L_{\text{общ}} = L_{\text{уq}} N_0 K_0,$$

где K_0 — коэффициент, учитывающий резервные участки при попутной отсыпке и планировке ($K_0=1 \div 1,4$).

$$L_{\text{общ}} = 598 \cdot 3 \cdot 1 = 1794 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 3.11. Определить параметры работ по организации трапециевидных скреперных отвалов. Условия работы следующие: мощность пустых пород $m_{\text{п}}=4 \text{ м}$; подъем выезда $i_{\text{п,в}}=0,12$; подъем поверхности в направлении проведения выезда $i_{\text{п,л}}=0,04$.

Решение. 1. Определяем длину выезда $l_{\text{в}}$ при подъеме поверхности по формуле

$$l_{\text{в}} = m_{\text{п}}(i_{\text{п,в}} - i_{\text{п,л}}).$$

2. Определяем объем работ по проходке выезда:

$$W = 0,5b_{\text{т}}l_{\text{в}}m_{\text{п}} + 0,3K_{\text{з,б}}l_{\text{в}}m_{\text{п}}^2,$$

где $b_{\text{т}}=4 \text{ м}$ — ширина основания траншеи, м; $K_{\text{з,б}}=1,1 \div 1,3$ — коэффициент заложения борта траншеи; принимаем $K_{\text{з,б}}=1,2$.

$$W = 0,5 \cdot 4 \cdot 50 \cdot 4 + 0,3 \cdot 1,2 \cdot 50 \cdot 4^2 = 688 \text{ м}^3.$$

ПРИМЕР 3.12. Определить фронт работ погрузчика Д-538 (ТО-4). Сменная производительность его по целику $Q_{\text{см}}=210 \text{ м}^3$. Высота уступа $h_{\text{у}}=10 \text{ м}$. Число дней отработки взорванного блока $n_{\text{дн}}=15$. Число смен работы погрузчика в сутки $n_{\text{см}}=3$. Решение. Определяем фронт работ погрузчика по формуле

$$L_{\Phi} = n_{\text{см}} Q_{\text{см}} n_{\text{дн}} / (h_{\text{у}} A),$$

где $A=4,5 \div 5 \text{ м}$ — ширина заходки.

$$L_{\Phi} = 3 \cdot 210 \cdot 15 / (10 \cdot 5) = 189 \text{ м.}$$

Задача 3.9. Определить параметры работ по организации бульдозерных отвалов при доставке породы на отвалы автомобильным транспортом для различных вариантов работ (табл. 14).

Задача 3.10. Определить параметры работ по орга-

Таблица 14

Условия работы и применяемое оборудование	Вариант работы		
	A	B	V
Объем вскрыши за смену, м ³	10 000 КрАЗ-256Б 10 15	14 000 БелАЗ-540 15 20	18 000 БелАЗ-548А 20 25
Число автосамосвалов			
Продолжительность рейса автосамосвала, мин			
Бульдозеры	Д-271 12 10	Д-275 15 25	Д-385 20 30
Число бульдозеров			
Расстояние транспортирования пород бульдозером, м			

низации трапециевидных скреперных отвалов для вариантов работ, приведенных в табл. 15.

Таблица 15

Условия работы	Вариант работы		
	A	B	V
Мощность пустых пород, м			
Подъем выезда			
Полъем поверхности в направлении	5 0,12 0,04	6 0,1 0,05	7 0,15 0,06
проводения выезда			

Задача 3.11. Определить фронт работ погрузчика Д-584 (ТО-8). Сменная производительность $Q_{\text{см}}=1000 \text{ м}^3$. Высота уступа $h_{\text{у}}=15 \text{ м}$. Число дней отработки взорванного блока $n_{\text{дн}}=12$. Число смен работы погрузчика $n_{\text{см}}=3$.

Задача 3.12. Определить фронт работ погрузчика Д-54 (ТО-5). Сменная производительность $Q_{\text{см}}=900 \text{ м}^3$. Высота уступа $h_{\text{у}}=12 \text{ м}$. Число дней отработки взорванного блока $n_{\text{дн}}=14$. Число смен работы погрузчика $n_{\text{см}}=2$.

ПРИМЕР 3.13. Определить суточную производительность бульдозера Д-532 при выемке пустых пород сплошными заездами (рис. 3.7). Категория пород, по крепости I и II, мощность — 3,5 м. Число рабочих смен в сутки $n_{\text{см}}=3$, продолжительность смены $T_{\text{см}}=8 \text{ ч}$. Общее расстояние перемещения бульдозера по горизон-

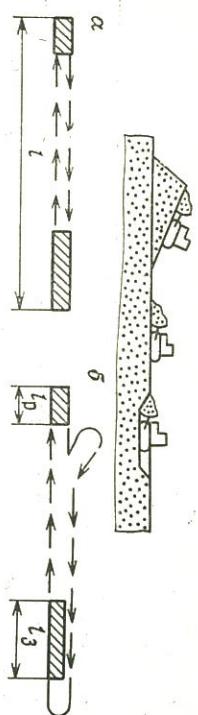


Рис. 3.7. Схема работы бульдозера при челноковом движении (a) и при движении с разворотом (b):
 l — длина пути движения бульдозера; l_p — длина пути разгрузки бульдозера; l_3 — длина пути наполнения отвала бульдозера

тали $l_{\text{тр}}$ и $l_{\text{сл}}$ в заезде и коэффициент наполнения отвала бульдозера $K_{\text{н}}$ при перемещении по борозде:

при сбрасывании с гребня $l_{\text{тр}}=58,8 \text{ м}$, $K_{\text{н}}=0,76$,

при слоевой укладке $l_{\text{сл}}=60,3 \text{ м}$, $K_{\text{н}}=0,84$.

Решение. 1. Определяем продолжительность заезда (мин) по формуле

$$T_s = l_{\text{р}}/v_{\text{р}} + l_{\text{п}}/v_{\text{п}} + t_1 + t_2,$$

где $l_{\text{р}}$ и $l_{\text{п}}$ — длина соответственно грузового и порожнего пути, м; $v_{\text{р}}$ и $v_{\text{п}}$ — скорости движения соответственно грузовой и порожней машины, м/мин ($v_{\text{р}}=35 \text{ м/мин}$, $v_{\text{п}}=90 \text{ м/мин}$); t_1 — время заполнения отвала бульдозера породой, мин ($t_1=2 \text{ мин}$); t_2 — время остановок бульдозера для переключения на порожний ход, мин ($t_2=0,15 \text{ мин}$).

При сбрасывании с гребня $T_s=58,8/35+58,8/90+2+0,15=4,48 \text{ мин}$.

При слоевой укладке $T_s=60,3/35+60,3/90+2+0,15=4,54 \text{ мин}$.

2. Определяем число заездов бульдозера в смену по формуле

$$N_s = 60T_{\text{см}}K_{\text{н}}/T_s,$$

где $K_{\text{н}}=0,67 \div 0,85$ — коэффициент использования рабочего времени, изменяется в зависимости от технологии работ, организации обслуживания и ремонта машин.

Принимаем $K_{\text{н}}=0,7$.

При сбрасывании с гребня $N_s=60 \cdot 8 \cdot 0,7/4,48=75$ заездов.

При слоевой укладке $N_s=60 \cdot 8 \cdot 0,7/4,54=74$ заезда.

3. Определяем объем породы, доставляемый бульдозером к месту разгрузки, по формуле

$$q = E_b K_{\text{н}}/K_{\text{рас}},$$

где E_b — объем вала породы впереди отвала бульдозера, м^3 (определяется по табл. П.25); $K_{\text{н}}$ — коэффициент наполнения отвала бульдозера у места доставки (при сбрасывании с гребня $K_{\text{н}}=0,76$; при слоевой укладке $K_{\text{н}}=0,84$); $K_{\text{рас}}$ — коэффициент разрыхления пород (определяется по табл. П.26).

При сбрасывании с гребня $q=2,3 \cdot 0,76/1,2=1,5 \text{ м}^3$.

4. Определяем суточную производительность бульдозера по формуле

$$Q_{\text{сут}} = q N_s n_{\text{см}},$$

где $n_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч.

При сбрасывании с гребня $Q_{\text{сут}}=1,5 \cdot 75 \cdot 3=338 \text{ м}^3$.

ПРИМЕР 3.14. Определить суточную производительность скрепера $\mathcal{D}=498$ при выемке пустых пород III категории по крепости отдельными заездами (рис. 3.8).

Мощность пустых пород $m=4 \text{ м}$. Средняя протяженность пути перемещения скрепера в пределах разреза по простирианию россыпи $l_{\text{с.в}}=107 \text{ м}$; средняя протяженность вкrest простириания россыпи $l_{\text{с.п}}=74 \text{ м}$. Среднее расстояние перемещения скрепера попереk отвала $l_{\text{с.о}}=41 \text{ м}$.

Решение. 1. Определяем расстояние между основаниями откоса борга разреза и отвала:

$$p = l_{\text{в}} + e_{\text{п}},$$

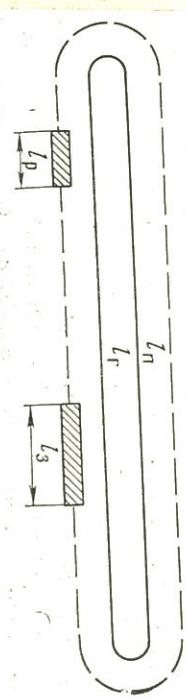
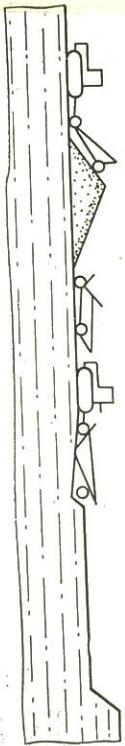


Рис. 3.8. Схема работы скрепера:
 l_p — длина порожнего хода скрепера; l_r — длина грузового хода скрепера; l_3 — длина пути заполнения ковша скрепера

где l_b — длина выезда (горизонтальная проекция), зависящая от мощности пустых пород, м (при $m=4$ м $l_b=50$ м, при $m=5$ м $l_b=60$ м, при $m=6$ м $l_b=75$ м); $e_{\pi}=0 \div 20$ м — ширина запасной площадки, в данном случае принимаем $e_{\pi}=3$ м.

$$p = 50 + 3 = 53 \text{ м.}$$

2. Определяем длину среднего одинарного кольцевого заезда:

$$L_c = 2(l_{c,\pi} + l_{c,a} + K_{a,k}p + K_{s,k}l_{c,o}),$$

где $K_{a,k}$ — коэффициент заезда; при одинарно-кольцевой системе $K_{a,k}=1$; при сдвоенно-кольцевой $K_{a,k}=2$.

Для одинарного заезда принимаем $K_{a,k}=1$.

$$L_c = 2(74 + 107 + 1 \cdot 53 + 1 \cdot 41) = 550 \text{ м.}$$

3. Определяем длину грузового хода скрепера:

$$l_r = K_{r,x}L_c - l_h,$$

где $K_{r,x}=0,4 \div 0,5$ — коэффициент грузового хода; l_h — длина пути наполнения ковша скрепера, которая для скреперов $\Delta=498$, $\Delta=523$, $\Delta=213A$, $\Delta=357M$ равна 27—30 м, для скреперов $\Delta=511$, $\Delta=188A$, $\Delta=189$, $\Delta=392$ равна 34—40 м, для скрепера $\Delta=666$ равна 80—90 м. Для скрепера $\Delta=498$ принимаем $l_h=30$ м, коэффициент грузового хода $K_{r,x}=0,5$, тогда

$$l_r = 0,5 \cdot 550 - 30 = 245 \text{ м.}$$

4. Определяем длину порожнего хода скрепера:

$$l_n = L_c - l_r - l_h - l_p,$$

где $l_p=15$ м — длина пути разгрузки ковша, м; принимается равной половине длины пути наполнения ковша. Для рассматриваемого примера $l_p=15$ м.

$$l_n = 550 - 245 - 30 - 15 = 260 \text{ м.}$$

5. Определяем продолжительность заезда:

$$T_a = l_r/v_r + l_n/v_n + t_1 + t_2,$$

где $v_r=48,7$ м/мин и $v_n=100$ м/мин — скорости движения соответственно грузовой и порожней машины (в условиях дорог средней проходимости); $t_1=1 \div 3$ мин — время заполнения ковша скрепера ($t_2=0,3 \div 0,9$ мин — время разгрузки ковша скрепера (большие значения для наших

условий принимаем $t_1=1$ мин, $t_2=0,3$ мин). Тогда

$$T_a = 245/48,7 + 260/100 + 1 + 0,3 = 9 \text{ мин.}$$

6. Определяем число заездов в смену:

$$N_a = 60T_{\text{см}}K_{\pi}/T_a,$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч; $K_{\pi}=0,7 \div 0,85$ — коэффициент использования рабочего времени; изменяется в зависимости от технологии работ, организации обслуживания и ремонта машин. Принимаем $K_{\pi}=0,75$.

Тогда

$$N_a = 60 \cdot 8 \cdot 0,75/9 = 40 \text{ заездов.}$$

7. Определяем объем породы в целике, доставляемой ковшом скрепера к месту разгрузки:

$$q = EK_{\pi}/K_{\text{раз}},$$

где E — вместимость ковша скрепера, м^3 ($E=7$ м^3); K_{π} — коэффициент наполнения ковша скрепера у места доставки [зависит от категории пород по крепости: для III категории он составляет 0,76—0,96, для IV категории 0,87—1,09, для V категории 1—1,04, для VI—VIII категорий (предварительно разрыхленных пород) 0,63—0,71]; $K_{\text{раз}}$ — коэффициент разрыхления породы в ковше (находим по табл. П.26).

$$q = 7 \cdot 0,85/1,25 = 4,7 \text{ м}^3.$$

8. Определяем суточную производительность скрепера:

$$Q_{\text{сут}} = qN_a t_{\text{см}},$$

где $n_{\text{см}}$ — число смен; $n_{\text{см}}=3$.

$$Q_{\text{сут}} = 4,7 \cdot 40 \cdot 3 = 564 \text{ м}^3.$$

ПРИМЕР 3.15. Определить сменную производительность одноковшового погрузчика на гусеничном ходу модели $\Delta=574$ (ГО-7). Вместимость ковша $E=1$ м^3 . Расстояние перемещения погрузчика $L=15$ м. Продолжительность смены $T_{\text{см}}=8$ ч. Разрабатываемая порода — песок.

Решение. 1. Определяем продолжительность полного рабочего цикла:

$$t_{\text{п}} = l_r/v_r + l_n/v_n + t_1 + t_2,$$

где l_t и l_{π} — длина соответственно грузового и порожнего пути, м (для наших условий $l_t = l_{\pi} = 15$ м); v_t и v_{π} — скорости движения соответственно грузовой и порожней машины, м/мин (для погрузчиков на пневмоколесном ходу $v_t = 200 \div 400$ м/мин, $v_{\pi} = 250 \div 500$ м/мин; для погрузчиков на гусеничном ходу $v_t = 150 \div 180$ м/мин, $v_{\pi} = 180 \div 200$ м/мин); t_1 и t_2 — время соответственно заполнения и разгрузки ковша погрузчика, мин (для погрузчиков на пневмоколесном ходу $t_1 = 0,15 \div 0,2$ мин, $t_2 = 0,05 \div 0,06$ мин; для погрузчиков на гусеничном ходу $t_1 = 0,3 \div 0,4$ мин, $t_2 = 0,2 \div 0,3$ мин).

$$t_{\pi} = 15/150 + 15/180 + 0,3 + 0,2 = 0,6 \text{ мин.}$$

2. Определяем часовую производительность погрузчика:

$$Q_{\pi} = 60 E K_{\pi} (t_{\pi} K_{\text{раз}}),$$

где E — вместимость ковша, м³; K_{π} — коэффициент наполнения ковша (для песка $K_{\pi} = 0,9 \div 1,2$; для щебня и гравия $K_{\pi} = 1 \div 1,2$; для взорванной скальной породы $K_{\pi} = 0,7 \div 1$); $K_{\text{раз}}$ — коэффициент разрыхления породы в ковше (находим по табл. П.18). Принимаем $K_{\pi} = 1$, $K_{\text{раз}} = 1,2$. Тогда

$$Q_{\pi} = 60 \cdot 1 \cdot 1 / (0,6 \cdot 1,2) = 83 \text{ м}^3.$$

3. Определяем сменную производительность погрузчика:

$$Q_{\text{см}} = Q_{\pi} T_{\text{см}} K_{\pi},$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч; $K_{\pi} = 0,75 \div 0,85$ — коэффициент использования рабочего времени в смену. Принимаем $K_{\pi} = 0,8$. Тогда

$$Q_{\text{см}} = 83 \cdot 8 \cdot 0,8 = 531 \text{ м}^3.$$

Задача 3.13. Определить суточную производительность бульдозеров при трехсменной работе и продолжительности смены 8 ч, в условиях, приведенных в табл. 16.

Задача 3.14. Определить суточную производительность скрепера при выемке пустых пород отдельными заздами при трехсменной работе и продолжительности смены 8 ч в условиях, приведенных в табл. 17.

Задача 3.15. Определить сменную производительность одноковшового погрузчика при продолжительности смены 8 ч в условиях, приведенных в табл. 18.

Таблица 16

Бульдозер	Категория пород по крепости	Мощность пустых пород m , м	Общее расстояние перемещения бульдозера, м		Коэффициент затопления отвала бульдозера
			при сбрасывании породы с гребня	при сбрасывании породы с гребня	
Д-499	III	3	60	62	0,7
Д-575	III	4	65	68	0,7
Д-9Ж	IV	3,5	70	75	0,8
					0,9

Таблица 17

Скрепер	Вместимость ковша E , м	Категория пород по крепости	Средняя протяженность пути перемещения скрепера, м		Расстояние перемещения погрузчика L , м
			Мощность пустых пород m , м	по простирианию $l_{\text{с.в}}$	
Д-213А	10	III	5	120	41
Д-511	15	I	6	130	50
Д-666	30,6	I	7	150	55

Таблица 18

Погрузчик	Вместимость ковша E , м ³	Породы	Расстояние перемещения погрузчика L , м	
			Песок	Щебень и гравий
Д-653 (ТО-10) на гусеничном ходу	2			10
Д-538 (ТО-4) на пневмоколесном ходу	2			15
Д-584 (ТО-8) на пневмоколесном ходу	5			20
Д-543 (ТО-5) на гусеничном ходу	3	Щебень и гравий	Песок	15

4. ПЕРЕМЕЩЕНИЕ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ

4.1. Железнодорожный транспорт

ПРИМЕР 4.1. Определить ширину транспортной бермы для одно- и двухколейного электрифицированного железнодорожного пути, расположенного в рыхлых и скальных породах (рис. 4.1).

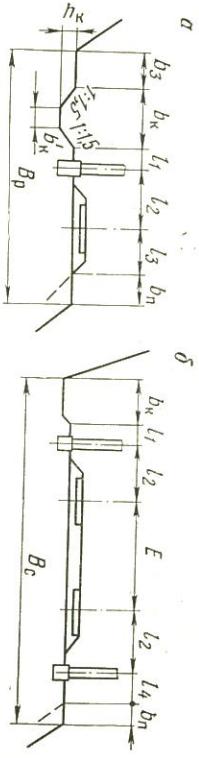


Рис. 4.1. Схемы к определению ширины транспортных берм при железнодорожном транспорте:
а — в рыхлых породах; б — в скальных

Решение. Ширину транспортной бермы при одноколейном пути находим по формуле

$$B = b_a + b_k + l_1 + l_2 + b_n + l_3,$$

где b_a — ширина закюветной полки (в скальных породах принимается равной нулю, в рыхлых породах при глубине выемки до 6 м — 1 м, при большей глубине — 2 м); b_k — ширина кювета поверху (в слабо выетриватящихся скальных породах при глубине кювета не менее 0,2 м принимается не менее 1,5 м, в рыхлых и легко выветривающихся скальных породах $b_k = b'_k + 2 \cdot 1,5 h_k = 0,4 + 2 \cdot 1,5 \cdot 0,6 = 2,2$ м, где $b'_k = 0,4$ м — ширина кювета по дну, $h_k = 0,6$ м — глубина кювета); l_1 — расстояние от бровки кювета до опоры контактной сети ($l_1 = 1$ м при скальных породах, $l_1 = 1,1$ м при рыхлых породах); $l_2 = 3,5$ м — расстояние от оси пути до опоры контактной сети; $l_3 = 2,75$ м — расстояние от оси пути до бровки земляного полотна; b_n — ширина бермы безопасности (при высоте уступа 10 м в рыхлых породах $b_n = 1,5$ м, в скальных — $b_n = 1$ м, при высоте уступа 20 м — соответствен но 2 м и 1,5 м).

Ширина транспортной бермы при одноколейном пути в скальных породах

$$B_c = 1,5 + 1 + 3,5 + 2,75 + 1,5 = 10,25 \text{ м.}$$

То же, в рыхлых породах

$$B_p = 2 + 2,2 + 1,1 + 3,5 + 2,75 + 2 = 13,55 \text{ м.}$$

Ширина транспортной бермы при двухколейном пути рассчитывается по формуле

$$B = b_a + b_k + l_1 + 2l_2 + E + l_4 + b_n,$$

где $E = 5 \div 5,3$ — расстояние между осями смежных путей; l_4 — расстояние от опоры контактной сети до бровки земляного полотна ($l_4 = 1,4$ м в скальных породах и $l_4 = 1,6$ м в рыхлых породах).

Ширина транспортной бермы при двухколейном пути в скальных породах

$$B_c = 1,5 + 1 + 2 \cdot 3,5 + 5 + 1,4 + 1,5 = 17,4 \text{ м.}$$

То же, в рыхлых породах

$$B_p = 2 + 2,2 + 1,1 + 2 \cdot 3,2 + 5 + 1,6 + 2 = 20,3 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 4.2. Определить полезную массу поезда G_h , коэффициент тары поезда k_t и длину состава l_{Π} при использовании тяговых агрегатов ОПЭ-1 с думпкарами 2ВС-105 и ВС-180.

Руководящий уклон пути $i_p = 40\%$; плотность перевозимой породы $\gamma = 1,8 \text{ т/м}^3$; коэффициент разрыхления породы в думпкаре $K_p = 1,2$.

Решение 1. Определяем расчетную силу тяги агрегата:

$$F = 10P\Phi_k\psi,$$

где P — масса тягового агрегата, т; Φ_k — коэффициент сплении (при установленном движении и постоянном токе принимается равным 0,22—0,23; то же, при переменном токе 0,25—0,26; при трогании с места и постоянном токе 0,3; то же, при переменном токе 0,35); ψ — коэффициент использования сцепного веса локомотивной группы (принимается при использовании тяговых агрегатов равным 0,95).

$$F = 10 \cdot 360 \cdot 0,25 \cdot 0,95 = 855 \text{ кН.}$$

2. Находим массу прицепной части поезда:

по условию равномерного движения на руководящем уклоне

$$G = (100F - P(w_0 + i_p))/(w_0 + i_p),$$

где w_0 — основное удельное сопротивление движению поезда, Н/кН (принимаем по табл. П.27)

$$G = (100 \cdot 855 - 360(4,5 + 40))/(4,5 + 40) = 1561 \text{ т};$$

по условию трогания с места на руководящем уклоне

$$G = 100F_{\text{тр}}/(110a + w_0 + w_{\text{тр}} + i_p) - P,$$

где $F_{\text{тр}} = 10P_{\text{Фк}}\psi = 10 \cdot 360 \cdot 0,35 \cdot 0,95 = 1197 \text{ кН}$ — сила тяги при трогании с места; a — ускорение при трогании с места (в обычных условиях принимается не менее $0,03 \text{ м/с}^2$, если предусматриваются регулярные остановки на руководящем уклоне, то $a = 0,05 \text{ м/с}^2$); $w_{\text{тр}}$ — дополнительное сопротивление при трогании с места, Н/кН (принимается приближенно для вагонов с подшипниками скольжения равным 2,6, с подшипниками качения — 0,65).

$$G = 100 \cdot 1197/(110 \cdot 0,03 + 4,5 + 2,6 + 40) - 360 = 2015 \text{ т}.$$

Возможная масса прицепной части поезда ограничивается условиями равномерного движения на руководящем уклоне и принимается равной 1561 т.

3. Находим массу породы в вагоне по формуле

$$q_{\text{п}} = V_{\text{в}} K_{\text{п}} \gamma / K_{\text{р}},$$

где $V_{\text{в}}$ — вместимость кузова, м³; $K_{\text{п}}$ — коэффициент наполнения кузова, принимаемый равным 1,15 для скальных пород и 1,2 — для рыхлых.

При использовании думпкаров 2ВС-105 $q_{\text{п}} = 48,5 \times 1,2 \cdot 1,8 / 1,2 = 87,3 \text{ т}$; при использовании думпкаров 2С-180 $q_{\text{п}} = 59,8 \cdot 1,2 \cdot 1,8 / 1,2 = 107,6 \text{ т}$.

4. Находим массу груженого вагона

$$q_{\text{бр}} = q_{\text{п}} + q_{\text{т}},$$

где $q_{\text{т}}$ — масса порожнего вагона (тара), т.

При использовании думпкаров 2ВС-105 $q_{\text{бр}} = 87,3 + 48 = 135,3 \text{ т}$; при использовании думпкаров 2С-180 $q_{\text{бр}} = 107,6 + 68 = 175,6 \text{ т}$.

Определяем число вагонов в составе.

При использовании думпкаров 2ВС-105 $n_{\text{в}} = 1560 / 135,4 = 11,52$, принимается 11 вагонов с округлением в

меньшую сторону; при использовании думпкаров ВС-180 $n_{\text{в}} = 1560 / 175,6 = 8,9$, принимается 8 вагонов.

6. Находим полезную массу поезда (нетто):

$$G_{\text{п}} = q_{\text{п}} n_{\text{в}} + G_{\text{м.д.}}$$

где $G_{\text{м.д.}} = n_{\text{м.д.}} q_{\text{м.д.}} = 2 \cdot 40 = 80 \text{ т}$ — масса породы, перевозимой моторными думпкарами ($n_{\text{м.д.}}$ — число моторных думпкаров, $q_{\text{м.д.}}$ — масса груза, перевозимого моторным думпкаром).

При использовании думпкаров 2ВС-105 $G_{\text{п}} = 87,3 \cdot 11 + 80 = 1040 \text{ т}$; при использовании думпкаров ВС-180 $G_{\text{п}} = 107,6 \cdot 8 + 80 = 940 \text{ т}$.

7. Находим массу пустого поезда:

$$G_{\text{т}} = n_{\text{бр}} q_{\text{т}} + n_{\text{м.д.}} q_{\text{м.д.}} + q_{\text{в.у}},$$

где $q_{\text{т.м.д.}}$, $q_{\text{в.у}}$ — масса соответственно моторного думпкара и электровоза управления, т.

$G_{\text{т}} = 11 \cdot 48 + 2 \cdot 79 + 120 = 806 \text{ (при думпикарах 2ВС-105)};$
 $G_{\text{т}} = 8 \cdot 68 + 2 \cdot 79 + 120 = 822 \text{ т (при думпикарах ВС-180).}$

8. Находим коэффициент тары поезда:

$$k_{\text{т}} = G_{\text{т}} / G_{\text{п}},$$

$k_{\text{т}} = 806 / 1040 = 0,775$ (при думпикарах 2ВС-105);
 $k_{\text{т}} = 822 / 940 = 0,874$ (при думпикарах ВС-180).

9. Определяем длину поезда:

$$l_{\text{п}} = l_{\text{т.а}} + n_{\text{в}} b,$$

где $l_{\text{т.а}}$ и b — длина соответственно тягового агрегата и думпкара по осям автосцепок, м (табл. П.28 и 14).

$l_{\text{п}} = 57,1 + 11 \cdot 15,02 = 222,3 \text{ м}$ (при думпикарах 2ВС-105);
 $l_{\text{п}} = 57,1 + 8 \cdot 17,58 = 197,7 \text{ м}$ (при думпикарах ВС-180).

Задача 4.1. Определить полезную массу поезда, коэффициент тары и длину состава в условиях, приведенных ниже.

Модель локомотива	EL-1	EL-1	26Е	Д-100	ТЭМ-2
Модель думпкара	2ВС-105	2С-145	BC-180	BC-85	BC-85
Руководящий уклон пути . . .	0,04	0,03	0,035	0,025	0,02
Плотность перевозимой породы, т/м ³	3,4	1,2	2,5	2,2	3
Коэффициент разрыхления породы в вагоне	1,45	1,25	1,4	1,35	1,4

ПРИМЕР 4.3. Определить полезную массу поезда $G_{\text{п}}$, производительность локомотивосостава $Q_{\text{п}}$ и потреб-

ность в электровозах $N_{\text{л}}$ и вагонах $N_{\text{в}}$ при использовании локомотивов ЕЛ-1 и думпкаров 2ВС-105.

Руководящий уклон пути $i_p = 38\%$, плотность разрабатываемых пород $\gamma = 3 \text{ т}/\text{м}^3$; коэффициент разрыхления породы в вагоне $K_p = 1,4$; производительность экскаватора на погрузке $Q_o = 390 \text{ м}^3/\text{ч}$; планируемые объемы работ по горизонтам и расстояния транспортирования (измеренные по плану горных работ и отвалов) приведены в табл. 19.

Таблица 19

Отметка горизонта разработки, м	Объем работ W_i , тыс. м ³ в год	Расстояния транспортирования, км,			
		передвижным		стационарным	
		в карьере	на отвале	горизонтальные	на уклоне
150	1000	1	0,85	5,5	3
165	1200	1	0,85	5,7	2,5
180	1500	1,1	1	4,5	2
195	2000	1,2	1	4,7	1,5
Итого	5700				

Решение. 1. Определяем объем породы в думпкаре, исходя из полного использования его грузоподъемности:

$$V_{\text{n}} = \Phi / \gamma,$$

где Φ — грузоподъемность думпкара, т; $V_{\text{n}} = 105/3 = 35 \text{ м}^3$.

Находим объем породы, исходя из полного использования вместимости кузова вагона:

$$V_{\text{n}} = K_{\text{n}} V_{\text{в}} / K_{\text{p}},$$

где K_{n} — коэффициент наполнения кузова, равный 1,2 при рыхлых породах и 1,15 при скальных.

$$V_{\text{n}} = 1,15 \cdot 48,5 / 1,4 = 39,8 \text{ м}^3.$$

Принимаем меньшее значение $V_{\text{n}} = 35 \text{ м}^3$. При этом масса груженого думпкара составит $q_{\text{бр}} = \Phi + q_{\text{т}} = 105 + 48 = 153 \text{ т}$ ($q_{\text{т}}$ — масса пустого думпкара, т).

2. Находим допустимую массу прицепной части поезда по условию равномерного движения на руководящем уклоне:

$$G = (1000 \varphi_{\text{к}} P - P(w_0 + i_p)) / (w_0 + i_p),$$

где $\varphi_{\text{к}}$ — коэффициент сцепления колес с рельсами; P — масса электровоза, т (табл. П.29); w_0 — основное сопротивление движению поезда, Н/кН.

$$G = (1000 \cdot 0,22 \cdot 150 - 150(4,5 + 38)) / (4,5 + 38) = 626 \text{ т}.$$

Возможное число думпкаров в составе: $n_{\text{в}} = G / q_{\text{бр}} = 626 / 153 = 4,09$. С округлением в меньшую сторону принимаем 4 думпкара.

Полезная масса поезда $G_{\text{н}} = n_{\text{в}} \Phi = 4 \cdot 105 = 420 \text{ т}$; периодически с ревозимый поездом объем породы $V_{\text{н}} = V_{\text{п}} t_{\text{н}} = 35 \cdot 4 = 140 \text{ м}^3$.

3. Находим средневзвешенное расстояние транспортирования по передвижным и стационарным путям:

$$L_{\text{ср}} = \Sigma W_i L_i / \Sigma W_i,$$

где W_i — годовые объемы работ по горизонтам карьера, тыс. м³; L_i — средние расстояния перевозки горной массы с разных горизонтов.

Средневзвешенное расстояние транспортирования:

$$L_{\text{п.к}} = (1000 \cdot 1 + 1200 \cdot 1 + 1500 \cdot 1,1 + 2000 \cdot 1,2) / 5700 =$$

$$= 1,096 \text{ км};$$

по передвижным путям на отвале

$$L_{\text{п.о}} = (1000 \cdot 0,85 + 1200 \cdot 0,85 + 1500 \cdot 1 + 2000 \cdot 1) / 5700 = \\ = 0,942 \text{ км};$$

по стационарным горизонтальным путям

$$L_{\text{с}} = (1000 \cdot 5,5 + 1200 \cdot 5,7 + 1500 \cdot 4,5 + 2000 \cdot 4,7) / 5700 = \\ = 4,998 \text{ км};$$

по стационарным путям на уклоне

$$L_{\text{а.у}} = (1000 \cdot 3 + 1200 \cdot 2,5 + 1500 \cdot 2 + 2000 \cdot 1,5) / 5700 = \\ = 2,105 \text{ км}.$$

Общее средневзвешенное расстояние

$$L_{\text{ср}} = 1,096 + 0,942 + 4,998 + 2,105 = 9,141 \text{ км}.$$

4. Определяем время рейса:

$$T_p = t_{\pi} + t_p + t_s + t_x,$$

где t_{π} , t_p , t_s , t_x — время, затрачиваемое соответственно на погрузку поезда, его разгрузку, задержки во время рейса и движение.

$$t_{\pi} = 60V_{\pi}/Q_{\pi} = 60 \cdot 140/390 = 21,5 \text{ мин};$$

$$t_p = n_b t_b = 4 \cdot 2,5 = 10 \text{ мин},$$

где t_b — время на разгрузку одного думпкара, принимается равным 2 мин при грузоподъемности думпкара до 85 т и 2,5 мин при большей грузоподъемности.

t_s принимается равным 20 мин в соответствии с табл. П.30.

$$t_x = 60(2L_{\pi,x}/v_{\pi,x} + 2L_{\pi,o}/v_{\pi,o} + 2L_d/v_a + L_{a,y}/v_y + L_{a,y}/v_t) = \\ = 60(2 \cdot 1,096/15 + 0,942 \cdot 2/20 + 2 \cdot 4,998/30 + 2,105/25 + \\ + 2,105/30) = 43,67 \text{ мин},$$

где $v_{\pi,x}$ — скорость движения по передвижным путям в карьере, принимается равной 15 км/ч; $v_{\pi,o}$ — скорость на передвижных путях отвалов, принимается равной 15 км/ч на плужных и 20 км/ч на экскаваторных отвалах; v_c — скорость на стационарных путях, принимается равной 25 км/ч для тепловозов и 30 км/ч для электровозов и тяговых агрегатов; v_t — скорость на стационарных путях на спуске в карьер, принимаемая по тяговым расчетам, но не более 30 км/ч; v_y — скорость на стационарных путях на руководящем подъеме, принимается по тяговым расчетам или ориентировочно по формуле

$$v_y = 400N_{\pi y}/(w_0 + i_p) = 400 \cdot 2,75/(4,5 + 38) = 25,9 \text{ км/ч},$$

где $N_{\pi y} = N/G_{\pi y} = 2100/762 = 2,755$ — удельная мощность локомотива на 1 т полной массы поезда, кВт; N — часовая мощность локомотива, кВт; $G = n_b q_{\pi y} + P = 4 \cdot 153 + 150 = 762$ т — масса поезда.

$$T_p = 21,5 + 43,67 + 10 + 20 = 95,17 \text{ мин.}$$

5. Определяем производительность локомотивосостава:

$$Q_{\pi} = 60T_{\pi}K_{\pi}V_{\pi}/T_p = 60 \cdot 8 \cdot 0,9 \cdot 140/95,17 = 635,5 \text{ м}^3/\text{смену},$$

где T_{π} — продолжительность смены, ч; $K_{\pi} = 0,9$ — коэффициент использования подвижного состава в течение смены.

6. Необходимое число рабочих составов

$$N_{\text{раб}} = W_p/Q_{\pi} = 6966/635,5 = 10,96,$$

где $W_p = W_{\text{см}}f = 6333 \cdot 1,1 = 6966 \text{ м}^3/\text{смену}$ — расчетный сменный грузооборот; f — коэффициент неравномерности выдачи горной массы из карьера, принимаемый равным 1,1; $W_{\text{см}}$ — производительность карьера, при трехсменной работе и 300 рабочих днях в году $W_{\text{см}} = 5700000/3 \times 300 = 6333 \text{ м}^3/\text{смену}.$

Число рабочих электровозов $N_{\text{л.р}} = 11$, число рабочих думпкаров $N_{\text{в.р}} = 11,4 = 44$.

Инвентарный парк электровозов

$$N_{\pi} = N_{\text{л.р}}(k_{\text{рем}} + k_{\text{зап}} + k_x + 1) = 11(0,14 + 0,07 + 0,07 + 1) = 14,$$

где $k_{\text{рем}}$, $k_{\text{зап}}$, k_x — доля подвижного состава от рабочего парка, находящегося в ремонте (табл. П.31), резерве (принимается в размере 10 % для вагонов и 7 % для локомотивов) и используемая для внутрирудничных хозяйственных перевозок (7 % локомотивов).

Инвентарный парк думпкаров

$$N_{\text{в.р}} = N_{\text{в.р}}(1 + k_{\text{рем}} + k_{\text{зап}}) = 44(1 + 0,1 + 0,08) = 52.$$

Задача 4.2. Определить производительность локомотивосостава и потребность в электровозах и думпикарах в следующих условиях.

Производительность карьера, т/смену 3000 10 000 20 000 5000 1500
Расстояние транспортирования, км,

по путям:

передвижным	2	2,5	2,3	3	3
стационарным	3	4	6	5	7
Производительность экскаватора на погрузке, т/ч	500	1200	1500	1000	2000
Число думпкаров в составе	5	10	6	8	7
Масса породы в думпикаре, т	56	100	170	85	140

ПРИМЕР 4.4. Определить пропускную способность однопутного перегона N_1 .

Перегон имеет длину $L = 2$ км и оборудован полуавтоматической блокировкой при ручном управлении стрелками; расчетная скорость движения поезда по регону в грузовом направлении $v_r = 35$ км/ч, в порожняковом $v_n = 30$ км/ч.

решение.

$$N_1 = 60T_{\pi}K_{\pi}/(T_{\text{им}}K_{\pi}),$$

где T_c — продолжительность смены, ч; K_n — коэффициент использования смены, принимается равным $0,85 \div 0,95$; K_3 — коэффициент запаса времени, необходимого для выполнения ремонтных работ, принимается равным $1,2$; $T_{\text{пп}}$ — период парно-параллельного графика (время занятия перегона парой поездов), мин.

$$N_1 = 60 \cdot 8 \cdot 0,9 / (16,8 \cdot 1,2) = 21 \text{ пара поездов в смену,}$$

$$T_{\text{пп}} = t_r + t_n + \tau,$$

где $t_r = 60L/v_r = 60 \cdot 2/25 = 4,8$ мин — время прохода поезда по перегону в грузовом направлении; $t_n = 60L/v_n = 60 \cdot 2/30 = 4$ мин — время прохода поезда по перегону в порожняковом направлении; τ — интервал скрещивания, принимаемый равным 13 мин при телефонной связи, 8 и 6 мин — при полуавтоматической блокировке соответственно при ручном и централизованном управлении стрелками и 5 мин — при автоблокировке.

$$T_{\text{пп}} = 4,8 + 4 + 8 = 16,8 \text{ мин.}$$

ПРИМЕР 4.5. Определить максимальную пропускную N_2 и провозную $Q_{\text{пер}}$ способность двухпутного перегона при автоматической блокировке. Масса (нетто) поезда $G_n = 500$ т.

Решение. Пропускная способность перегона

$$N_2 = 60T_c K_n / (T_{\text{пп}} K_3),$$

где T_c — интервал времени между движением поездов, принимаемый не менее 6 мин.

$$N_2 = 60 \cdot 8 \cdot 0,9 / (6 \cdot 1,2) = 60 \text{ пар поездов в смену.}$$

Провозная способность перегона:

$$Q_{\text{пер}} = N_2 G_n = 60 \cdot 500 = 30000 \text{ т/смену.}$$

ПРИМЕР 4.6. Определить производительность путепроводителя циклического действия ПУ-30 и время передвижки тупика служебного отвала длиною $L_o = 1100$ м на расстояние $A_o = 3$ м.

Решение. Производительность путепроводителя

$$Q_{\text{пп}} = T_c m l_y K_n / t_{\text{пп}},$$

где T_c — продолжительность смены, мин; m — шаг передвижки пути на один подъем, м; принимается по технической характеристике путепроводителя; l_y — расстояние между пунктами установки машины, принима-

ется в пределах 9—15 м; $K_n = 0,6 \div 0,75$ — коэффициент использования времени смены на передвижку железнодорожного пути; $t_{\text{пп}}$ — продолжительность полного цикла передвижки, включая переезды машины с одной точки на другую, обычно $t_{\text{пп}} = 4$ мин.

$$Q_{\text{пп}} = 480 \cdot 0,8 \cdot 12 \cdot 0,7 / 4 = 806 \text{ м}^2/\text{смену.}$$

Время на передвижку тупика

$$T_{\text{пер}} = L_o A_o / Q_{\text{пп}} = 1100 \cdot 3 / 806 = 4,1 \text{ смены.}$$

ПРИМЕР 4.7. Определить производительность турнодозера на передвижке железнодорожного пути.

Длина перемещаемого пути $L = 1000$ м, расстояние перемещения (ширина заходки) $A = 20$ м.

Решение. Производительность турнодозера найдем по формуле

$$Q_{\text{т}} = AL / (AL / (1000v_x) + Ln_1 / (1000v_x) + t_o(n_2 - 1) + t_{\text{р.з}}),$$

где m — шаг передвижки пути за один проход турнодозера, составляет 1,5—2 м на сухой ровной площадке, 1,2—1,6 м — на мокрой ровной площадке, 1—1,2 м — на сухой неровной площадке, 0,8—1 м — на мокрой неровной площадке, до 0,5 м — в зимний период; v — рабочая скорость турнодозера, составляет в благоприятных условиях $3,5 \div 6$ км/ч; $n_1 = 4 \div 5$ — общее число проходов в начале и конце передвижки (для отрыва и первого свида рельсово-шпальной решетки и рихтовки пути на новой трассе); $v_x = 4 \div 5$ км/ч — скорость холостых и рихтовочных проходов турнодозера; $t_o = 0,017$ ч — время простой турнодозера в конце участка; $n_2 = A/m = 20/1,5 = 14$ — число рабочих проходов при постоянном шаге передвижки; $t_{\text{р.з}} = 0,025$ ч — время на установку и снятие рельсозахвата в начале и конце работы.

$$Q_{\text{т}} = 20 \cdot 1000 / (20 \cdot 1000 / (1000 \cdot 1,5 \cdot 4) + 1000 \cdot 4 / (1000 \cdot 4,5) + 0,017(14 + 1) + 0,025) = 4442 \text{ м}^2/\text{ч}.$$

ПРИМЕР 4.8. Определить производительность крана и время перевукладки пути отвального тупика.

Длина тупика $L_o = 1200$ м, шаг перевукладки $A = 27$ м; вылет стрелы железнодорожного крана 14 м.

Решение. При работе железнодорожного крана с вылетом стрелы 14 м путь отступающим ходом крана перебрасывают на промежуточную трассу и затем наступающим ходом укладывают на новую трассу.

Производительность крана

$$Q_{\text{кр}} = T_{\text{c}} K_{\text{раб}} l_{\text{зв}} / t_{\text{n}},$$

где T_{c} — продолжительность смены, мин; $K_{\text{раб}} = 0,65 \div 0,75$ — коэффициент использования времени смены на переукладку; $l_{\text{зв}}$ — длина переукладываемого звена (при непосредственной переукладке железнодорожным краном отступом ходом $t_{\text{n}} = 6 \div 8$ мин, наступающим ходом $t_{\text{n}} = 15 \div 18$ мин, при двойной переукладке $t_{\text{n}} = 18 \div 22$ мин, при использовании гусеничного крана $t_{\text{n}} = 8 \div 10$ мин).

$$Q_{\text{кр}} = 480 \cdot 0,7 \cdot 12,5 / 20 = 210 \text{ м/смену}.$$

Время на переукладку тупика

$$T_{\text{пер}} = L_0 / Q_{\text{кр}} = 1200 / 210 = 6 \text{ смен}.$$

Задача 4.3. Определить время, необходимое на передвижку железнодорожного тупика в следующих условиях.

Тип путеперевигателя	Турнозер	Перевигатель цилического действия	Железнодорож- ный кран с выле- том стрелы 14 м
Шаг передвижки, м	15	17	2
Длина тупика, м . . .	2000	1500	800 1000 1200 2000

ПРИМЕР 4.9. При расстоянии перевозок железнодорожным транспортом 12 км расчетная себестоимость 1 т·км составляет 1,7 коп. Определить, насколько изменится себестоимость 1 т·км при уменьшении расстояния транспортирования до 9 км.

Решение. Себестоимость 1 т·км в новых условиях определим по формуле

$$C_{\text{n}} = C_{\text{h}} (1 - K_{\text{n,p}} + K_{\text{n,p}} L_{\text{n}} / L_{\text{h}}),$$

где C_{h} — начальная (известная) себестоимость 1 т·км, коп; L_{h} и L_{n} — расстояния транспортирования горной массы соответственно в исходных и начальных условиях; $K_{\text{n,p}}$ — коэффициент, характеризующий долю условно-постоянных расходов в структуре эксплуатационных затрат, составляющий при железнодорожном транспорте около 0,7.

$$C_{\text{n}} = 1,7 (1 - 0,7 + 0,7 \cdot 12 / 9) = 2,1 \text{ коп/(т. км)}.$$

Себестоимость перевозки 1 т груза в первом случае равна $1,7 \cdot 12 = 20,4$ коп, во втором $2,1 \cdot 9 = 18,9$ коп.

4.2. Автомобильный транспорт

ПРИМЕР 4.10. Определить ширину транспортной бермы для двухполосного движения автомобилей БелАЗ-549.

Наибольший проектируемый объем перевозок горной массы по берме $W = 5$ млн. т/год; срок службы дороги более 10 лет; толщина дорожной одежды в рыхлых породах 0,8 м, в скальных породах — 0,25 м; грузоподъемность автомобиля БелАЗ-549 $\Phi = 75$ т, собственная масса $q_{\text{тр}} = 55$ т.

Решение. Определим грузонапряженность дороги (брутто) в грузовом направлении:

$$\begin{aligned} W_{\text{бр}} &= W + W q_{\text{тр}} / \Phi = 5000000 + 5000000 \cdot 55 / 75 = \\ &= 8670000 \text{ т/год}. \end{aligned}$$

В соответствии с табл. П.32 дорога относится ко II категории. Ширину проезжей части дороги II категории принимаем равной 15 м в соответствии с табл. П.33.

Ширину транспортной бермы в рыхлых $B_{\text{р}}$ и скальных $B_{\text{ск}}$ породах определяем по формулам (рис. 4.2):

$$B_{\text{р}} = a + 2h_{\text{в}} + 2,5h_{\text{к}} + 3h_{\text{к}} + b_{\text{к}} + b_{\text{а}} + b_{\text{н}} + 2;$$

$$B_{\text{ск}} = a + 2h_{\text{в}} + 6h_{\text{к}} + 5h_{\text{к}} + h_{\text{к}}n + b_{\text{н}} + 2,$$

где $h_{\text{в}}$ — высота ограждающего вала из скального грунта, принимается равной 0,7, 1 и 1,2 м при грузоподъемности машин соответственно до 20, 27—75 и 110—180 т; $h_{\text{к}}$ — толщина слоя дорожной одежды; $h_{\text{к}}$ — глубина кювета, принимается не менее 0,6 м в полускальных и рыхлых породах и не менее 0,3 м в скальных породах; $b_{\text{к}}$ — ширина дна кювета, в рыхлых и полускальных породах принимается не менее 0,4 м; $b_{\text{а}}$ — ширина закибетовой полки, принимается не менее 0,5 м; $b_{\text{н}}$ — ширина призмы безопасности, принимается не менее 1 м; n — показатель крутизны откоса уступа, равный котангенсу угла откоса; 2 м — ширина обочины (1,5 м) плюс расстояние от проезжей части до ограждающего вала (0,5 м).

$$\begin{aligned} B_{\text{р}} &= 15 + 2 \cdot 1 + 2,5 \cdot 0,8 + 3 \cdot 0,6 + 0,6 + 1 + 1 + 2 = 25,4 \text{ м}, \\ B_{\text{ск}} &= 15 + 2 \cdot 1 + 6 \cdot 0,25 + 5 \cdot 0,3 + 0,3 \cdot 0,4 + 1 + 2 = 23,1 \text{ м}. \end{aligned}$$

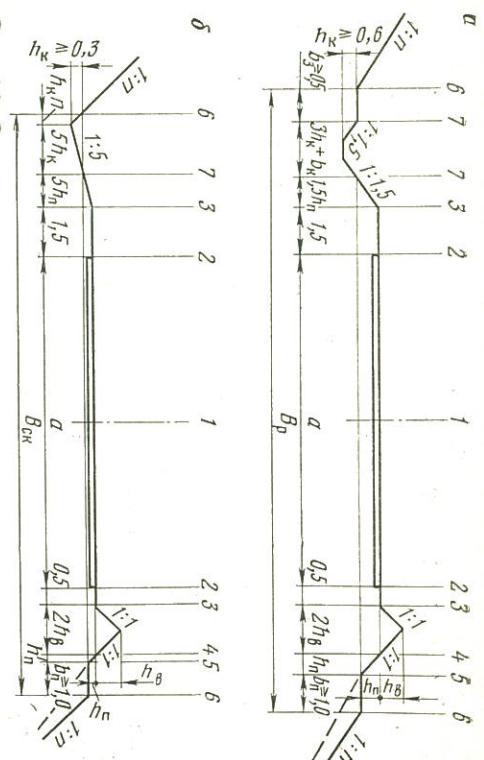


Рис. 4.2. Схема к определению ширины постоянных транспортных берм при автогранспорте:
а — в рыхлых породах; б — в скальных

ПРИМЕР 4.11. Определить массу породы и руды, перевозимой за один рейс автосамосвалом БелАЗ-548, и коэффициент использования его грузоподъемности.

Плотность породы $\gamma_{\text{п}} = 1,8 \text{ т/м}^3$, плотность руды $\gamma_{\text{р}} = 3 \text{ т/м}^3$, коэффициент разрыхления K_p соответственно равен 1,2 и 1,45; загрузку машин производят экскаватор ЭКГ-4,6 (вместимость ковша $E = 4,6 \text{ м}^3$); коэффициент экскавации K_a при погрузке породы равен 0,95, руды — 0,66.

Решение. Определяем массу перевозимого за рейс груза при полном использовании объема кузова по формуле

$$q_h = V_k \gamma K_h / K_p,$$

где V_k — геометрическая вместимость кузова, м^3 ; K_h —

допустимый коэффициент наполнения кузова (при скальных грунтах $K_h = 1,15$, при рыхлых $K_h = 1,2$); K_p — коэффициент разрыхления горной массы в кузове (оригинировано можно приниматься в зависимости от плотности перевозимых пород в следующих пределах: 1,15—1,25 при $\gamma = 1,5 \div 1,8 \text{ т/м}^3$, 1,3—1,43 при $\gamma = 1,9 \div 2,2 \text{ т/м}^3$, 1,45—1,5 при $\gamma = 2,3 \text{ т/м}^3$).

При транспортировании породы $q_h = 21 \cdot 1,8 \cdot 1,2 / 1,2 = 38 \text{ т}$, что не превышает грузоподъемности машины (40 т).

Определим массу породы в ковше экскаватора:

$$q_o = E K_o \gamma_{\text{п}} = 4,6 \cdot 0,95 \cdot 1,8 = 7,9 \text{ т.}$$

Число ковшей, необходимое для заполнения кузова, или с округлением до 0,5 ковша (точность работы машиниста экскаватора) $n_k = 4,5$. При этом масса породы в кузове $q_h = 4,5 \cdot 7,9 = 36 \text{ т}$.

Коэффициент использования грузоподъемности при перевозке породы $K_{\text{п},\text{г}} = q_h / \Phi = 36 / 40 = 0,9$. При перевозке руды масса груза при полном заполнении кузова $q_h = 21 \cdot 3 \cdot 1,15 / 1,45 = 50 \text{ т}$, что значительно превышает грузоподъемность машины.

Масса руды в ковше экскаватора $q_o = 4,6 \cdot 0,66 \cdot 3 = 9,1 \text{ т}$. Число ковшей приnomинальной загрузке машины

$$n_k = 40 / 9,1 = 4,4.$$

При загрузке четырьмя ковшами масса руды в кузове $4 \cdot 9,1 = 36,4 \text{ т}$, т. е. происходит недогруз машины. При загрузке пятью полными ковшами масса руды в кузове $5 \cdot 9,1 = 46,5 \text{ т}$ превышает (более чем на 10 %) грузоподъемность автосамосвала. Для загрузки требуется 4,5 ковша руды. Масса руды в машине при этом $q_h = 9,1 \cdot 4,5 = 41 \text{ т}$, что превосходит нормальную грузоподъемность на $100(41 - 40) / 40 = 2,5 \%$ и является допустимой величиной (нормативное значение перегруза 5 %, максимально допустимое 10 %).

Коэффициент использования грузоподъемности при перевозке руды $K_{\text{п},\text{г}} = 4 / 40 = 1,025$.

Задача 4.4. Определить массу породы, перевозимой автосамосвалом за один рейс, и коэффициент использования его грузоподъемности в приведенных ниже условиях.

Автосамосвал	БелАЗ-540	БелАЗ-548
Плотность породы, т/м^3	2,6	1,8
Коэффициент разрыхления породы в кузове	1,45	1,2
Вместимость ковша экскаватора, м^3	4,6	5
Коэффициент экскавации	0,6	0,05
Автосамосвал	БелАЗ-549	БелАЗ-7521
Плотность породы, т/м^3	3,5	2,7
Вместимость ковша экскаватора, м^3	1,5	1,47
Коэффициент экскавации	0,67	12,5

ПРИМЕР 4.12. Определить производительность Q_a автосамосвала БелАЗ-549, необходимый парк машин N_a и годовой пробег их $L_{\text{год}}$.

Годовой объем перевозок $W = 18$ млн. т; режим работы карьера $n_{\text{пр}} = 357$ рабочих дней в году, $n_c = 3$ смены в сутки, продолжительность смены $T_c = 8$ ч, производительность экскаватора на погрузке $Q_o = 1100 \text{ т}/\text{ч}$; коэффициент использования грузоподъемности машин $K_{\text{ил}} = 0,98$, среднее расстояние транспортирования $L = 2,5 \text{ км}$, в том числе по проездам в заболотья и на отвалах $L_{\text{вр}} = 0,6 \text{ км}$, по асфальтобетонным дорогам $L_{\text{п}} = 1,9 \text{ км}$.

Решение. 1. Производительность автосамосвала

$$Q_a = 60T_c K_{\text{ил}} q_{\text{н}} / T_p,$$

где $K_{\text{ил}} = 0,9$ — коэффициент использования смены; $q_{\text{н}} = \Phi K_{\text{ил}} = 75 \cdot 0,98 = 73,5 \text{ т}$ — масса груза в автосамосвале (Φ — номинальная грузоподъемность машины); $T_p = t_{\text{п}} + t_{\text{в}} + t_{\text{з}} + t_x = 4 + 1 + 3 + 12,1 = 20,1 \text{ мин}$ — продолжительность рейса автосамосвала; $t_{\text{п}} = 60q_{\text{н}}/Q_o = 60 \cdot 73,5 / 1100 = 4 \text{ мин}$ — время погрузки; $t_{\text{в}}$ — время разгрузки, принимается равным 1 мин для автосамосвалов и 1,5 мин — для автопогрузчиков; $t_{\text{з}}$ — время задержек в пути на рейс, принимается по табл. П.34; t_x — время движения, в приближенных расчетах определяют по среднерейсовым скоростям движения по временным и постоянным дорогам (табл. П.35); $t_x = 60(2L_{\text{вр}}/v_{\text{вр}} + 2L_{\text{п}}/v_{\text{п}}) = 60(2 \cdot 0,6 / 16 + 2 \cdot 1,9 / 30) = 12,1 \text{ мин}$.

$$Q_a = 60 \cdot 8 \cdot 0,9 \cdot 73,5 / 20,1 = 1580 \text{ т/смену}.$$

2. Сменный пробег автосамосвала

$$L_{\text{см}} = 60T_c 2L / T_p = 60 \cdot 8 \cdot 2 \cdot 2,5 / 20,1 = 119,4 \text{ км.}$$

3. Рабочий парк автосамосвалов

$$N_p = Wf / (n_{\text{п}, \text{д}} n_c Q_a) = 18000000 \cdot 1,1 / (357 \cdot 3 \cdot 1580) = 11,7, \text{ с округлением в большую сторону } N_p = 12 \text{ машин. Здесь } f \text{ — коэффициент неравномерности перевозок, принимающий равным } 1,1 \dots 1,25.$$

Суточный рабочий парк при двухсменном режиме работы каждого автосамосвала:

$$N_{\text{п,сут}} = 3N_p / 2 = 3 \cdot 12 / 2 = 18 \text{ машин.}$$

Инвентарный парк автосамосвалов

$$N_{\text{и}} = N_{\text{п,сут}} / K_{\text{т,г}} = 18 / 0,73 = 25 \text{ машин.}$$

где $K_{\text{т,г}}$ — коэффициент технической готовности, определяемый по планам ремонта. В укрупненных расчетах $K_{\text{т,г}}$ можно принимать по табл. П.36.

4. Годовой пробег всех автосамосвалов парка

$$L_{\text{год}} = 2LK_0 W / q_{\text{н}} = 2 \cdot 2,5 \cdot 1,05 \cdot 18000000 / 73,5 = 1285714 \text{ км}$$

($K_0 = 1,05$ — коэффициент, учитывающий пробеги из гараж до места работы и обратно).

Задача 4.5. Определить сменную производительность и пробег автосамосвала, инвентарный парк машин и годовой пробег всех автосамосвалов парка в следующих условиях.

Годовой объем перевозок, млн. т	5	15	20	25	40
Число рабочих дней в году	300	300	357	300	357
Производительность смен в сутки	2	3	3	3	3
Номинальная грузоподъемность машины, т	600	800	1000	1200	1500
Коэффициент использования грузоподъемности	27	40	75	75	120
Среднее расстояние перевозок, км: по временным дорогам	0,98	0,95	1	0,8	0,9
по постоянным дорогам	0,5	0,6	1	0,8	0,9
	1	1,5	0,5	2	3

ПРИМЕР 4.13. При расстоянии перевозок автомобильным транспортом 1,5 км себестоимость 1 т·км составляет 9 коп. Определить, насколько изменится себестоимость 1 т·км и себестоимость перевозки 1 т груза при увеличении расстояния транспортирования до 2 км.

Решение. Себестоимость 1 т·км в новых условиях определим по формуле

$$C_{\text{п}} = C_{\text{н}} (1 - K_{\text{п,р}} + K_{\text{пр}} L_{\text{п}} / L_{\text{н}}),$$

где $C_{\text{н}}$ — начальная (известная) себестоимость 1 т·км, коп.; $L_{\text{п}}, L_{\text{н}}$ — расстояния транспортирования горной массы соответственно в искомых и начальных условиях; $K_{\text{п,р}}$ — коэффициент, характеризующий долю условно-постоянных расходов в структуре эксплуатационных затрат, составляющей при автомобильном транспорте около 0,35.

$$C_{\text{п}} = 9(1 - 0,35 + 0,35 \cdot 1,5 / 2) = 8,21 \text{ коп/(т·км).}$$

Затраты на перевозку 1 т груза в первом случае равны 9,15 = 13,5 коп., во втором — 8,21 · 2 = 16,42 коп.

4.3. Конвейерный транспорт

Решение.

$$Q_{k.c} = Q_q T_{пл} K_{t,d}$$

ПРИМЕР 4.14. Определить минимальную ширину ленты конвейера для доставки грунтовой массы с максимальным размером куска $d_{max} = 500$ мм и сортированного щебня со средним размером куска $d_{ср} = 120$ мм.

Решение. Минимальная ширина ленты для рядового кускового материала

$$B_{л} = 2d_{max} + 200 = 2 \cdot 500 + 200 = 1200 \text{ мм.}$$

Минимальная ширина ленты для сортированного материала

$$B_{л} = 3,3d_{ср} + 200 = 3,3 \cdot 120 + 200 = 600 \text{ мм.}$$

ПРИМЕР 4.15. Определить часовую производительность ленточного конвейера $Q_{л.к}$ при транспортировании угля.

Ширина конвейерной ленты $B_{л} = 1,2$ м; скорость ленты $v = 3,15 \text{ м/с}$, расчетный угол откоса материала на ленте $\phi = 30^\circ$; насыпная плотность $\gamma = 1,1 \text{ т/м}^3$, угол подъема конвейера к горизонту $\beta = 14^\circ$; опоры трехроликовые с углами наклона боковых роликов 20° .

Решение. $Q_{л.к} = K_{\phi} B_{л}^2 v = 250 \cdot 1,2^2 \cdot 3 \cdot 15 \cdot 1,1 = 1250 \text{ т/ч}$, где K_{ϕ} — коэффициент, зависящий от угла естественного откоса материала на ленте ϕ и наклона ленты к горизонту, принимаемый по табл. П.37.

Задача 4.6. Определить часовую производительность ленточного конвейера в следующих условиях.

Ширина ленты, м	0,6	1	1,2	1,6	1,8
Скорость ленты, м/с	0,2	2,5	4		
Угол естественного откоса материала на ленте, градус	40	30	35	35	40
Насыпная плотность материала, т/м ³	1,1	2	1,2	1,8	1,3
Угол подъема конвейера к горизонту, градус	0	10	15	0	12
Угол наклона боковых роликов трехроликовой опоры, градус	20	30	20	30	20

ПРИМЕР 4.16. Определить возможную производительность системы конвейерного транспорта дробленой руды из карьера $Q_{k.c}$.

В систему входит пункт загрузки с конусной дробилкой, четыре става ленточных конвейеров, три перегрузочных пункта с неприводными направляющими устройствами. Часовая производительность системы $Q_q = 3000 \text{ т.}$

где $T_{пл} = T_{кал} K_{ii} = 365 \cdot 24 \cdot 0,65 = 5700 \text{ ч}$ — планируемое время работы конвейеров в году; $T_{кал}$ — время работы в году, ч; K_{ii} — коэффициент использования календарного времени, зависящий от продолжительности плановых простоев, принимается обычно в пределах 0,6—0,65; $K_{r,c} = K_{r1} \cdot K_{r2} \cdot \dots \cdot K_{r,n} = 0,95 \cdot 0,96 \cdot 0,96 \cdot 0,96 \cdot 0,99 \times 0,99 \cdot 0,99 = 0,783$ — коэффициент готовности системы к работе; $K_{pl} \div K_{pr}$ — коэффициенты готовности соединенных последовательно элементов системы, могут приниматься по табл. П.38.

$$Q_{k.c} = 3000 \cdot 5700 \cdot 0,783 = 13400000 \text{ т/год.}$$

Задача 4.7. Определить возможную производительность системы конвейерного транспорта в следующих условиях.

1. Система включает в себя 5 конвейеров с 4 перегрузочными пунктами с неприводными направляющими устройствами. Производительность системы 5000 т/ч; перемещаемый материал — рыхлые вскрышные породы без скальных включений.

2. Система состоит из 4 конвейеров с 3 перегрузочными устройствами с приводными направляющими устройствами. Часовая производительность системы 3000 т/ч; перемещаемый материал — рыхлые вскрышные породы со скальными включениями.

3. Система включает в себя 3 конвейера с 2 перегружочными пунктами с неприводными направляющими устройствами. Производительность системы 2000 т/ч; перемещаемый материал — дробленая руда; загрузочный пункт оборудован роторной дробилкой.

ПРИМЕР 4.17. Определить мощность привода ленточного конвейера $N_{л.к}$.

Производительность конвейера $Q = 2000 \text{ т/ч}$; длина става $L = 400 \text{ м}$; высота подъема $H = 60 \text{ м}$; ширина резинотросовой ленты $B_{л} = 1,2 \text{ м}$; скорость движения ленты $v = 3 \text{ м/с}$; масса 1 м ленты $q_{л} = 37 \text{ кг}$.

Решение. Мощность на приводном барабане определим по формуле

$$N_{л.к} = K_L w L (3,6 q_{л} v + Q) / 367 + Q H / 367,$$

где K_L — коэффициент, зависящий от длины конвейера, принимаемый равным 2,2; 1,74; 1,45; 1,23; 1,12; 1,08; 1,05.

4.4. Расчет отвальных работ

при длине конвейера соответственно 50, 100, 200, 400, 800, 1250, 2000 м; w — коэффициент сопротивления движению, принимается равным 0,024—0,026; 0,026—0,03, 0,03—0,039 соответственно для стационарных, полустанционарных и передвижных конвейеров; $q_{\text{дв}} = 2q_p + G_{\text{в}}/l_p + G_n/l_x = 2 \cdot 37 + 40/1,1 + 24/2,75 = 119$ кг — масса движущихся частей на 1 м конвейера; $G_{\text{в}} = 13 + 22,5 B_{\text{л}} = 13 + 22,5 \cdot 1,2 = 40$ кг — масса вращающихся частей верхней роликопоры; $G_n = 8 + 13,3 B_{\text{л}} = 8 + 13,3 \cdot 1,2 = 24$ кг — масса вращающихся частей нижней роликопоры; l_p , l_x — расстояния между роликопорами соответственно рабочей и холостой ветвей, м, принимаемое по табл. П.39.

$$N_{\text{л.к}} = 1,23 \cdot 0,025 \cdot 400 (3,6 \cdot 119 \cdot 3 + 2000) / 367 + \\ + 2000 \cdot 60 / 367 = 437 \text{ кВт.}$$

Установленная мощность

$$N_{\text{л.к}}^y = N_{\text{л.к}} K_{\text{зап}} / \eta = 437 \cdot 1,2 / 0,9 = 583 \text{ кВт,}$$

где $K_{\text{зап}}$ — коэффициент запаса мощности, принимающий в пределах 1,15—1,25; $\eta = 0,9$ — коэффициент полезного действия приводного барабана.

ПРИМЕР 4.18. При расстоянии перемещения горной массы конвейерами 2 км себестоимость 1 т·км составляет 5 коп. Определить, насколько изменится себестоимость 1 т·км и себестоимость перемещения 1 т горной массы при увеличении расстояния транспортирования до 3 км.

Решение. Себестоимость 1 т·км в новых условиях определим по формуле

$$C_{\text{n}} = C_{\text{н}} (1 - K_{\text{п.р}} + K_{\text{п.р}} L_{\text{н}} / L_{\text{п}}),$$

где $C_{\text{н}}$ — начальная (известная) себестоимость 1 т·км, коп.; $L_{\text{н}}$, $L_{\text{п}}$ — расстояние транспортирования горной массы соответственно в исходных и начальных условиях; $K_{\text{п.р}}$ — коэффициент, характеризующий долю условно-постоянных расходов в структуре эксплуатационных затрат, составляющий при конвейерном транспорте около 0,15.

$$C_{\text{n}} = 5 (1 - 0,15 + 0,15 \cdot 2/3) = 4,75 \text{ коп/т·км.}$$

Себестоимость перемещения 1 т горной массы в первом случае равна 5,2 = 10 коп., во втором — 4,75 · 3 = 14 коп.

ПРИМЕР 4.19. Определить площадь S_0 , требуемую для размещения отвала вскрышных пород.

Объем пород, подлежащих укладке в отвал, $V_{\text{п}} = 120 \text{ млн. м}^3$; коэффициент остаточного разрыхления пород в отвале $K_{\text{р}} = 1,2$; высота первого яруса отвала $H_1 = 15 \text{ м}$, второго яруса $H_2 = 15 \text{ м}$.

Решение.

$$S_0 = V_{\text{п}} K_{\text{р}} / (\eta_1 H_1 + \eta_2 H_2),$$

где $\eta_1 = 0,9 \div 1$ и $\eta_2 = 0,4 \div 0,8$ — коэффициенты, учитывающие заполнение площади отвала соответственно при отсыпке первого и второго ярусов.

$$S_0 = 120 \text{ 000 000} \cdot 1,2 / (15 + 0,8 \cdot 15) = 5,33 \text{ млн. м}^2, \text{ или } 533 \text{ га.}$$

ПРИМЕР 4.20. Определить приемную способность плужного отвального тупика и требуемое число тупиков.

Высота отвала $H_0 = 15 \text{ м}$; длина тупика $L_0 = 1200 \text{ м}$; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_{\text{р}} = 1,15$; шаг передвижки пути $A_0 = 2,5 \text{ м}$; производительность породного транспорта по вскрыше $W = 5000 \text{ м}^3/\text{смену}$; вместимость породного состава, включающего в себя шесть 85-тонных думпкаров, $V_{\text{н}} = 200 \text{ м}^3$.

Решение. Число составов, разгружаемых за смену на отвальном тупике,

$$N_{\text{o.см}} = f T_{\text{c}} K_{\text{пр}} / (t_{\text{р}} + t_{\text{o}}),$$

где $f = 0,85 \div 0,95$ — коэффициент, учитывающий неравномерность работы транспорта; T_{c} — продолжительность смены, мин; $K_{\text{пр}} = 0,6 \div 0,8$ — коэффициент, учитывающий время на профилирование отвала; $t_{\text{р}} = n_{\text{в}} t_{\text{в}} = 6 \cdot 2 = 12 \text{ мин}$ — время разгрузки состава ($n_{\text{в}}$ — число думпкаров в составе; $t_{\text{в}}$ — время разгрузки вагона, составляющее $2 \div 2,5 \text{ мин}$); t_{o} — время обмена составов, мин ($t_{\text{o}} = 60 L_0 / v_{\text{п.о}} + \tau = 60 \cdot 1,2 / 15 + 5 = 9,8 \text{ мин}$, где $v_{\text{п.о.}} = 15 \text{ км/ч}$ — скорость движения поезда по путям отвального тупика до обменного пункта; τ — время на связь при обмене, мин).

$$N_{\text{o.см}} = 0,8 \cdot 480 \cdot 0,7 / (12 + 9,8) = 12,3.$$

Приемная способность отвального тупика

$$Q_{\text{o}} = N_{\text{o.см}} V_{\text{н}} = 12,3 \cdot 200 = 2460 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

низмов (см. пример 4.6).

$$N_{\text{т.р}} = 5000(1 + 2,5/16)/2460 = 2,35.$$

Принимаем три рабочих тупика.

ПРИМЕР 4.21. Определить превышение вновь отсыпаемой отвальной насыпи h_2 (рис. 4.3) над старой и максимальную высоту отвального забоя h_4 на экскаваторном отвале.

Высота отвала $H_o = 20$ м; коэффициент первоначального разрыхления породы в отвале $K'_p = 1,22$; коэффициент остаточного разрыхления $K_p = 1,15$. На отвале работает экскаватор ЭКГ-4,6.

Решение. Превышение отвальной насыпи

$$h_2 = (K'_p - K_p)H_o = (1,22 - 1,15)20 = 1,4 \text{ м.}$$

Максимальная высота отвального забоя

$$h_4 = H_{\text{p,max}} - h_2,$$

где $H_{\text{p,max}}$ — максимальная высота разгрузки отвального экскаватора, м.

$$h_4 = 6,75 - 1,4 = 5,35 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 4.22. Определить вместимость $V_{\text{п.б}}$ приемного бункера экскаваторного отвала.

Длина бункера $L_{\text{п.б}} = 15$ м; глубина приемка $h_{\text{п}} = 2$ м; высота отвального забоя $h_4 = 4$ м; коэффициент разрыхления породы в бункере $K_p = 1,3$.

Решение.

$$V_{\text{п.б}} = \rho L_{\text{п.б}} (h_4 + h_{\text{п}})/K_p,$$

где ρ — дальность разгрузки породы на уровне рельсового пути (обычно $\rho = 1,5 \div 2$ м).

$$V_{\text{п.б}} = 2 \cdot 15 (4 + 2)/1,3 = 138 \text{ м}^3.$$

Приемная способность отвального тупика между передвижками отвального пути

$$W_{\text{n}} = H_o A_o L_o / K_p = 15 \cdot 2,5 \cdot 1200 / 1,15 = 39130 \text{ м}^3.$$

Время между передвижками отвального пути

$$T_{\text{n}} = W_{\text{n}} / Q_o = 39130 / 2460 = 16 \text{ смен.}$$

Число рабочих отвальных тупиков

$$N_{\text{т.р}} = W(1 + T_{\text{пер}}/T_{\text{n}})/Q_o,$$

где $T_{\text{пер}}$ — время на передвижку отвального пути, зависящее от организации работ и числа работающих меха-

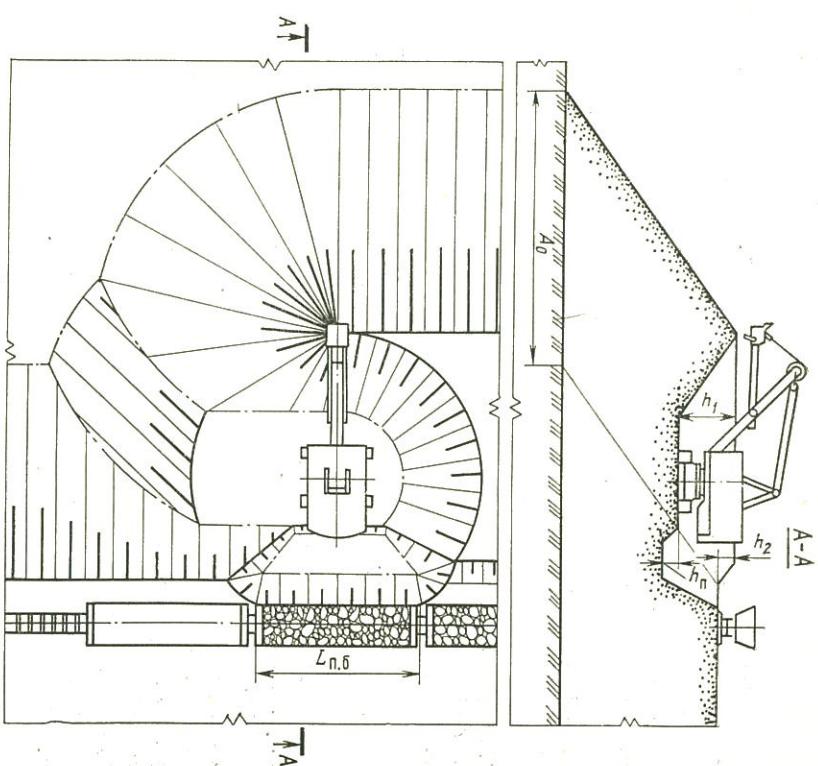


Рис. 4.3. Схема отвалаообразования меходлатой при железнодорожном транспорте

ПРИМЕР 4.23. Определить длину приемного бункера $L_{\text{п.б}}$, при которой исключаются простой поездов в ожидании разгрузки вагонов.

Высота отвального забоя $h_4 = 3$ м; глубина приемка $h_{\text{п}} = 2$ м; коэффициент разрыхления пород в бункере $K_p = 1,2$; породный состав включает в себя 10 думпкаров 2БС-105, полезная вместимость состава 450 м³ породы в массиве, производительность отвального экскаватора $Q_o = 900 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Решение. Требуемая вместимость бункера

$$V_{\text{п.б}} \geq (V_{\text{n}} - Q_o n_{\text{в}} t_{\text{в}} / 60) K_p;$$

где V_n — вместимость породного состава, м³; n_b — число вагонов в породном составе; t_b — время разгрузки одного думпкара, принимаемое равным $2 \div 2,5$ мин.

$$V_{n,6} \geq (450 - 900 \cdot 10 \cdot 2,5 / 60) / 2; V_{n,6} \geq 90 \text{ м}^3.$$

Минимальная длина приемного бункера

$$L_{n,6} = V_{n,6} / p (h_4 + h_n),$$

где p — дальность разгрузки породы ($p = 1,5 \div 2$ м).

$$L_{n,6} = 90 / 1,5 (2 + 3) = 12 \text{ м.}$$

Поскольку длина бункера должна быть не меньше внутренней длины кузова думпкара (у думпкара 2ВС-105 длина кузова равна 13,4 м), принимаем длину бункера $L_{n,6} = 15$ м.

ПРИМЕР 4.24. Определить максимальный шаг перевалки путей экскаваторного отвала и приемную способность тупика за одну перевалку.

На отвале работает экскаватор ЭКГ-8И, длина приемного бункера $L_{n,6} = 20$ м; высота отвала $H_o = 20$ м; длина отвального тупика $L_o = 1100$ м; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p = 1,15$.

Решение. Максимальный шаг перевалки путей

$$A_o = \sqrt{R_q^2 - (L_{n,6}/2)^2} + R_p,$$

где R_q , R_p — максимальные радиусы соответственно перевалки и разгрузки отвального экскаватора.

$$A_o = \sqrt{18,2^2 - (20/2)^2} + 16,3 = 31,5 \text{ м.}$$

Приемная способность отвального тупика за одну перевалку пути

$$W_n = H_o A_o L_o / K_p = 20 \cdot 31,5 \cdot 1100 / 1,15 = 602608 \text{ м}^3.$$

ПРИМЕР 4.25. Определить сменную приемную способность отвального тупика Q_o по условиям транспортирования.

Расстояние от обменного пункта до места разгрузки $L = 1,5$ км; число вагонов в составе $n_b = 8$; объем породы в вагоне $V_n = 45$ м³. Решение.

$$Q_o = f T_c n_b V_n / (60 \cdot 2L/n_b + t_b n_b + \tau),$$

где f — коэффициент, учитывающий неравномерность подачи составов, принимаемый равным 0,85—0,9; T_c —

продолжительность смены, мин; v — средняя скорость движения поезда от обменного пункта до места разгрузки, принимается равной 15—20 км/ч; t_b — время разгрузки одного вагона ($t_b = 2 \div 2,5$ мин); τ — время, необходимое на связь при обмене составов ($\tau = 3 \div 5$ мин).

$$Q_o = 0,9 \cdot 480 \cdot 8 \cdot 45 / (60 \cdot 2 \cdot 1,5 / 15 + 2,5 \cdot 8 + 3) = \\ = 4440 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

ПРИМЕР 4.26. Определить максимальное расстояние до обменного пункта L , при котором обеспечивается полная загрузка отвального экскаватора.

Производительность отвального экскаватора $Q_o = 4000 \text{ м}^3/\text{смену}$; число вагонов в поезде $n_b = 10$; объем породы в вагоне $V_n = 35 \text{ м}^3$.

Решение.

$$L = f T_c n_b V_n / (120 Q_o) - (n_b t_b + \tau) v / 120,$$

где f — коэффициент, учитывающий неравномерность подачи составов; T_c — продолжительность смены, мин; v — средняя скорость движения поездов от обменного пункта до места разгрузки, км/ч; t_b — время разгрузки одного вагона, мин; τ — время, требуемое на связь при обмене составов, мин.

$$L = 0,9 \cdot 480 \cdot 10 \cdot 35 \cdot 15 / (120 \cdot 4000) - (10 \cdot 2 + 3) 15 / 120 = \\ = 1,85 \text{ км.}$$

ПРИМЕР 4.27. Определить число террас N_t при проведении горнотехнической рекультивации откоса отвала. Высота отвала $H_o = 18$ м; угол откоса террасы $\beta_t = 35^\circ$.

Решение. По эмпирическим формулам определим максимальную высоту террас, при которой практически отсутствует эрозия откосов.

При покрытии откосов черноземом

$$h_t = 50000 / \beta_t^3 + 2,8 = 50000 / 35^3 + 2,8 = 4 \text{ м.}$$

При покрытии суглинками:

$$h_t = 56000 / \beta_t^3 + 3,1 = 56000 / 35^3 + 3,1 = 4,4 \text{ м.}$$

При покрытии глинами

$$h_t = 56000 / \beta_t^3 + 3,4 = 56000 / 35^3 + 3,4 = 4,7 \text{ м.}$$

Число террас находим по формуле $N_t = H_o / h_t - 1$.

При покрытии черноземом $N_t = 18/4 - 1 = 3,5$, или, сократившимся в большую сторону, 4.

ПРИМЕР 4.28. Определить объем планировки поверхности внутреннего отвала при бестранспортной системе разработки.

Длина отвального фронта работ $L_o = 2000$ м; скорость подвигания его $v = 105$ м/год; угол откоса пород в отвале $\beta = 38^\circ$; ширина отвальной заходки $A_o = 35$ м. Решение. Определяем объем планировки на 1 м² площади отвала.

$$V'_{пл} = 0,0625 A_o \operatorname{tg} \beta = 0,0625 \cdot 35 \operatorname{tg} 38^\circ = 1,75 \text{ м}^3/\text{м}^2.$$

Годовое приращение площади отвала

$$S'_o = L_o v = 2000 \cdot 105 = 210000 \text{ м}^2.$$

Годовой объем работ по планировке поверхности отвала

$$V_{пл} = S'_o V'_{пл} = 210000 \cdot 1,75 = 367500 \text{ м}^3.$$

ПРИМЕР 4.29. Определить годовой объем работ по снятию плодородного почвенного слоя для проведения работ по горнотехнической рекультивации.

Почвенный слой снимают с площади, отводимой под карьер и под внешние отвалы. Средняя длина фронта работ по верхнему горизонту карьера $L_\Phi = 1200$ м; средняя скорость подвигания фронта работ на верхнем участке $v_\Phi = 50$ м/год; среднегодовой объем вскрышных пород, размещаемых во внешний отвал, $V'_o = 2$ млн. м³; высота отвала $H_o = 20$ м; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p = 1,2$. Средняя мощность плодородного почвенного слоя в конечных контурах карьера $m_{пл,к} = 0,6$ м, на месте размещения внешнего отвала $m_{пл,o} = 0,3$ м.

Решение. Определяем годовое приращение площади карьера по поверхности:

$$S'_k = L_\Phi v_\Phi = 1200 \cdot 50 = 60000 \text{ м}^2.$$

Годовое приращение площади, занимаемой внешним отвалом,

$$S'_o = V' K / H = 2 \cdot 10^6 \cdot 1,9 / 20 = 190000 \text{ м}^2$$

Годовой объем плодородных пород, который необходимо снять с площади карьера,

$$V_{пл,k} = S'_k m_{пл,k} = 60000 \cdot 0,6 = 36000 \text{ м}^3.$$

То же, с площади отвала

$$V_{пл,o} = S'_o m_{пл,o} = 120000 \cdot 0,3 = 36000 \text{ м}^3.$$

Общий годовой объем работ по снятию плодородного почвенного слоя

$$V_o = V_{пл,k} + V_{пл,o} = 36000 + 36000 = 72000 \text{ м}^3.$$

5. ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ ОТВАЛОВ ГОРНЫХ РАБОТ И ДРАЖНАЯ РАЗРАБОТКА

5.1. Гидравлический способ разработки

ПРИМЕР 5.1. Произвести расчет гидравлических параметров гидромонитора. Категория разрабатываемых пород по трудности разработки V. Высота уступа $h_y = 16$ м. Производительность землесосной установки $Q_3 = 2000 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Решение. 1. Для данных значений категории пород и высоты уступа по табл. П.40 определяем удельный расход воды на размыкание пород, по табл. П.41 — необходимое давление воды у насадки гидромонитора. $g = 9 \text{ м}^3/\text{м}^3$, $H_n = 0,6 \text{ МПа}$.

2. По табл. П.42 подбираем гидромонитор ГМН-250С ручного управления для расхода воды 2000 $\text{м}^3/\text{ч}$.

3. Производим расчет гидравлических параметров гидромонитора.

Определяем расчетную скорость вылета струи из насадки гидромонитора ($\text{м}/\text{с}$) по формуле

$$v_g = 41,7 \sqrt{H_b},$$

где H_b — рабочее давление струи перед насадкой, МПа.

$$v_g = 41,7 \sqrt{0,6} = 32,3 \text{ м}/\text{с}.$$

Находим расчетный диаметр (м) насадки гидромонитора по формуле

$$d_h = 0,174 \sqrt{Q_g / H_b},$$

где Q_b — расход воды через насадку гидромонитора, $\text{м}^3/\text{с}$. При этом $Q_b = 2000 \text{ м}^3/\text{ч} = 0,556 \text{ м}^3/\text{с}$.

$$d_h = 0,174 \sqrt{0,556 / \sqrt{0,6}} = 0,147 \text{ м.}$$

По табл. П.42 принимаем ближайший стандартный диаметр насадок гидромонитора ГМН-250С $d_h = 125 \text{ мм}$.

Определяем потери напора (м) в коленах и шарнирах гидромонитора по формуле

$$h_k = K_{\text{пот}} Q_b,$$

где $K_{\text{пот}}$ — коэффициент потерь давления, значение которого для различных гидромониторов приведено ниже.

	ГМ-2	ГМН-250	ГМН-250С
Ключ	166	82	14,2
Гидромонитор	ГМП-250	ГМДУЭТ-250	ГМСД-300
Ключ	36,6	19,6	15,6

$$h_k = 14,2 \cdot 0,556^2 = 4,4 \text{ м.}$$

Находим потери напора в насадке (м) гидромонитора по формуле $h_n = 0,06 v_c^2 / (2g)$, где $g = 9,8 \text{ м}/\text{с}^2$ — ускорение свободного падения.

$$h_n = 0,06 \cdot 32,3^2 / (2 \cdot 9,8) = 3,2 \text{ м.}$$

Общие потери напора (м) в гидромониторе

$$h_{\text{тщ}} = h_k + h_n = 4,4 + 3,2 = 7,6 \text{ м.}$$

Задача 5.1. Произвести расчет гидравлических параметров гидромонитора для следующих условий.

Категория пород по трудности разработки II III IV V

Высота уступа h_y , м

Производительность землесосной установки Q_3 , $\text{м}^3/\text{ч}$

600 1500 1000 1800



ПРИМЕР 5.2. Определить параметры гидравлической разработки месторождения при условии: в работе находится гидромонитор ГМН-250, давление воды у насадки $H_b = 0,6 \text{ МПа}$, высота уступа $h_y = 16 \text{ м}$, диаметр насадки $d_h = 50 \text{ мм}$ (рис. 5.1).

Решение. 1. Устанавливаем минимальное расстояние (м) от гидромонитора до забоя по формуле

$$l_{\min} = K_{\text{пр}} h_y,$$

где $K_{\text{пр}}$ — коэффициент приближения гидромонитора к забою; для гидромониторов ручного управления $K_{\text{пр}} = 0,8 \div 1,2$, для гидромониторов дистанционного управления $K_{\text{пр}} = 0,5$.

$$l_{\min} = 0,8 \cdot 16 = 12,8 \text{ м.}$$

2. Находим максимальное расстояние (м) от гидромонитора до забоя по формуле

$$l_{\max} = (0,2 \div 0,4) H_b,$$

где H_b измеряется в МПа · 10².

3. Определяем шаг передвижки гидромонитора (м) по формуле

$$S_{\text{тщ}} = \left(\sqrt{\frac{8l_{\max}^2}{3} + h_y^2} - 3h_y \right) / 4.$$

4. Находим ширину забоя (м) по формуле

$$B_3 = 2 \sqrt{l_{\max}^2 - (l_{\min} + S_{\text{тщ}})^2}.$$

$$B_3 = 2 \sqrt{24^2 - (12,8 + 5,4)^2} = 31 \text{ м.}$$

5. Определяем объем породы (м³), разрабатываемый с одной стоянки гидромонитора, по формуле

$$Q_{ct} = B_3 h_y S_{\text{тщ}},$$

$$Q_{ct} = 31 \cdot 16 \cdot 5,4 = 2678 \text{ м}^3.$$

6. Устанавливаем продолжительность цикла разработки (ч) с одной стоянки гидромонитора по формуле

$$t_{\text{п.в}} = (Q_{ct}/Q_4) + t_{\pi} + t_{\text{пер}} + t_m,$$

где Q_4 — часовая производительность гидромонитора, $\text{м}^3/\text{ч}$ (определяется по табл. П.43 с учетом, что $H_b = 0,6 \text{ МПа}$ и $d_h = 50 \text{ мм}$); t_{π} и t_m — время соответственно на демонтаж и монтаж гидромонитора, принимаемое равным 1 ч; $t_{\text{пер}}$ — время на передвижение гидромонитора на новую стоянку [норма времени 4,4 ч при массе гидромонитора до 0,5 т, 10 ч — при массе гидромонитора более 0,5 т (масса гидромонитора определяется по

табл. П.42).

$$t_{\text{п.р}} = (2678/222) + 1 + 4,4 + 1 = 18,5 \text{ ч.}$$

Задача 5.2. Определить параметры гидравлической разработки месторождения в следующих условиях.

Гидромонитор	ГМН-250	ГМ-2	ГМН-250С	ГМСД-300
Давление воды у насадки H_b , МПа	0,5	0,5	0,8	1
Диаметр насадки d_h , мм	100	75	90	125
Высота уступа h_y , м	5	4	10	12

ПРИМЕР 5.3. Определить часовую и среднесменную производительность гидромонитора по породе, если давление воды перед насадкой $H_b = 0,5$ МПа, диаметр насадки $d_h = 75$ мм, высота уступа $h_y = 5$ м, категория разрабатываемых пород по трудности разработки II, продолжительность смены $T_{\text{см}} = 8$ ч.

Решение. 1. По табл. П.43 определяем производительность гидромонитора по воде, если $H_b = 0,5$ МПа и $d_h = 75$ мм. Производительность гидромонитора $Q_{\text{гид}} = 475 \text{ м}^3/\text{ч.}$

2. По табл. П.40 определяем удельный расход воды для размыва пород II категории по трудности разработки при высоте уступа $h_y = 5$ м. Удельный расход воды равен $q = 6 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

3. Устанавливаем часовую производительность гидромонитора (м^3) по породе:

$$Q_{\text{г.пор}} = Q_{\text{гид}}/q.$$

$$Q_{\text{г.пор}} = 475/6 = 79,2 \text{ м}^3.$$

4. Определяем среднесменную производительность гидромонитора по породе (м^3):

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{г.пор}} T_{\text{см}} K_{\text{п}},$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч; $K_{\text{п}} = 0,7 \div 0,9$ — коэффициент использования гидромонитора во времени.

$$Q_{\text{см}} = 79,2 \cdot 8 \cdot 0,8 = 506,9 \text{ м}^3.$$

Задача 5.3. Определить часовую и среднесменную производительность гидромонитора по породе в следующих условиях.

Категория пород по трудности раз-

Категория пород	III	III	II	IV	IV
работки	6	8	10	5	12
Высота уступа h_y , м					

Давление воды у насадки H_b , МПа	1,2	1	0,8	1,5	1,1
Диаметр насадки d_h , мм	90	50	100	75	63
Продолжительность смены $T_{\text{см}}$, ч	8	8	6	7	8
5.2. Земснаряды					

ПРИМЕР 5.4. Определить параметры разработки песчаного месторождения земснарядом. Головая производительность песчано-гравийного завода $Q_{\text{год}} = 400 \text{ тыс. м}^3$.

Категория пород по трудности разработки II. Мощность песчаного месторождения $h_i = 12$ м, высота надводной части уступа $h_2 = 1,5$ м. Песчаная толща представлена песком мелкозернистым (25 %) со средним диаметром частиц $d' = 0,2$ мм, песком крупнозернистым (70 %) с $d'' = 1$ мм, гравием (5 %) с $d''' = 5$ мм. Плотность пород $\gamma_r = 2,68 \text{ т}/\text{м}^3$, пористость $m = 0,38$. Дальность транспортирования пульпы по плавучему трубопроводу 120 м. Число смен работы $n_{\text{см}} = 3$, продолжительность смены $T_{\text{см}} = 8$ ч.

Решение. 1. Определяем средневзвешенный диаметр частиц (мм) по формуле

$$d_{\text{ср}} = d' p' + d'' p'' + d''' p''' / 100,$$

где d' , d'' , d''' — диаметры частиц, соответствующих определенному процентному составу, мм; p' , p'' , p''' — соответственно процентное содержание частиц определенного диаметра.

$$d_{\text{ср}} = 1 \cdot 70 + 0,2 \cdot 25 + 5 \cdot 5 / 100 = 1 \text{ мм.}$$

2. Определяем удельный расход воды для размыва пород II категории по трудности разработки. Для I категории он составляет $8 \text{ м}^3/\text{м}^3$, для II — $10 \text{ м}^3/\text{м}^3$, для III — $12 \text{ м}^3/\text{м}^3$, для IV — $14 \text{ м}^3/\text{м}^3$, для V — $17 \text{ м}^3/\text{м}^3$, для VI — $21 \text{ м}^3/\text{м}^3$. Принимаем удельный расход $g = 10 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

3. Устанавливаем плотность пульпы ($\text{г}/\text{м}^3$) по формуле

$$\gamma_p = [\gamma_r (1 - m) + g] / (1 - m + g).$$

$$\gamma_p = [2,68 (1 - 0,38) + 10] / (1 - 0,38 + 10) = 1,1 \text{ т}/\text{м}^3.$$

4. Находим техническую производительность земснаряда ($\text{м}^3/\text{ч}$) по породе:

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{год}} / (T_{\text{сез}} n_{\text{см}} T_{\text{см}} K_{\text{п}}),$$

где $T_{\text{сез}}$ — продолжительность сезона работы ($T_{\text{сез}} =$

$= 150 \div 180$ сут); $n_{\text{см}}$ — число смен работы; $\bar{T}_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч; $K_{\text{и}}$ — коэффициент использования земснаряда, определяется по табл. П.44. В данном случае $K_{\text{и}} = 0,7$.

$$Q_{\text{тех}} = 400000 / (180 \cdot 3 \cdot 8 \cdot 0,7) = 132 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

5. Определяем расчетную производительность земснаряда ($\text{м}^3/\text{ч}$) по пульпе:

$$Q_{\text{рас.п}} = Q_{\text{тех}} (1 - m + g) / K_{\text{заб}},$$

где $K_{\text{заб}}$ — коэффициент, зависящий от высоты надводной части уступа. При высоте надводной части уступа от 1,5 до 5 м коэффициент принимается равным 1, при меньшей высоте надводной части уступа коэффициент снижается на 10 %.

$$Q_{\text{рас.п}} = 132 (1 - 0,38 + 10) / 1 = 1402 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

6. По табл. П.45 подбираем необходимую модель земснаряда. Принимаем земснаряд модели 100-40к.

7. Находим ширину заходки земснаряда (м) по формуле

$$B_a = 2r \sin(\varphi/2),$$

где r — расстояние между осью свай и фрезой (см. табл. П.45), м; φ — угол поворота земснаряда, градус ($\varphi = 50 \div 110^\circ$). Принимаем $\varphi = 80^\circ$.

$$B_a = 2 \cdot 29 \sin(80^\circ/2) = 38 \text{ м.}$$

8. Определяем высоту и подачу земснаряда (м) по формуле

$$S_{\text{зем}} = B_a b / 2r,$$

где b — расстояние между осями свай земснаряда (см. табл. П.45).

$$S_{\text{зем}} = 38 \cdot 1,6 / (2 \cdot 29) = 1 \text{ м.}$$

9. Устанавливаем угол откоса уступа. Угол откоса для мелкозернистого песка $\alpha = 27 \div 40^\circ$, для крупнозернистого песка и гравия $\alpha = 25 \div 30^\circ$. Принимаем $\alpha = 30^\circ$.

10. Определяем длину блока разработки месторождения, которая будет равна длине плавучего трубопровода. Для нашего случая длина блока равна 120 м, так как длина плавучего трубопровода равна 120 м.

Задача 5.4. Определить параметры разработки песчаного месторождения если горная масса плавучего трубопровода

Таблица 20

Категория пород по трудности разработки	Мощность месторождения h_1 , м	Высота надводной части уступа h_2 , м	Гранулометрическая характеристика пород	
			размер частиц, мм	количество частиц по массе, %
II	10	1	0,2 0,3 0,6	25 65 10
III	11	0,5	0,5 0,1 0,5	45 50 5
IV	8	1	0,2 0,2 0,5	15 60 25

песчано-гравийного завода 500 000, 400 000, 300 000 м³. Дальность транспортирования пульпы по плавучему трубопроводу соответственно равна 200, 150 и 100 м. Для всех условий принять число смен 3, продолжительность смены 8 ч.

Горно-геологическая характеристика месторождений приведена в табл. 20.

Принять для всех пород плотность $\gamma = 2,7 \text{ т}/\text{м}^3$, пористость $m = 0,4$.

5.3. Дражная разработка

ПРИМЕР 5.5. Выбрать модель драги для разработки россыпи в Северной Якутии. Параметры россыпи: балансовые запасы горной массы 15 млн. м³, средняя ширина 400 м, средняя глубина 11 м*, уклон долины 0,01. Рассыпь сложена из пород III (60 %) и IV (40 %) категорий крепости. Решение. 1. По табл. П. 46 и П. 47 для разработки данной россыпи могут быть выбраны драги модели 210Д и 250Д.

2. Согласно классификации пород (табл. П.26) ко-

Эффициент разрыхлений для пород III и IV категорий соответственно равен 1,3 и 1,35.

Средний коэффициент разрыхления находим по формуле

$$K_{\text{раз}} = (K_{\text{I}}h_1 + K_{\text{II}}h_{\text{II}} + \dots + K_nh_n)/(h_1 + h_{\text{II}} + \dots + h_n),$$

где K_{I} , K_{II} , K_n — коэффициент разрыхления пород соответственно I, II, ..., n -й категорий; h_n — мощность слоя породы соответственно I, II, ..., n -й категорий, м.

$$K_{\text{раз}} = (1,3 \cdot 6,6 + 1,35 \cdot 4,4)/11 = 1,32.$$

3. По табл. П.48 коэффициент наполнения черпаков пород III и IV категорий соответственно равен 0,74 и 0,62.

Средний коэффициент наполнения черпаков определяем по формуле

$$K_h = (K_{\text{I}}h_1 + K_{\text{II}}h_{\text{II}} + \dots + K_nh_n)/(h_1 + h_{\text{II}} + \dots + h_n),$$

где K_h — коэффициент наполнения черпаков в породе n -й категории;

$$K_h = (0,74 \cdot 6,6 + 0,62 \cdot 4,4)/11 = 0,69.$$

4. Часовую производительность драги ($\text{м}^3/\text{ч}$) устанавливаем по формуле

$$Q_q = 60E n_q K_h / K_{\text{раз}},$$

где E — вместимость черпака драги, м^3 ; n_q — число черпаков в минуту (определяется по табл. П.46).

Принимаем число черпаний в минуту равным 26. Тогда часовая производительность:

$$\text{для драги } 210\text{Д}$$

$$Q_q = (60 \cdot 26 \cdot 0,21/1,32) 0,69 = 171,2 \text{ м}^3,$$

$$\text{для драги } 250\text{Д}$$

$$Q_q = (60 \cdot 26 \cdot 0,25/1,32) 0,69 = 203,9 \text{ м}^3.$$

5. По табл. П.49 коэффициент использования драги во времени для районов Северной Якутии равен 0,75.

6. Суточную производительность драги определяем по формуле

$$Q_{\text{сут}} = 24K_h Q_q,$$

где K_h — коэффициент использования рабочего времени суток.

Для драги 210Д $Q_{\text{сут}} = 24 \cdot 171,2 \cdot 0,75 = 3082 \text{ м}^3$.

Для драги 250Д $Q_{\text{сут}} = 24 \cdot 203,9 \cdot 0,75 = 3670 \text{ м}^3$.

7. По табл. П.49 принимаем продолжительность сезона работы драги в рассматриваемом районе, равную 170 дней.

8. Сезонную производительность драги (м^3) находим по формуле

$$Q_{\text{сез}} = Q_{\text{сут}} T_{\text{сез}},$$

где $T_{\text{сез}}$ — продолжительность дражного сезона, сут.

Для драги 210Д $Q_{\text{сез}} = 3082 \cdot 170 = 523\,940 \text{ м}^3$.

Для драги 250Д $Q_{\text{сез}} = 3670 \cdot 170 = 623\,900 \text{ м}^3$.

9. Срок эксплуатации россыпи определим по формуле

$$T_{\text{эк}} = 3/Q_{\text{сез}},$$

где 3 — балансовые запасы россыпного месторождения, м^3 .

Для драги 210Д $T_{\text{эк}} = 15\,000\,000/523\,940 = 28,6$ года,

для драги 250Д $T_{\text{эк}} = 15\,000\,000/623\,900 = 24$ года.

10. По табл. П.47 находим продолжительность эксплуатации

Таблица 21

Характеристика россыпи

Порода

Район работы драги

Урал	ширина, м	глубина, м	балансовые запасы, млн. м^3	уклон	Характеристика россыпи	
					категория по крепости	мощность слоя, м
Северо-восток	100	7	5	0,01	II III IV V	1,4 4,2 1,4 1
Западная Сибирь	60	10	15	0,05	II III IV V	8 1 1 1
Красноярский край	50	5	3	0,01	II III IV V	3,5 0,5 0,5 0,5
	50	7	4	0,02	I II III IV	0,7 0,7 3,5 0,7
	50	7	4	0,02	I II III IV	2,1 2,1 2,1 0,7

2. Находим радиус черпания по дну разреза:

$$r_{\pi} = D + IO - \Gamma + \sqrt{A^2 - (B + \delta + h_1 + z - \gamma)^2},$$

где z — глубина задирик плотика, м. Для драг средней глубины черпания $z=0,1 \div 0,7$ м, принимаем $z=0,3$ м.

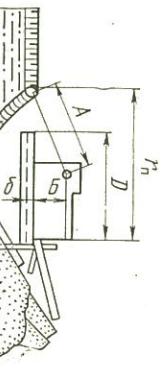


Рис. 5.2. Схема выемки пород драгой

плутатии 210 и 250-литровых драг. Наиболее подходящей для рассматриваемых условий является 250-литровая драга, поэтому для разработки данной россыпи выбираем драгу 250Д.

Задача 5.5. Выбрать модель драги для разработки россыпи в условиях, приведенных в табл. 21.

ПРИМЕР 5.6. Определить основные размеры драккого разреза для драги с черпаком вместимостью 250 л.

Мощность россыпи: общая $h_p = 10$ м, подводная $h_1 = 9$ м, надводная $h_2 = 1$ м. Выемка пород производится фронтальным забоем, угол поворота драги — наиболее целесообразный (рис. 5.2).

Решение. 1. Определяем радиус черпания драги (м) по поверхности россыпи:

$$r_{\pi} = D + IO - \Gamma + \sqrt{(A + \gamma)^2 - (B + \delta - H_q)^2},$$

где D — длина понтона, м; IO — расстояние от кормы драги до оси свай, м; Γ — расстояние от носа понтона до верхнего барабана, м; A — длина черпаковой рамы, м; γ — радиус черпака на нижнем барабане, м; B — высота установки оси верхнего барабана над палубой, м; δ — надводный борт понтона, м; H_q — расстояние от точки касания козырька черпака внешней поверхности засыпи до уровня воды в разрезе, м. Конструктивные размеры драги определяем по табл. П. 46: $D = 42,8$ м; $IO = 0,95$ м; $\Gamma = 19,2$ м; $A = 31,7$ м; $\gamma = 1,67$ м; $B = 10,8$ м; $\delta = 0,9$ м.

H_q принимаем равным высоте надводного борта, т. е. $H_q = h_2$.

$$r_{\pi} = 42,8 + 0,95 - 19,2 +$$

$$+ \sqrt{(31,7 + 1,67)^2 - (10,8 + 0,9 - 1)^2} = 56,2 \text{ м.}$$

$$+ \sqrt{31,7^2 - (10,8 + 0,9 + 9 + 0,3 - 1,67)^2} = 49,7 \text{ м.}$$

3. Определяем ширину разреза (м) по поверхности россыпи:

$$b_{\pi} = 2r_{\pi} \sin(\varphi/2),$$

где φ — угол поворота драги, градус. Принимаем по табл. П. 50 $\varphi = 62^\circ$.

$$b_{\pi} = 2 \cdot 56,2 \cdot 0,515 = 57,9 \text{ м.}$$

4. Находим ширину разреза по дну россыпи:

$$b_{\pi} = 2r_{\pi} \sin(\varphi/2),$$

5. Определяем размеры боковых выступов (м) разреза:

$$\omega = S_{\text{др}} \cos(\varphi/2) \sin(\varphi/2),$$

где $S_{\text{др}}$ — уход драги, м (устанавливаем по табл. П. 50). Принимаем $S_{\text{др}} = 3,5$ м.

6. Находим среднюю ширину разреза:

$$b_{\text{ср}} = 0,5(b_{\pi} + b_{\pi}) - \omega.$$

$$b_{\text{ср}} = 0,5(57,9 + 51,2) - 1,5 = 53 \text{ м.}$$

7. Определяем угол откоса (градус) борта разреза:

$$\operatorname{tg} \alpha = 2h_p / (b_{\pi} - b_{\pi}).$$

$\operatorname{tg} \alpha = (2 \cdot 10) / (57,9 - 51,2) = 2,99$; по тригонометрическим таблицам определяем $\alpha = 72^\circ$.

ПРИМЕР 5.7. Определить минимальную допустимую ширину дражного разреза для драги с черпаком вместимостью 250 л.

Решение. 1. Определяем минимальную допустимую ширину дражного разреза по поверхности россыпи:

$$b_{\text{н,м}} = 2r_{\pi} \sin(\varphi_{\text{м}}/2),$$

где Φ_m — минимальный угол поворота драги, градус (определяется по табл. П.50 $\Phi_m=57^\circ$); размер радиуса черпания по поверхности россыпи принимаем из приема $5.6 r_{\pi}=56,2$ м.

$$b_{\pi,m} = 2 \cdot 56,2 \cdot 0,477 = 53,6 \text{ м.}$$

2. Находим минимальную допустимую ширину дражного разреза по дну:

$$b_{d,m} = 2r_{\pi} \sin(\Phi_m/2).$$

Размер радиуса черпания по дну принимаем из приема 5.6: $r_{\pi}=49,7$ м.

$$b_{d,m} = 2 \cdot 49,7 \cdot 0,477 = 47,4 \text{ м.}$$

3. Определяем наименьшую допустимую среднюю ширину дражного разреза:

$$b_{ср,m} = (b_{\pi,m} + b_{d,m})/2.$$

$$b_{ср,m} = (53,6 + 47,4)/2 = 50,5 \text{ м.}$$

По изложенному способу расчета можно определить и максимальную ширину дражного разреза. При этом следует использовать значения величин максимального угла поворота драги (см. табл. П.50).

Задача 5.6. Определить основные размеры дражного разреза при выемке пород драгами фронтальным забоем и с наиболее целесообразным углом поворота. Вместимость черпака драги и мощность россыпи приведены ниже.

Вместимость черпака драги, м ³	150	380	380	600
Мощность россыпи, м:				
общая h_p	9	30	17	50
подводная h_1	8	27	15	46
надводная h_2	1	3	2	4

Задача 5.7. Определить минимальную допустимую и максимальную ширину дражного разреза для драг с черпаком вместимостью 80, 150 и 380 л.

ПРИМЕР 5.8. Определить годовую производительность драги с черпаком вместимостью 250 л, разрабатывающую россыпь на Урале мощностью $h_p=10$ м.

Категория пород по крепости различна по всей глубине россыпи: II категория пород, верхний слой, $h'=2$ м; III категория пород, средний слой, $h''=5$ м; IV категория пород, нижний слой, $h'''=3$ м;

V категория пород, плотик, глубина задирки $z=0,3$ м.

Решение. 1. По табл. П.26 определяем коэффициенты разрыхления для пород всех слоев. Для II категории пород $K_{раз}=1,2$; для III категории пород $K_{раз}=1,25$; для IV категории пород $K_{раз}=1,3$; для плотика $K_{раз,пл}=1,45$.

2. Находим средневзвешенный коэффициент разрыхления пород по забото:

$$K_{с,раз} = (K'_{раз}h' + K''_{раз}h'' + K'''_{раз}h''')/(h_p + z).$$

$$K_{с,раз} = (1,2 \cdot 2 + 1,25 \cdot 5 + 1,3 \cdot 3 + 1,45 \cdot 0,3)/(10 + 0,3) = 1,26.$$

3. По табл. П.48 определяем значения коэффициентов наполнения черпаков для пород II категории $K'_{\pi}=0,85$, для пород III категории $K''_{\pi}=0,74$, для пород IV категории $K'''_{\pi}=0,62$, для пород V категории $K_{н,пл}=0,2$.

4. Устанавливаем средневзвешенный коэффициент наполнения черпака по забото.

$$K_{с,н} = (K'_h h' + K''_h h'' + K'''_h h''')/(h_p + z).$$

$$K_{с,н} = (0,82 \cdot 2 + 0,74 \cdot 5 + 0,62 \cdot 3 + 0,1 \cdot 0,3)/(10 + 0,3) = 0,7.$$

5. Определяем производительность (м³/ч) драги по формуле

$$Q_q = 60 n_q E K_{с,н} / K_{с,раз},$$

где E — вместимость черпака драги, м³; n_q — скорость движения черпаковой цепи, число черпаний в минуту (определяется по табл. П.46).

$$Q_q = 60 \cdot 28 \cdot 0,25 \cdot 0,7 / 1,26 = 233 \text{ м}^3.$$

6. Находим число часов чистой работы драги за сутки:

$$T_{сут} = 24 K_{\pi},$$

где K_{π} — коэффициент использования драги во времени суток. По табл. П.49 для Урала принимаем $K_{\pi}=0,8$.

$$T_{сут} = 24 \cdot 0,8 = 19,2 \text{ ч.}$$

7. Устанавливаем среднесуточную производительность драги:

$$Q_{сут} = Q_q T_{сут}.$$

$$\Omega = 233 \cdot 19,2 = 4474 \text{ м}^3.$$

Таблица 22

6. ПОДГОТОВКА К ЭКСПЛУАТАЦИИ И ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

6.1. Расчет дренажных систем

Район работы драги	Вместимость чирпака драги $E, \text{л}$	Мощность россыпи $h_p, \text{м}$	Породы	
			категория крепости	мощность слоя, м
Приморье	80	5	II III IV V	1 3 1 0,2
Западная Сибирь	150	8	II III IV V	2 5 1 0,2
Урал	210	10	II III IV V	3 6 1 0,2
Река Лена	380	15	II III IV V	1 10 3 0,2
Красноярский край	250	10	II III IV V	2 7 1 0,3

Приемчание. Расчет произвести для двух условий использования рабочего времени в течение суток: K_{Π} принять средним для данного района; $K_{\pi} = 0,9$ с учетом сокращения потерй рабочего времени на обслуживание механизмов и на простой, связанные с разработкой россыпей.

8. Определяем среднегодовую производительность драги:

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{сут}} T_{\text{сез}}$$

где $T_{\text{сез}}$ — средняя продолжительность дражного сезона, сут. По табл. П.49 для Урала принимаем $T_{\text{сез}} = 256$ сут.

$$Q_{\text{год}} = 4474 \cdot 256 = 1145344 \text{ м}^3.$$

Задача 5.8. Определить годовую производительность драги в условиях, приведенных в табл. 22.

ПРИМЕР 6.1. Определить приток поверхностных вод в карьер. По данным местной метеостанции среднесуточное количество осадков за год $c_c = 2$ мм, годовое количество твердых осадков $c_{\tau} = 1$ м, продолжительность интенсивного таяния снега в период паводков $t_{\tau} = 240$ ч, площадь карьера в границах нагорных канав и дамб $S = 6 \text{ км}^2$.

Решение. Среднегодовой поверхностный сток воды определим по формуле

$$W_h = 1000 c_c \varepsilon S,$$

где ε — коэффициент поверхностного стока (для скальных и глинистых пород $\varepsilon = 0,8 \div 0,9$, для песчаных пород $\varepsilon = 0,5 \div 0,7$).

$$W_h = 1000 \cdot 2 \cdot 0,5 \cdot 6 = 6000 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Значительное увеличение притока воды в карьер возможно в период паводков и ливней. Приток талых вод определяем по формуле

$$W_t = \varepsilon \lambda c_{\tau} S / t_{\tau},$$

где λ — коэффициент, учитывающий степень удаления снега из карьера; для условий средней полосы $\lambda = 0,5$.

$$W_t = 0,5 \cdot 0,5 \cdot 1,6 \cdot 10^6 / 240 = 6250 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

ПРИМЕР 6.2. Определить приток подземных вод в карьер Q при наличии безнапорного водоносного горизонта.

Мощность водоносного горизонта $H_{\text{в,г}} = 10$ м; коэффициент фильтрации $K_{\Phi} = 4$ м/сут; высота высыпания вод на откосе карьера $h_b = 1$ м; радиус депрессии, счи-тая от центра карьера, $R_{\Delta} = 1500$ м; приведенный радиус карьера $r_{\pi} = 400$ м.

Решение.

$$Q = 1,36 K_{\Phi} (H_{\text{в,г}}^2 - h_b^2) (\lg R_{\Delta} - \lg r_{\pi}) = 1,36 \cdot 4 \cdot (10^2 - 1^2) / (\lg 1500 - \lg 400) = 945 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

6.2. Расчет устойчивости откосов

ПРИМЕР 6.3. Определить устойчивость рабочего борта угольного разреза (рис. 6.1).

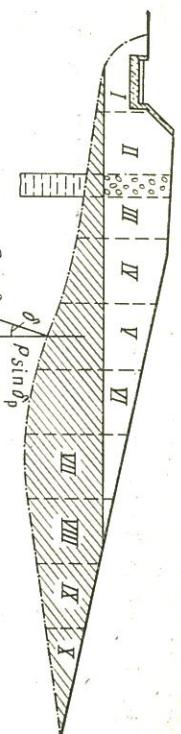


Рис. 6.1. Схема к расчету устойчивости рабочего борта Ангренского разреза:
1 — глина; 2 — песчаник; 3 — тело дренирующего оползня; 4 — поверхность разрушения; 5 — бетонная обделка канала; римскими цифрами обозначены номера расчетных блоков

Плотность пород $\gamma = 2 \text{ т/м}^3$, характеристики механических свойств пород по контакту подошвы древнего оползня с подстилающими юрскими глинами: угол внутреннего трения $\rho = 6^\circ$, сцепление $k = 0,02 \text{ МПа}$.

Решение. Коэффициент запаса устойчивости определим по формуле

$$F = (\Sigma \operatorname{tg} \rho P \cos \delta_p + \Sigma k l) / \Sigma P \sin \delta_p,$$

где δ_p — угол наклона поверхности разрушения к горизонту; P — масса пород в элементарной призме, т; l — длина поверхности разрушения элементарной призмы, м.

Результаты расчетов приведены в табл. 23.

Таблица 23

№ блока	Элементарная призма		$P \cos \delta_p$	$P \sin \delta_p$	t
	площадь, м^2	масса P , т			
1	600	1200	8,5	0,987	0,148
2	760	1832	7,5	0,988	0,130
3	1260	2520	9,6	0,986	0,160
4	1350	2700	17	0,956	0,292
5	1650	3300	18	0,951	0,310
6	1865	3730	9	0,987	0,157
7	1800	3600	0	0	3600
8	4600	9200	-7	0,992	0,123
9					9100
					60
					-1130
					-1130
					27550
					265

$$F = (27550 \cdot 0,105 + 265 \cdot 0,02 \cdot 10^2 + 1130) / 3215 = 1,42.$$

ПРИМЕР 6.4. Определить предельную высоту отвального яруса h_a по условиям устойчивости и число ярусов m_a .

Угол естественного откоса пород в отвале $\beta_e = 38^\circ$; угол внутреннего трения $\rho = 29^\circ$; сцепление $k = 0,015 \text{ МПа}$; плотность пород $\gamma = 1,8 \text{ т/м}^3$; общая высота отвала $H_o = 50 \text{ м}$.

Решение. По графику рис. 6.2 при $\rho = 29^\circ$ и $\beta_e = 38^\circ$ определяем предельную высоту в безразмерных координатах: $H' = 22,2$.
Расчетная предельная высота яруса

$$h_a = H' k / \gamma = 22,2 \cdot 0,015 \cdot 10^3 / 1,8 = 18,5 \text{ м.}$$

Число ярусов $m_a = H_o / h_a = 50 / 18,5 = 3$.

ПРИМЕР 6.5. В условиях предыдущего примера определить устойчивый угол всего отвала и построить его контур.

Решение. По графику рис. 6.2 находим эквивалентный угол откоса при $H_o = 50 \text{ м}$; $H' = H_o / (k / \gamma) = 50 / 0,83 = 60,2$ при $\rho = 29^\circ$ и $H' = 60,2$ при угле откоса $\beta = 32^\circ$.

Контур трехярусного отвала определяем графически (рис. 6.3). Из точек A и F проводим прямые под углом естественного откоса $\beta_e = 38^\circ$ на высоту 16 и 18 м. Из точек B и E проводим горизонтальные прямые, пересекающиеся с линией AF в точках G и H . Из точки O , расположенной в середине отрезка, проводим прямую под углом естественного откоса $\beta_e = 38^\circ$ до пересечения с ранее нанесенными горизонтальными прямыми в точках C и D . Таким образом определен контур $ABCDEF$ трехярусного отвала.

ПРИМЕР 6.6. Оценить устойчивость откоса уступа, разрабатываемого экскаватором ЭКГ-4 (рис. 6.4).

Уступ сложен четвертичными суглинками, имеющими следующие характеристики: плотность $\gamma = 1,9 \text{ т/м}^3$, угол внутреннего трения $\rho = 26^\circ$, сцепление $k = 0,04 \text{ МПа}$.

Решение. Оценка устойчивости производится определением устойчивой высоты уступа в его крутой (верхней) части при технологическом угле откоса. Нижнюю зону уступа можно не принимать во внимание, так как угол откоса в этой части весьма пологий и, безусловно, обеспечивает его устойчивость.

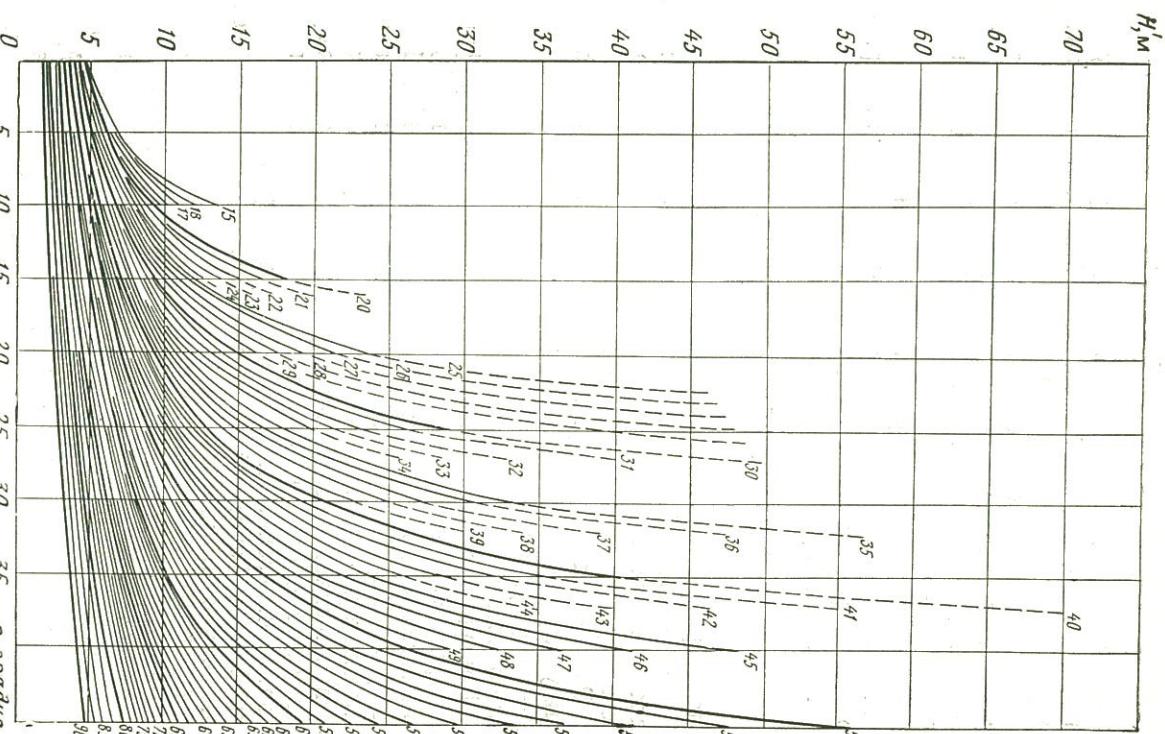


Рис. 6.3. Построение контура трехъярусного отвала

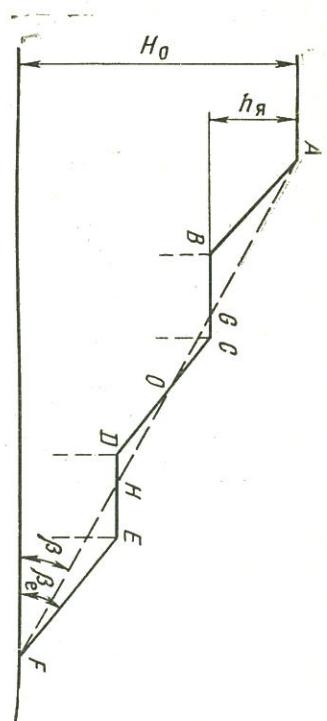


Рис. 6.4. Контур откоса уступа, разрабатываемого межлопатой

Для данных показателей физико-механических свойств и технологическом угле откоса кругой части 71° устойчивая высота верхней части уступа определяется по графику рис. 6.2. При $\alpha_B = 71^\circ$, $\rho = 26^\circ$ безразмерная устойчивая высота $H' = 5,1$.
Размерная устойчивая высота

$$h_{i,\text{пр}} = kH/\gamma = 0,04 \cdot 10^2 \cdot 5,1 / 1,9 = 11 \text{ м.}$$

Коэффициент запаса устойчивости уступа

$$F = h_{i,\text{пр}}/h_{i,\Phi},$$

где $h_{i,\Phi}$ — фактическая высота верхней части уступа.

$$F = 11/7,4 = 1,5.$$

Рис. 6.2. График для расчета прямолинейных откосов. Цифры у кривых означают углы откосов

ПРИМЕР 6.7. Определить ширину предохранительной бermы при заданном коэффициенте запаса устойчивости $F = 1,5$ и коэффициент запаса устойчивости F при ширине бermы $b_p = 3$ м.

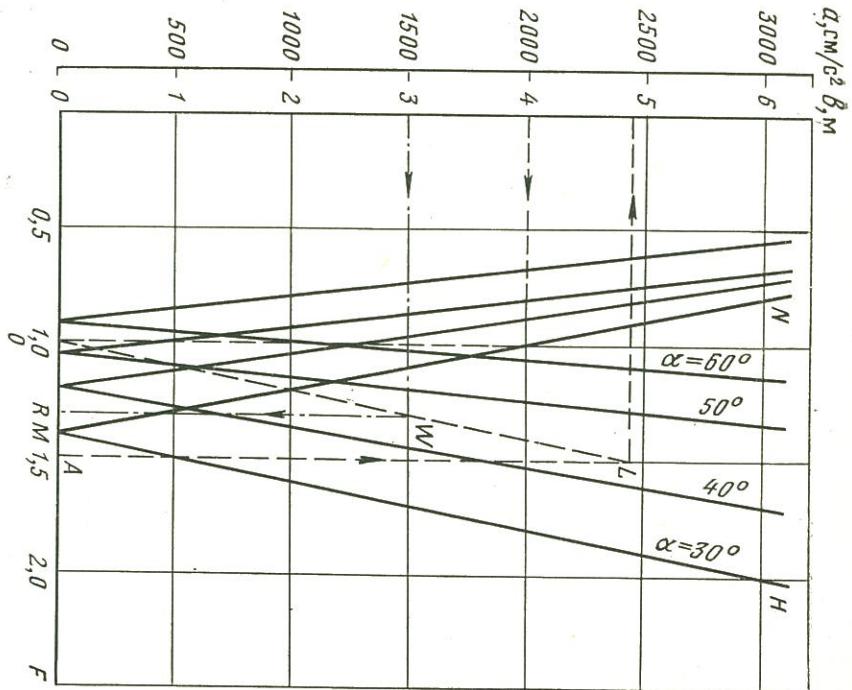


Рис. 6.5. График для определения бермы безопасности и коэффициента запаса устойчивости нагруженных уступов

Высота уступа $h = 15$ м; угол откоса уступа $\alpha = 30^\circ$; угол внутреннего трения пород $\rho = 35^\circ$; сцепление $k = 0,035$ МПа; максимальное ускорение колебаний от рабочих механизмов $a = 2000 \text{ см}/\text{с}^2$.

Решение. На графике рис. 6.5 проводим прямую линию от оси ординат при $a = 2000 \text{ см}/\text{с}^2$, параллельную оси абсцисс, до пересечения прямой MN , выражающей зависимость коэффициента запаса устойчивости от ускорения колебаний при $\alpha = 30^\circ$. Из точки пересечения прямых опускаем перпендикуляр на ось абсцисс и таким образом определяем, что коэффициент запаса устойчи-

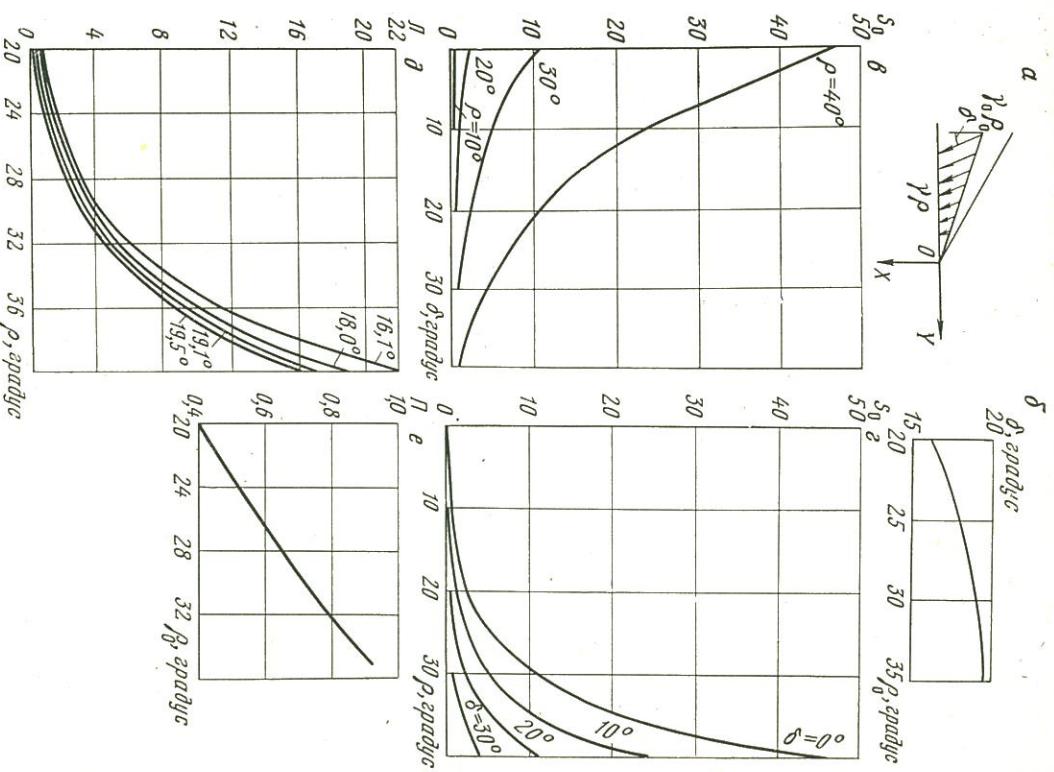


Рис. 6.6. Схема и графики к расчету основания отвалов на выдавливание

ности F откоса уступа при предохранительной берме $b_p = 0$ равен 1. Из точки O проводим прямую OL , параллельную прямой MN — зависимости коэффициента запаса от ширины бермы безопасности при $\alpha = 30^\circ$. Из точ-

ки A на оси абсцисс, соответствующей коэффициенту запаса устойчивости $F=1,5$, восстановляем перпендикуляр до пересечения с прямой OL . Точка пересечения этих прямых показывает, что ширина бермы безопасности в данном случае должна быть не менее 5 м.

Для определения коэффициента запаса устойчивости откоса уступа при предохранительной берме b_p необходимо из точки W на прямой OL , соответствующей ширине этой бермы $b_p=3$ м, опустить перпендикуляр на ось абсцисс. Точка пересечения R будет соответствовать искомому значению коэффициента запаса устойчивости $F=1,3$.

ПРИМЕР 6.8. Определить устойчивость основания отвала.

Плотность пород основания $\gamma=1,7 \text{ т/м}^3$, пород отвала $\gamma_0=1,9 \text{ т/м}^3$, угол внутреннего трения пород основания $\rho=22^\circ$, пород отвала $\rho_0=30^\circ$.

Решение. Расчетная схема приведена на рис. 6.6, а.

Решение задачи сводится к проверке уравнения

$$S_0 \cos \delta (\cos \delta + \sqrt{\sin^2 \rho - \sin^2 \delta}) = \operatorname{tg} \rho_0 (1 - \sin^4 \rho_0) \times \\ \times \gamma_0 / \gamma \cos^2 \rho_0,$$

где S_0 — специальная функция; δ — угол отклонения вектора напряжения от вертикали, градус.

Если левая часть уравнения меньше правой, произойдет выдавливание основания отвала. Если же левая часть больше правой, выдавливания не будет.

Значение угла δ определяем по графику рис. 6.6, б.

Для $\rho_0=30^\circ$ $\delta=19^\circ$. По графикам рис. 6.6, в и г для

$\rho=22^\circ$ и $\delta=19^\circ$ находим $S_0=0,6$.

По графику рис. 6.6, д левая часть уравнения (L) равна 0,6, а по графику рис. 6.6, е правая часть уравнения (P) без учета плотности равна 0,72. С учетом того, что $\gamma_0/\gamma=1,9/1,7=1,12$, правая часть уравнения равна 0,8. Так как $0,6 < 0,8$, то произойдет выдавливание основания отвала.

6.3. Расчет траншей

ПРИМЕР 6.9. Определить длину наклонной траншеи глубиной $H_t=40$ м при уклоне $i=0,03$.

Решение. $L_t=H_t/i=40/0,03=1333$ м.

ПРИМЕР 6.10. Определить ширину дна внешней

въездной траншеи, вскрывающей карьерное поле Кацарского железорудного карьера.

Траншея проходится в рыхлых обводненных породах, в ней предполагается разместить два электрифицированных железнодорожных пути и автомобильную дорогу II категории для движения автосамосвалов БелАЗ-549.

Решение. Ширина траншеи определяется графически, исходя из размещения транспортных коммуникаций, водоотводных и предохранительных сооружений (рис. 6.7).

Ширина проезжей части автодороги 15 м принята по табл. П.33. Обочина, ширина которой принимается обычно равной 1,5 м, с одной стороны уширена до 4 м для проезда тракторов. Железнодорожные пути и автомобильная дорога устраиваются с разделным полотном, так как строятся обычно разными организациями и в разные сроки. Для обслуживания опор контактной сети и верхнего строения железнодорожных путей механизмами на автономном ходу (тракторами, автокранами и пр.), а также для раскладки материалов и инструмента используется площадка между полотном железнодорожной дороги и автомобильной дорогой. Размеры внешних элементов траншней (от бровки земляного полотна до нижней бровки откоса), где размещаются кюветы, приняты равными 5 м по условиям устойчивости борта.

Общая ширина дна траншеи 47,7 м.

ПРИМЕР 6.11. Определить минимальную ширину дна траншеи B_t при проведении ее на полное сечение экскаватором ЭКГ-8И с погрузкой в думпкары, расположенные с одной стороны экскаватора (рис. 6.8). Угол откоса борта траншеи $\alpha=60^\circ$.

Решение.

$$B_t = 2R_k + 2c + g + b_k - z_k \operatorname{ctg} \alpha,$$

где $R_k=7,26$ м — радиус вращения кузова экскаватора ЭКГ-8И; c — минимальный зазор между кузовом экскаватора и бортом или транспортным сосудом, составляющий по правилам безопасности 1 м; g — база подвижного состава ($g=3,75$ м при колее 1524 мм); b_k — ширина кювета поверху (обычно в скальных породах принимается равной 1,3 м, в рыхлых породах — 1,9 м); z_k — просвет под поворотной платформой экскаватора (у ЭКГ-8И $z_k=2,75$ м).

$$B_t = 2 \cdot 7,26 + 2 \cdot 1 + 3,75 + 1,9 - 2,75 \operatorname{ctg} 60^\circ = 21 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 6.12. Определить минимальную ширину dna траншеи при проведении ее на полное сечение с применением автомобильного транспорта при кольцевой схеме движения и тупиковой подаче автосамосвалов БелАЗ-549.

Решение. При кольцевой схеме движения автосамосвалов

$$B_t = 2(R_a + 0,5b_a + c_a) = 2(9 + 0,5 \cdot 4,9 + 1) = 25 \text{ м.}$$

При тупиковой подаче

$$\begin{aligned} B_t &= R_a + 0,5b_a + l_a + 2c_a = 9 + 0,5 \cdot 4,9 + 9,7 + 2 \cdot 1 \\ &= 23,2 \text{ м.} \end{aligned}$$

Здесь R_a — минимальный радиус поворота автосамосвала, м; b_a — ширина кузова автосамосвала, м; c_a — минимальный зазор между автосамосвалом и нижней бровкой траншеи ($c_a = 1 \div 2$ м); l_a — длина автосамосвала, м.

ПРИМЕР 6.13. Определить предельные размеры траншеи при проведении ее экскаватором ЭКГ-4У сплошным забоем с верхней погрузкой в думпкары ВС-85; устойчивый угол откоса борта траншеи $\alpha = 50^\circ$.

Решение. Глубину траншеи H_t ограничивает максимальная высота разгрузки экскаватора $H_{p\ max} = 17,7$ м:

$$H_t \leq H_{p\ max} - (h_p + c_1 + h_p); \quad H_t \leq 17,7 - (3,235 + 0,4 + 0,5); \quad H_t \leq 13,4 \text{ м.}$$

радиус разгрузки экскаватора при максимальной высоте разгрузки $R_p = 18,7$ м:

$$H_t \leq (R_p - R_k - c_1 + z_k \operatorname{ctg} \alpha - C_s) \operatorname{tg} \alpha.$$

Здесь h_p — высота думпкара, м; c_1 — минимальный зазор между ковшом и транспортным сосудом ($c_1 = 0,3 \div 0,5$ м); h_p — высота верхнего строения пути (суммарная высота рельса, подкладки, шпалы, балласта, составленного из 0,3—0,5 м); R_k — радиус вращения кузова экскаватора, м; z_k — просвет под поворотной платформой экскаватора, м; C_s — минимальное расстояние от оси пути до бровки уступа (по правилам безопасности $C_s = 2,5$ м).

$$H_t \leq (18,7 - 7,5 - 1 + 2,8 \operatorname{ctg} 50^\circ - 2,5) \operatorname{tg} 50^\circ;$$

$$H_t \leq 12 \text{ м.}$$

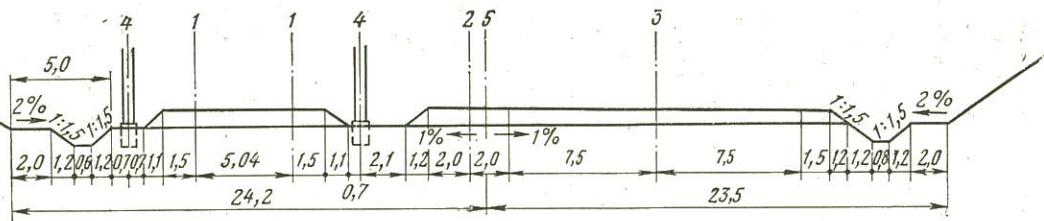


Рис. 6.7. Сечение внешней въездной траншеи:

1 — оси железнодорожного пути; 2 — ось тракторного проезда; 3 — ось автодороги; 4 — оси опор контактной сети; 5 — ось траншеи

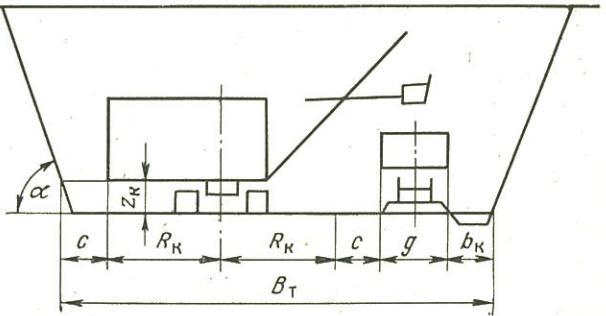


Рис. 6.8. Схема к определению минимальной ширины траншеи по условиям ее проходки

Минимальная ширина траншеи

$$B_t \geq 2R_k + 2c_1 - 2z_k \operatorname{ctg} \alpha;$$

$$B_t \geq 2 \cdot 7,5 + 2 \cdot 1 - 2 \cdot 2,8 \operatorname{ctg} 50^\circ; \quad B_t \geq 14 \text{ м.}$$

Максимальная ширина траншеи:

по условию черпания породы
 $B_t \leq 2R_{u,y}$, где $R_{u,y}$ — максимальный радиус черпания
 экскаватора на горизонте его установки;

$$B_t \leq 2 \cdot 14,3; \quad B_t \leq 28,6 \text{ м};$$

по условию погрузки

$$B_t \leq R_{u,y} + R_p - C_s - H_t \operatorname{ctg} \alpha;$$

$$B_t \leq 14,3 + 18,7 - 2,5 - 12 \operatorname{ctg} 50^\circ;$$

$$B_t \leq 20,5 \text{ м.}$$

Таким образом, максимальная глубина траншеи 12 м, минимальная ширина ее 14 м, максимальная ширина 20,5 м.

ПРИМЕР 6.14. Определить ширину разрезной траншеи B_t в скальных породах при взрывании узкой полосы.

Ширина взрываемого блока при однорядном расположении скважин $A = 7$ м; ширина раз渲ала после взрыва $X = 27$ м; железнодорожный путь одноколейный.

$$B_t = X + T - A,$$

где T — ширина транспортной полосы, включая безопасные расстояния от раз渲ала и борта траншеи (при одном пути $T = 7 \div 8$ м, при двух путях $T = 14 \div 15$ м).

$$B_t = 27 + 7 - 7 = 27 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 6.15. Определить объем наклонной траншеи V_{tp} глубиной $H_t = 15$ м при ширине дна $B_t = 20$ м, уклоне $i = 0,08$ и углах откоса бортов $\alpha = 40^\circ$.

Решение.

$$V_{tp} = H_t^2(B_t/2 + H_t/3 \operatorname{tg} \alpha)/\operatorname{tg} \beta_t - H_t^2(B_t/2 + H_t(2 - \operatorname{tg} \alpha)/3 \operatorname{tg} \alpha)/\operatorname{tg} \alpha' = 30^2(15/2 + 30/3 \operatorname{tg} 35^\circ)/\operatorname{tg} 40^\circ = 349200 \text{ м}^3.$$

ПРИМЕР 6.17. Определить объем наклонной полутраншеи V_{tp} , проходящей по косогору.

Ширина траншеи $B_t = 20$ м; угол откоса ее борта $\alpha = 60^\circ$; уклон $i = 0,04$; разность отметок начала и конца $H = 40$ м; угол откоса косогора $\psi = 20^\circ$.

Решение.

$V_{tp} = HB_t^2 \sin \alpha \sin \psi / (2i \sin(\alpha - \psi)) = 40 \cdot 20^2 \sin 60^\circ \sin \psi / (2 \cdot 0,04 \sin(60^\circ - 20^\circ)) = 92200 \text{ м}^3.$

ПРИМЕР 6.18. Определить объем внешней капитальной траншеи V_{tp} для железнодорожного транспорта.

Прымкание траншеи к карьеру осуществлено с двух сторон (рис. 6.10) по кривой с радиусом $R = 250$ м; ширина траншеи понизу $B_t = 20$ м, глубина $H_t = 20$ м; рукоудящий уклон $i = 0,03$; угол откоса бортов $\alpha = 40^\circ$.

Решение. 1. Определяем уклон пути на криволинейном участке примыкания:

$$i_k = i - i_{ba}$$

ПРИМЕР 6.16. Определить объем внешней капитальной траншеи для конвейерного подъемника (рис. 6.9). Уклон траншеи $\beta_t = 16^\circ$; угол откоса бортов $\alpha = 35^\circ$;

где $i_b = 700/R = 700/250 = 2,8 \%$ — эквивалентное

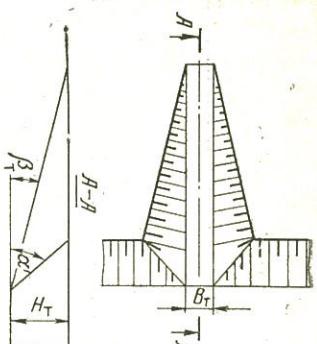
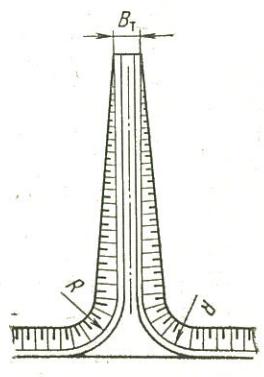


Рис. 6.9. Схема траншеи для конвейерного подъемника



Рис. 6.10. Схема примыкания траншеи к карьеру при применении колесного транспорта



сопротивление от кривой.

$$i_k = 0,03 - 0,0028 = 0,0272.$$

2. Находим протяженность кривой со смятенным уклоном:

$$l_k = 2\pi R (180 - \beta_{kp})/360,$$

где β_{kp} — угол между осями наклонной и разрезной траншей (в данном случае $\beta = 90^\circ$),

$$l_k = 2 \cdot 3,14 \cdot 250 (180 - 90)/360 = 392 \text{ м.}$$

3. Находим разность отметок между началом и концом кривой:

$$h_{k,p} = l_k i_k = 392 \cdot 0,0272 = 10,6 \text{ м.}$$

4. Определяем глубину прямолинейного участка траншеи с руководящим уклоном:

$$h_n = H_t - h_{k,p} = 20 - 10,6 = 9,4 \text{ м.}$$

5. Находим уклон участка примыкания:

$$i_1 = h_{k,p}/R = 10,6/250 = 0,0424.$$

6. Определяем полный объем траншееи с учетом разноса на криволинейном участке:

$$\begin{aligned} V_{tp} &= K_{pr} H_t (R^2 - RH_t \operatorname{ctg} \alpha) + B_t (h_n^2/i_1 + (H_t^2 - h_n^2)/i_1)/2 + \\ &+ (h_n^3/i_1 + (H_t^3 - h_n^3)/i_1)/3 \operatorname{tg} \alpha, \end{aligned}$$

где K_{pr} — коэффициент, зависящий от числа сторон примыкания (при кривых примыкания на одном и обоих бортах соответственно $K_{pr} = 0,215$ и $K_{pr} = 0,43$).

$$\begin{aligned} V_{tp} &= 0,43 \cdot 20 (250^2 - 250 \cdot 20 \operatorname{ctg} 40^\circ) + 20 (9,4^2/0,03 + \\ &+ (20^2 - 9,4^2)/0,0424)/2 + (9,4^3/0,03 + (20^3 - 9,4^3)/0,0424)/3 \times \\ &\times \operatorname{tg} 40^\circ = 593 \text{ тыс. м}^3. \end{aligned}$$

ПРИМЕР 6.19. Определить объем внешней групповой траншееи при общем выходе со всех горизонтов и при независимых выходах с каждого горизонта.

Ширина дна траншееи $B_t = 25$ м; уклон $i = 0,070$; ширина транспортной бермы $b_t = 20$ м; углы откоса бортов $\alpha = 45^\circ$. Траншееи вскрыто два горизонта с высотой уступов $h = 10$ м каждый.

Решение. Объем траншееи при общем выходе

$$V_{tp} = 4h^2 (B_t/2 + 2h/(3 \operatorname{tg} \alpha))/i + b_t h^2/i = 4 \cdot 10^2 (25/2 + 2 \times$$

$$\times 10/(3 \operatorname{tg} 45^\circ))/0,07 + 20 \cdot 10^2/2 \cdot 0,07 = 138000 \text{ м}^3.$$

Объем траншееи при независимых выходах

$$V_{tp} = 4h^2 (B_t/2 + 2h/(3 \operatorname{tg} \alpha))/i + b_t h^2/2i = 4 \cdot 10^2 (25/2 + 2 \cdot 10/(3 \operatorname{tg} 45^\circ))/0,07 + 20 \cdot 10^2/2 \cdot 0,07 = 124000 \text{ м}^3.$$

ПРИМЕР 6.20. Определить объем траншееи V_{tp} . Плодали поперечных вертикальных сечений S_i в характерных местах траншееи и расстояния между сечениями l_i приведены ниже.

№ сечения	1	2	3	4	5	6
$S_i, \text{м}^2$	50	110	150	300	400	450
$l_i, \text{м}$	100	200	120	150	100	

Решение.

$$\begin{aligned} V_{tp} &= 0,5 \sum ((S_i + S_{i+1})/l_i) = 0,5 ((50 + 110) 100 + (110 + \\ &+ 150) 200 + (150 + 300) 120 + (300 + 400) 150 + (400 + \\ &+ 450) 100) = 156000 \text{ м}^3. \end{aligned}$$

ПРИМЕР 6.21. Построить паспорт проведения траншееи драглайном ЭШ-40/85 по бессторонней схеме с расположением отвала с одной стороны траншееи (рис. 6.11).

Ширина траншееи по дну $B_t = 45$ м; глубина $H_t = 20$ м; углы откоса бортов $\alpha = 45^\circ$; расстояние от отвала до верхнего контура траншееи $b = 6$ м; угол откоса отвала $\beta = 35^\circ$; коэффициент разрыхления пород $K_p = 1,2$. Решение. 1. Определяем возможное крайнее положение оси экскаватора относительно верхнего контура траншееи по условиям черпания породы:

$$l = B_t + 2H_t \operatorname{ctg} \alpha - R_{\max},$$

где $R_{\max} = 82$ м — максимальный радиус черпания экскаватора.

$$l = 45 + 2 \cdot 20 \operatorname{ctg} 45^\circ - 82 = 3 \text{ м.}$$

2. Находим площадь поперечного сечения отвала:

$$S_0 = S_t K_p,$$

где $S_t = H_t (B_t + H_t \operatorname{ctg} \alpha) = 20(45 + 20 \operatorname{ctg} 45^\circ) = 1300 \text{ м}^2$ — площадь поперечного сечения траншееи.

$$S_0 = 1,2 \cdot 1300 = 1560 \text{ м}^2.$$

Можно сместить вправо от первоначально намеченной оси на расстояние до $l' = R_{\text{pmax}} - R'_p = 82 - 61,4 = 20,6$ м.

6. Ширина основания отвала при его максимальной высоте

$$B_o = b_o + 2H_{\text{o max}} \operatorname{ctg} \beta = 9,4 + 2 \cdot 30 \operatorname{ctg} 35^\circ = 95,4 \text{ м.}$$

7. Минимально возможная высота отвала

$$H_{\text{o min}} = S_0 / (R_{\text{pmax}} - b - l) = 1560 / (81 - 3 - 6) = 21,7 \text{ м.}$$

8. Ширина отвала поверху при его минимальной высоте

$$b'_o = (S_0 - H_{\text{o min}}^2 \operatorname{ctg} \beta) / H_{\text{o min}} = (1560 - 21,7^2 \operatorname{ctg} 35^\circ) / 21,7 = \\ = 41 \text{ м.}$$

9. Ширина основания отвала при его минимальной высоте

$$B'_o = b'_o + 2H_{\text{o min}} \operatorname{ctg} \beta = 41 + 2 \cdot 21,7 \operatorname{ctg} 35^\circ = 103 \text{ м.}$$

По найденным размерам строят паспорт проходки, имея в виду, что максимальная высота отвала предпочтительнее по условию уменьшения среднего угла поворота драглайна на разгрузку, а минимальная высота — по условиям рекультивации отвала.

ПРИМЕР 6.22. Определить целесообразность строительства дополнительной капитальной траншеи для сокращения расстояний перевозок вскрышных пород.

Головой объем перевозок по траншею $W_{\text{гол}} = 2$ млн. м³, капитальные затраты на строительство траншеи и железнодорожного пути $K = 1,1$ млн. руб., сокращение расстояния перевозок за счет строительства траншеи $\Delta l = 2$ км, себестоимость перевозок $C_t = 0,02$ руб./(т·км).

Решение. 1. Снижение годовых эксплуатационных затрат на транспорт при строительстве траншеи

$$\Delta \mathcal{E}_t = W_{\text{гол}} \Delta C_t = 2000000 \cdot 2 \cdot 0,02 = 80000 \text{ руб.}$$

2. Срок окупаемости дополнительных капитальных затрат

$$T_{\text{ок}} = K / \Delta \mathcal{E}_t = 1100000 / 80000 = 13,75 \text{ года.}$$

Поскольку требуемый радиус разгрузки меньше максимального радиуса разгрузки экскаватора (82 м), приведение траншеи возможно без перезахвата породы при прямолинейном движении экскаватора. Экскаватор

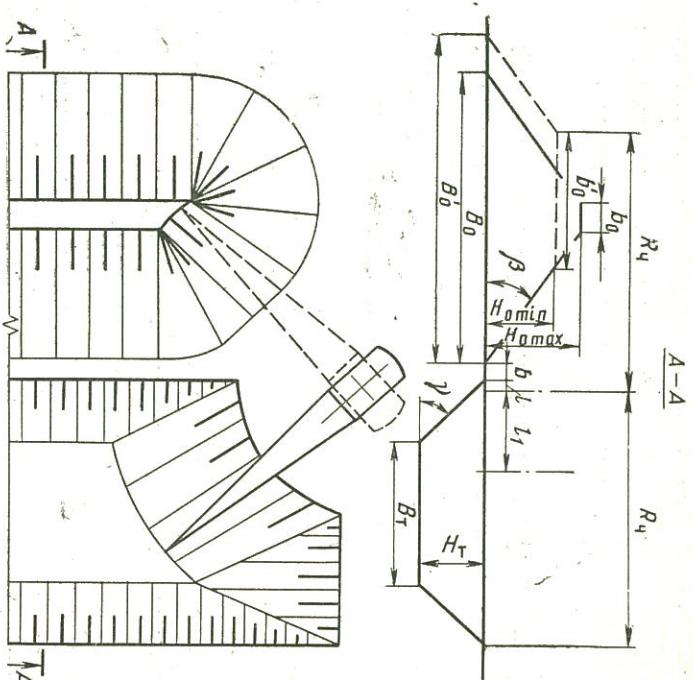


Рис. 6.11. Схема проходки траншеи драглайном

3. Максимальная высота отвала $H_{\text{o max}} = H_{\text{pmax}} = 30$ м (H_{pmax} — максимальная высота разгрузки экскаватора).

4. Ширина отвала поверху при его максимальной высоте

$$b_o = (S_0 - H_{\text{o max}}^2 \operatorname{ctg} \beta) / H_{\text{o max}} = (1560 - 30^2 \operatorname{ctg} 35^\circ) / 30 = 9,4 \text{ м.}$$

5. Требуемый радиус разгрузки экскаватора при максимальной высоте отвала

$$R'_p = l + b + H_{\text{o max}} \operatorname{ctg} \beta + b_o = 3 + 6 + 30 \operatorname{ctg} 35^\circ + 9,4 = 61,4 \text{ м.}$$

6.4. Определение коэффициентов вскрыши, граничных размеров и объема карьеров

ПРИМЕР 6.24. Определить средний $K_{ср}$ и среднексплуатационный K_e коэффициенты вскрыши.

Объем вскрыши в контурах карьера $V_v = 300$ млн. м³, объем полезного ископаемого $V_n = 80$ млн. м³. В объем горно-капитальных работ в период строительства карьера входят $V_{n,c} = 15$ млн. м³ вскрыши и $V_{n,c} = 1$ млн. м³ полезного ископаемого.

Решение. Средний коэффициент вскрыши

$$K_{ср} = V_v/V_n = 300/80 = 3,75 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Среднексплуатационный коэффициент вскрыши

$$K_e = (V_v - V_{n,c})/(V_n - V_{n,c}) = (300 - 15)/(80 - 1) =$$

$$= 3,6 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

ПРИМЕР 6.25. Определить граничный коэффициент вскрыши при разработке рудного месторождения открытым и подземным способами.

Себестоимость руды, добываемой подземным способом, $C_p = 5,8$ руб./м³, открытым способом (без погашения горно-капитальной и эксплуатационной вскрыши) $C_o = 2,5$ руб./м³; удельные капиталовложения на строительство карьера $K_p = 14$ руб./м³, на строительство подземного рудника $K_n = 15$ руб./м³; затраты на обогащение 1 м³ руды, добываемой подземным способом, $C_{ф,о} = 7$ руб., капиталовложения на строительство обогатительной фабрики при подземном способе разработки $K_{ф,о} = 11$ руб./м³, при открытом способе разработки $K_{ф,о} = 10,6$ руб./м³; затраты на выполнение 1 м³ вскрышных работ $C_v = 1,5$ руб., удельные капиталовложения на вскрышные работы $K_v = 2$ руб./м³, выход концентрагата при обогащении руды, добываемой подземным способом $\gamma_n = 0,36$, открытый способом $\gamma_o = 0,4$.

Решение.

$$K_p = (\gamma_o(C_p + E_n K_p + C_{ф,о} + E_n K_{ф,о})/V_n - (C_o + E_n K_o + C_{ф,о} + E_n K_{ф,о}))/((C_v + E_n K_v),$$

где E_n — нормативный коэффициент эффективности капиталовложений.

$$K_{ср} = (0,4(5,8 + 0,12 \cdot 14 + 7,5 + 0,12 \cdot 11)/0,36 - (2,5 + 0,12 \cdot 15 + 7 + 0,12 \cdot 10,6)/(1,5 + 0,12 \cdot 2)) = 3,18 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

ПРИМЕР 6.26. Определить граничный коэффициент вскрыши при разработке месторождения открытым способом.

Оптовая цена концентрата из добываемой на карьере руды $I_k = 20$ руб./т; себестоимость открытой добычи руды (без учета затрат на вскрышные работы). $C_o = 3$ руб./м³, затраты на обогащение 1 м³ руды $C_{ф,о} = 21$ руб.; выход концентрата $\gamma_o = 0,5$; средняя плотность руды $\gamma = 3,5 \text{ т}/\text{м}^3$, затраты на выполнение 1 м³ вскрышных работ $C_v = 2$ руб./м³.

Решение. Вначале определим допустимую себестоимость руды, при которой обеспечивается ее безубыточная добыча и переработка:

$$C_n = I_k \gamma_o - C_{ф,о} = 20 \cdot 3,5 \cdot 0,5 - 21 = 14 \text{ руб}/\text{м}^3.$$

Граничный коэффициент вскрыши

$$K_{ср} = (C_n - C_o)/C_v = (14 - 3)/2 = 5,5 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

ПРИМЕР 6.27. Определить угол откоса нерабочего борта карьера.

Борт состоит из одного сдвоенного уступа по наносам высотою $h_1 = 20$ м с углом откоса $\alpha_1 = 40^\circ$ и шести сдвоенных уступов по скальным породам высотой $h_2 = 30$ м с углами откоса $\alpha_2 = 60^\circ$; на борту имеется 4 предохранительных бермы минимальной ширины и 3 транспортных бермы шириной $b_t = 20$ м каждая.

Решение. Минимальная ширина предохранительных берм по правилам безопасности

$$b_{np} = h/3 = 30/3 = 10 \text{ м}.$$

Угол откоса борта определим из формулы

$$\operatorname{tg} \gamma = 2h_t / (2b_t + 2b_{np} + 2h_t \operatorname{ctg} \alpha_i) = (1 \cdot 20 + 6 \cdot 30) / (20 \cdot 3 + 10 \cdot 4 + 6 \cdot 30 \operatorname{ctg} 60^\circ + 20 \operatorname{ctg} 40^\circ) = 0,75; \quad \gamma = 37^\circ.$$

ПРИМЕР 6.28. Определить предельную глубину открытой разработки H_k вытянутого рудного месторождения.

Средняя мощность рудного тела $m = 100$ м; угол его падения $\varphi = 40^\circ$; плотность руды $\gamma = 3,5 \text{ т}/\text{м}^3$; мощность покрывающих песчано-глинистых наносов $H_n = 30$ м; ожидаемые приведенные затраты на добычу 1 т полезного ископаемого подземным способом $P_n = 7$ руб., открытым способом (без учета затрат на вскрышные работы) $P_o = 1$ руб., на разработку 1 м³ вскрыши по наносам.

$\Pi_{\text{вн}} = 1$ руб., по скальным породам $\Pi_{\text{в.с}} = 3$ руб.; коэффициент извлечения запасов при открытой разработке $K_{\text{изв}} = 0,98$; углы погашения бортов карьера со стороны висячего бока $\gamma_{\text{в}} = 40^\circ$; со стороны лежачего бока $\gamma_{\text{л}} = 35^\circ$.

Решение. 1. Границный коэффициент вскрыши по скальным породам

$$K_{\text{тр}} = (\Pi_{\text{п}} - \Pi_0)/\Pi_{\text{в.с}} = (7 - 1)/3 = 2 \text{ м}^3/\text{т},$$

или при плотности полезного ископаемого $\gamma = 3,5 \text{ т}/\text{м}^3$

$$K_{\text{тр}} = 2 \cdot 3,5 = 7 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

2. Предельная глубина карьера

$$H_{\text{к}} = K_{\text{изв}} m_{\text{р}} K_{\text{тр}} / (\text{ctg } \gamma_{\text{л}} + \text{ctg } \gamma_{\text{в}}) + (\Pi_{\text{в.с}} - \Pi_{\text{в.л}}) H_{\text{п}} / \Pi_{\text{в.н}} + H_{\text{п}}$$

где $m_{\text{р}} = m / \sin \phi = 100 / \sin 40^\circ = 156 \text{ м}$ — горизонтальная мощность полезного ископаемого; $H_{\text{п}} = (m_{\text{р}} - B_{\text{л}}) / (\text{ctg } \gamma_{\text{л}} + \text{ctg } \gamma_{\text{в}}) = (156 - 30) / (\text{ctg } 35^\circ + \text{ctg } 40^\circ) = 48 \text{ м}$ — величина дополнительного углубления карьера по полезному ископаемому без разноса бортов по вскрыше, м; $B_{\text{л}} — минимальная ширина дна карьера, составляющая 25—30 м.$

$$H_{\text{к}} = 0,98 \cdot 156 \cdot 7 / (\text{ctg } 35^\circ + \text{ctg } 40^\circ) + (3 - 1) 30 / 1 + 48 = \\ = 516 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 6.29. Определить предельную глубину карьера $H_{\text{к}}$, его длину $L_{\text{п}}$ и ширину $B_{\text{л}}$ по поверхности и средний коэффициент вскрыши $K_{\text{ср}}$.

Горизонтальная мощность крутопадающего рудного тела $m_{\text{р}} = 150 \text{ м}$; длина по простиранию $L_{\text{п.т}} = 600 \text{ м}$; средняя площадь горизонтального сечения $S_{\text{р}} = 80 000 \text{ м}^2$; средний угол погашения бортов карьера $\gamma = 35^\circ$; мощность покрывающих пород $H_{\text{п}} = 15 \text{ м}$; граничный коэффициент вскрыши $K_{\text{тр}} = 10 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

Решение. 1. Предельную глубину карьера определим по формуле, учитывающей объемы пород от разноса торцевых бортов, поскольку длина рудного тела незначительно превышает горизонтальную его мощность.

$$H_{\text{к}} = 0,163 \text{ tg } \gamma_{\text{ср}} (\sqrt{P^2 + 12,56 K_{\text{тр}} S_{\text{р}}} - P) + H_{\text{п}} = 0,163 \times \\ \times \text{tg } 35^\circ (\sqrt{1500^2 + 12,56 \cdot 10 \cdot 80 000} - 1500) + 42 = 270 \text{ м}$$

где $P = 2(L_{\text{п.т}} + m_{\text{р}}) = 2(600 + 150) = 1500 \text{ м}$ — протяженность контура (периметр) рудного тела в горизонтальном сечении, м; $H_{\text{п}} = (m_{\text{р}} - B_{\text{л}}) / 2 \text{ctg } \gamma_{\text{ср}} = (150 -$

$-30) / 2 \text{ctg } 35^\circ = 42 \text{ м}$ — дополнительное углубление карьера без разноса бортов по породе; $B_{\text{л}} — минимальная ширина дна карьера, м.$

2. Размеры карьера:

$$L_{\text{п}} = L_{\text{п.т}} - 2H_{\text{п}} \text{ctg } \gamma_{\text{ср}} = 600 - 2 \cdot 42 \text{ctg } 35^\circ = 480 \text{ м,}$$

длина по поверхности

$$L_{\text{п}} = L_{\text{п}} + 2H_{\text{к}} \text{ctg } \gamma_{\text{ср}} = 480 + 2 \cdot 270 \text{ctg } 35^\circ = 1251 \text{ м,}$$

ширина по поверхности

$$B_{\text{л}} = B_{\text{л}} + 2H_{\text{к}} \text{ctg } \gamma_{\text{ср}} = 30 + 2 \cdot 270 \text{ctg } 35^\circ = 801 \text{ м.}$$

3. Объем горной массы в контурах карьера

$$V_{\text{к}} = S H_{\text{к}} + 0,5 H_{\text{к}}^2 P_{\text{п}} \text{ctg } \gamma_{\text{ср}} + \pi H_{\text{к}}^3 / \text{ctg}^2 \gamma_{\text{ср}} / 3 = 14400 \cdot 270 + 0,5 \cdot 270^2 \cdot 1020 \text{ctg } 35^\circ + 3,14 \cdot 270^3 \text{ctg } 35^\circ / 3 = 99 000 000 \text{ м}^3,$$

где $S = B_{\text{л}} \cdot L_{\text{п}} = 480 \cdot 30 = 14400 \text{ м}^2$ — площадь дна карьера; $P_{\text{п}} = 2(L_{\text{п}} + B_{\text{л}}) = 2(480 + 30) = 1020 \text{ м}$ — периметр дна карьера. Объем руды в контурах карьера приближенно определим по формуле

$$V_{\text{р}} = S_{\text{р}} (H_{\text{к}} - H_{\text{п}} - H_{\text{а}}) + (S_{\text{р}} + S) H_{\text{п}} / 2 = 80 000 (270 - 15 - 42) + (80 000 + 14 400) / 2 = 19 000 000 \text{ м}^3.$$

Объем вскрытых пород в контурах карьера: $V_{\text{в}} = V_{\text{к}} - V_{\text{р}} = 99 000 000 - 19 000 000 = 80 000 000 \text{ м}^3$.

Средний коэффициент вскрыши:

$$K_{\text{ср}} = V_{\text{в}} / V_{\text{р}} = 80 000 000 / 19 000 000 = 4,21 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

ПРИМЕР 6.30. Определить условия оконтуривания месторождения железистых кварцитов КМА. Установить, целесообразно ли включать в контур карьера участок месторождения с запасами железистых кварцитов 100 млн. м³, объемом рыхлой вскрыши 350 млн. м³ и скальной вскрыши 120 млн. м³, из которых 70 млн. м³ составляют гранито-гнейсы.

Продукцией проектируемого ГОКа являются железорудные окатыши; гранито-гнейсы предполагается использовать для производства щебня. Предельно допустимые приведенные затраты на 1 т окатышей $Z = 3 = 20 \text{ руб}/\text{т}$; по данным аналогичных предприятий ожидаемая себестоимость окатышей без затрат на погашение вскрыши $C_0 = 9 \text{ руб}/\text{т}$; удельные капиталовложения на производство окатышей без затрат на вскрыши $K_0 =$

= 55 руб/т; выход окатышей из 1 м³ железистых кварцитов $\gamma_0 = 1,4$ т/м³; удельные капитальные вложения на вскрышные работы по скальным и рыхлым породам $K_{\text{в}} = 3$ руб/м³, а затраты на проведение 1 м³ вскрышных работ в скальных породах $C_{\text{ск}} = 2,5$ руб/м³ и в рыхлых породах $C_{\text{н}} = 0,7$ руб/м³. Выход товарного щебня из 1 м³ гранито-гнейсов $\gamma_{\text{д}} = 0,9$; удельные капиталовложения на производство 1 м³ щебня без учета стоимости строительства карьера $K_{\text{п}} = 5$ руб., а себестоимость щебня $C_{\text{п}} = 0,8$ руб/м³; предельно допустимые затраты на производство 1 м³ щебня $Z_{\text{п}} = 4$ руб.

Решение. В контур карьера целесообразно включать участки месторождения, для которых соблюдается условие

$$(C_{\text{н}} + E_{\text{н}} K_{\text{н}}) n_{\text{н}} + (C_{\text{ск}} + E_{\text{н}} K_{\text{ск}}) n_{\text{ск}} - \Sigma ((Z_{\text{п},i} - C_{\text{п},i} - E_{\text{н}} \times K_{\text{п},i}) \gamma_{\text{п},i} n_{\text{п},i}) \leq (Z - C_0 - E_{\text{н}} K_0) \gamma_0,$$

где $E_{\text{н}}$ — нормативный коэффициент эффективности капиталовложений; $n_{\text{н}}$ и $n_{\text{ск}}$ — коэффициенты вскрыши по рыхлым и скальным породам, м³/м³; $n_{\text{п}}$ — коэффициент вскрыши по породам, из которых получают дополнительную продукцию (гранито-гнейсы). $(0,7 + 0,12 \times 3)n_{\text{н}} + (2,5 + 0,12 \cdot 3)n_{\text{ск}} - (4 - 0,8 - 0,12 \cdot 5)0,9n_{\text{п}} \leq (20 - 9 - 0,12 \cdot 55)1,4; 1,06n_{\text{н}} + 2,86n_{\text{ск}} - 2,34n_{\text{п}} \leq 6,14$.

Учитывая степень точности расчета для оконтуривания карьера, можно принять выражение

$$n_{\text{н}} + 3n_{\text{ск}} - 2,3n_{\text{п}} \leq 6.$$

$$\begin{aligned} \text{Для рассматриваемого участка } & n_{\text{п}} = 350/100 = \\ & = 3,5 \frac{\text{м}^3}{\text{м}^3}, \quad n_{\text{ск}} = 120/100 = 1,2 \frac{\text{м}^3}{\text{м}^3}, \quad n_{\text{п}} = 70/100 = \\ & = 0,7 \frac{\text{м}^3}{\text{м}^3}; \quad n_{\text{н}} + 3n_{\text{ск}} - 2,3n_{\text{п}} = 3,5 + 3 \cdot 1,2 - 2,3 \cdot 0,7 = 5,5. \end{aligned}$$

Поскольку $5,5 < 6$, указанный участок месторождения включать в контур карьера целесообразно.

ПРИМЕР 6.31. Определить объем карьера $V_{\text{к}}$.

Глубина карьера $H_{\text{к}} = 300$ м; длина по дну $L_{\text{п}} = 1000$ м; ширина по дну $B_{\text{п}} = 50$ м; углы откоса бортов в торцах и со стороны лежачего бока $\gamma_{\text{т}} = \gamma_{\text{п}} = 40^\circ$, со стороны висячего бока $\gamma_{\text{в}} = 35^\circ$.

Решение.

$$V_{\text{к}} = SH_{\text{к}} + 0,5H_{\text{к}}^2 \Sigma l_i \operatorname{ctg} \gamma_i + \pi H_{\text{к}}^3 \operatorname{ctg}^2 \gamma_{\text{в}} / 3,$$

где S — площадь дна карьера, в данном случае $S = L_{\text{п}} B_{\text{п}} = 1000 \cdot 50 = 50000$ м²; l_i — длина участка борта с уступом откоса γ_i , в данном случае $l_i = 1000$ м при $\gamma_i = 35^\circ$.

$$\begin{aligned} \text{и } l_2 &= 1000 + 2 \cdot 50 = 1100 \text{ м при } \gamma_2 = 40^\circ; \quad \gamma_{\text{ср}} — \text{средний} \\ \text{угол откоса бортов, в данном случае } & \gamma_{\text{ср}} = (l_1 \gamma_1 + l_2 \gamma_2) / (l_1 + l_2) = (1000 \cdot 35 + 1100 \cdot 40) / (1000 + 1100) = 36^\circ. \\ V_{\text{к}} &= 50'000 \cdot 300 + 0,5 \cdot 300^2 (1000 \operatorname{ctg} 35^\circ + 1100 \operatorname{ctg} 40^\circ) + \\ & + [3,14 \cdot 300^3 \operatorname{ctg}^2 38^\circ / 3] = 184300000 \text{ м}^3. \end{aligned}$$

ПРИМЕР 6.31. Определить объем горно-капитальных работ для слачи карьера в эксплуатацию.

Пусковая проектная мощность карьера по железной руде $W_{\text{п}} = 10$ млн. т/год (3 млн. м³/год); длина рудного тела по простиранию на верхних горизонтах $L_{\text{рт}} = 700$ м, горизонтальная мощность $m_{\text{п}} = 250$ м, угол падения $\Phi = 70^\circ$; мощность песчано-глинистых покрывающих пород $H_{\text{н}} = 10$ м; направление углубки карьера принято по контакту с висячим боком залежи; развитие работ — от центра к границам карьерного поля при вскрытии временных автомобильными съездами; основное горнотранспортное оборудование: экскаваторы ЭКГ-5 (проектная производительность по руде и скальной вскрыше 950 000 м³/год) и автосамосвалы БелАЗ-548; высота уступов по наносам $h_{\text{н}} = 10$ м, по скальным породам и руде $h = 15$ м.

Решение. 1. Определим требуемую длину фронта работ для обеспечения заданной производительности карьера:

$$L_{\Phi, \text{п}} \geq W_{\text{п}} L_{\text{рт}} / m_{\text{п}},$$

где $L_{\text{рт min}}$ — минимальная длина фронта работ одного экскаватора, м (принимается по табл. П. 51).

$$L_{\Phi, \text{п}} \geq 3000000 \cdot 350 / 950000;$$

2. Находим число добывочных уступов, при котором обеспечивается требуемая длина добывочного фронта:

$$n_{\text{п}} = L_{\Phi, \text{п}} / L'_{\Phi, \text{п}},$$

где $L'_{\Phi, \text{п}}$ — средняя длина рудного фронта на уступе, в данном случае равная протяженности рудного тела.

$$n_{\text{п}} = 1105 / 700 = 1,58. \quad \text{Принимаем 2 рудных уступа.}$$

3. Определяем ширину рабочихплощадок III . Для разработки верхнего уступа, сложенного мягкими породами,

$$III = A + C + T + \Pi_{\text{п}} + b_{\text{п}} + B_{\text{р,в}},$$

где $A = (1,5 \div 1,7) R_{\text{ч,у}} = 1,5 \cdot 10,2 = 15$ м — ширина экска-

ваторной заходки ($R_{ч,у}$ — максимальный радиус черпания экскаватора на горизонте установки, м); C — расстояние от нижней бровки уступа до транспортной полосы ($C = 2 \div 3$ м); T — ширина транспортной полосы (см. табл. П. 33); Π_a — ширина полосы для дополнительного оборудования и электроснабжения, принимаемая при автомобильном транспорте равной 3—6 м; b_n — ширина полосы готовых бермы безопасности, м; $B_{т,в}$ — ширина полосы готовых к выемке запасов, м.

$$B_{т,в} = W_n T_n / (12 h L'_{Ф,н} n_n) = 3000000 \cdot 1,5 / (12 \cdot 15 \cdot 700 \cdot 2) =$$

$$= 17,5 \text{ м},$$

где T_n — норматив готовых к выемке запасов, мес (принимается по табл. П. 52).

$$\Pi = 15 + 3 + 12,5 + 4 + 3 + 17,5 = 55 \text{ м.}$$

Ширина рабочей площадки второго уступа, сложенного скальными породами и рудами,

$$\Pi = X + C + T + \Pi_a + b_n + B_{т,в},$$

где X — ширина раз渲ала взорванной горной массы, м.

$$\Pi = 30 + 3 + 12,5 + 3 + 3 + 17,5 = 69 \text{ м.}$$

Ширина разрезной траншеи (нижний горизонт карьера на момент сдачи в эксплуатацию) при колыцевой схеме движения автосамосвалов

$$B_t = 2(R_a + 0,5b_a + c_a),$$

где R_a — минимальный радиус поворота автосамосвалов, м; b_a — ширина автосамосвала, м; c_a — минимальный зазор между автосамосвалом и нижней бровкой траншеи, м.

$$B_t = 2(9,5 + 0,5 \cdot 3,7 + 1) = 25 \text{ м.}$$

По найденным параметрам вычерчиваем попечное сечение и план карьера на момент сдачи в эксплуатацию (рис. 6.12) и определяем его объем по горизонту.

Объем по верхнему вскрышному горизонту (наносы)

$$V_1 = 10 \cdot 300 \cdot 975 = 2925 \text{ тыс. м}^3,$$

где 10, 300 и 975 м — соответственно высота уступа, ширина и длина карьера на горизонте.

Объем по второму сверху горизонту (скальные породы и руда)

$$V_2 = 15 \cdot 180 \cdot 855 =$$

$$= 2308 \text{ тыс. м}^3,$$

из которых полутная добыча руды

$$V_{п,п} = 69 \cdot 15 \cdot 700 =$$

$$= 724,5 \text{ тыс. м}^3,$$

где 15, 180 и 855 м — соответственно высота уступа, ширина и длина карьера на горизонте; 69 м — ширина рабочей площадки (подвижение фронта работ) по руде; 700 м — длина фронта работ по руде на горизонте.

Объем по третьему сверху горизонту (скользящие породы)

$$V_3 = 15(25 + 15 \operatorname{ctg} 70^\circ) \times$$

$$\times (700 + 15 \operatorname{ctg} 70^\circ) = 322 \text{ тыс. м}^3,$$

где 25 и 700 м — соответственно ширина и длина карьера на горизонте.

Общий объем горно-капитальных работ, выполняемых до сдачи карьера в эксплуатацию,

$$V_{т,к} = V_1 + V_2 + V_3 = 2925 + 2308 + 322 = 5555 \text{ тыс. м}^3,$$

в том числе рыхлая вскрыша 2925 тыс. м³, полутная добыча руды 724,5 тыс. м³ и скальная вскрыша 1905,5 тыс. м³.

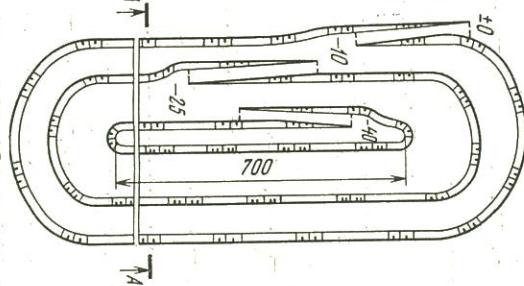
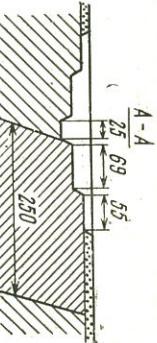


Рис. 6.12. Схема к расчету объема горно-капитальных работ



ПРИМЕР 6.32. Определить теоретическую L_t и действительную L_d длину и коэффициент удлинения K_u трассы капитальных траншей при железнодорожном транспорте.

Высотные отметки начала и конца трассы: $H_n = +200 \text{ м}$, $H_k = +50 \text{ м}$; руководящий уклон $i = 0,040$;

примыкание трассы к 10 рабочим площадкам выполнено на смягченном уклоне $i_{\text{п}} = 0,65 i$, длина площадок примыкания $l_0 = 200$ м; на трассе имеются два криволинейных участка с радиусами закрутлений $R_1 = 200$ м и $R_2 = 150$ м, длиной соответственно $l_{\text{р1}} = 400$ и $l_{\text{р2}} = 500$ м.

Решение. Теоретическая длина трассы

$$L_t = (H_{\text{п}} - H_{\text{к}})/i = (200 - 50)/0,040 = 3750 \text{ м.}$$

Действительная длина трассы

$$L_{\text{п}} = L_t + n l_0 (1 - i_{\text{п}}/i) + \sum l_{\text{к1}} i_{\text{в1}}/i,$$

где n — число участков примыкания; l_0 — длина участка примыкания, м; $i_{\text{в1}}$ — эквивалентное сопротивление от кривой;

$$i_{\text{в1}} = 700/(1000R); \quad i_{\text{в1}} = 700/(1000 \cdot 200) = 0,0035,$$

$$i_{\text{в2}} = 700/(1000 \cdot 150) = 0,0047.$$

$$L_{\text{п}} = 3750 + 10 \cdot 200(1 - 0,65 \cdot 0,040/0,040) + 400 \times \\ \times 0,0035/0,040 + 500 \cdot 0,0047/0,040 = 4544 \text{ м.}$$

Коэффициент удлинения трассы

$$K_y = L_{\text{п}}/L_t = 4544/3750 = 1,21.$$

ПРИМЕР 6.33. Построить трассу системы капитальных траншей простой формы.

Глубина карьера $H_{\text{к}} = 60$ м; высота уступов $h = 15$ м;

углы откоса уступов $\alpha = 60^\circ$; ширина берм $a = 15$ м; уклон траншей $i = 0,075$, длина горизонтальных площадок примыкания $l_0 = 30$ м; ширина траншей $B_{\text{т}} = 20$ м. Положение верхнего контура карьера 1 и контура дна 3 приведено на рис. 6.13. Ввод трассы в карьер намечается в точке А.

Решение. Определяем длину участка трассы на уступе вместе с длиной площадки примыкания:

$$L_y = h/i + l_0 = 15/0,075 + 30 = 230 \text{ м.}$$

На плане в контурах карьера, начиная со дна, наносим горизонтали 2, отстоящие одна от другой на величину заложения откоса уступа с учетом ширины бермы

$$h \operatorname{ctg} \alpha + a = 15 \operatorname{ctg} 60^\circ + 15 = 23,7 \text{ м.}$$

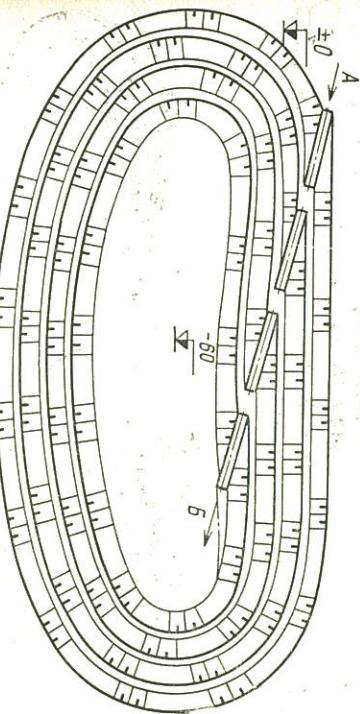


Рис. 6.13. План карьера в горизонталах

Из точки А, радиусом, равным линейной величине L_y в масштабе чертежа, проводим дугу до пересечения с горизонталью нижележащего горизонта и повторяем это построение до дна карьера, получая точку Б примыкания траншеи к нижнему горизонту.

План трассы траншеи строим, начиная от нижнего горизонта (от точки Б). С учетом величины заложения откоса первого уступа $a_0 = h \operatorname{ctg} \alpha = 15 \operatorname{ctg} 60^\circ = 8,7$ м (рис. 6.14) строим на плане линию верхней бровки уступа параллельно контуру дна карьера. Из точки Б, как из центра, радиусом R , равным проекции трассы первого уступа $l_{\text{в}} = 200$ м в масштабе чертежа, проводим дугу до пересечения с контуром верхней бровки уступа. Получаем точку D (см. рис. 6.14). Из точки В восстанавлив-

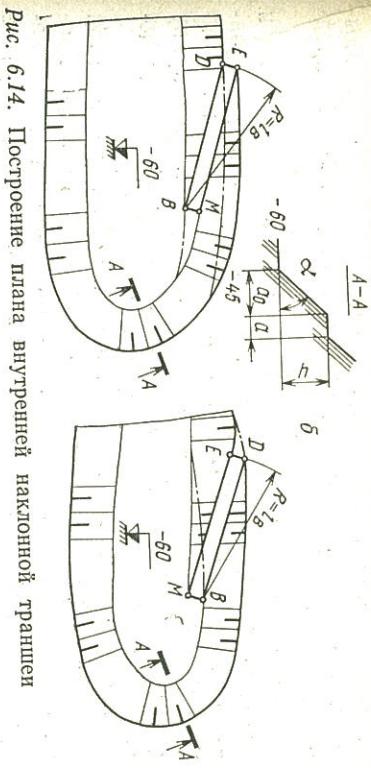


Рис. 6.14. Построение плана внутренней наклонной траншеи

ваем перпендикуляр, на котором в масштабе откладываем ширину траншеи $B_t = 20$ м. Контур $BDEM$ представляет собой план дна въездной траншеи.

После построения верхней бровки нижнего уступа и контура дна траншеи уточняем положение верхней бровки на участке EM . Откос уступа из-за проведения траншеи переместится относительно дна карьера на ширину траншеи в сторону либо верхней бровки карьера (рис. 6.14, а), либо дна карьера (рис. 6.14, б).

Для вычерчивания следующей траншеи, проводимой до вышележащего горизонта, необходимо отложить плюшадку примыкания по заданным размерам, а затем следовать построению, аналогичные описанному ранее (рис. 6.15).

ПРИМЕР 6.34. Построить тупиковую трассу капитальных траншей. Глубина карьера $H_k = 90$ м; высота уступов $h = 15$ м; уклон траншеи $i = 0,030$; длина тупиковых площадок $l_t = 200$ м; ширина дна траншеи $B_t = 12$ м; тупиковые площадки располагаются на каждом горизонте; положение контура карьера по поверхности (± 0), по дну (-90) и положение бровок уступов ($-15 \div -75$) приведено на рис. 6.16, а; начало трассы намечено в точке A .

Решение. Определяем длину участка проекции трассы между соседними горизонтами: $l_b = h/i = 15/0,030 = 500$ м.

Из точки A , как из центра, радиусом R , равным l_b , проводим дугу до пересечения с горизонтом -15 . Получаем точку B (см. рис. 6.16, а), от которой откладываем по горизонтали длину тупиковой площадки $l_t = 200$ м, и отмечаем точку B_1 . Из точки B_1 проводим дугу радиусом $l_b = 500$ м и находим точку C на горизонте -30 . Остальные точки находим аналогично.

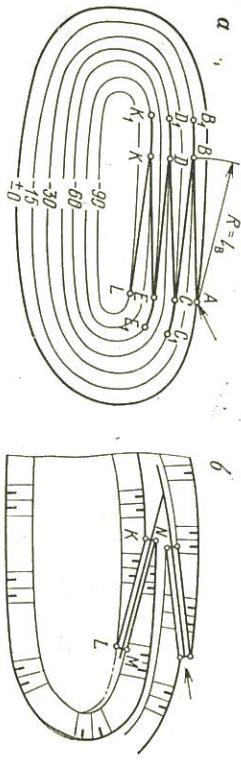


Рис. 6.16. Построение трассы при вскрытии карьера системой тупиковых внутренних траншей

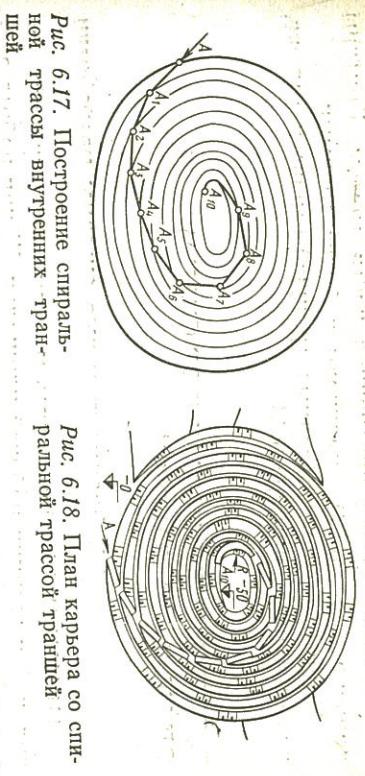


Рис. 6.17. Построение спиральной трассы внутренних траншей

После получения направления оси трассы вычерчиваем план трассы системы тупиковых траншей. От точки L (рис. 6.16, б) откладываем ширину траншеи $B_t = 12$ м и получаем точку M . Через точку M проводим прямую, параллельную линии LK , и отмечаем точку N . Таким же образом строим планы траншей верхних горизонтов и окончательно уточняем положение верхней бровки карьера.

ПРИМЕР 6.35. Построить спиральную трассу внутренних капитальных траншей.

Глубина карьера $H_k = 150$ м; высота уступов $h = 15$ м; углы откосов уступов $\alpha = 70^\circ$, ширина бермы $a = 10$ м; уклон траншеи $i = 0,08$; длина горизонтальных площадок примыкания $l_b = 20$ м; ширина траншеи $B_t = 15$ м. Положение верхнего контура и дна карьера приведено на рис. 6.17. Ввод трассы в карьер намечается в точке A . Решение. Определяем длину участка трассы на уступе вместе с длиной площадки примыкания: $L_y = l_b + l_b = 187 + 20 = 207$ м; $l_b = h/i = 15/0,08 = 187$ м.

На плане в контурах карьера, начиная со дна, наносим горизонтали, отстоящие одна от другой на величину заложения откоса уступа $a/h \operatorname{ctg} \alpha = 15 \operatorname{ctg} 70^\circ = 5,5$ м, и ширину бермы между уступами $a = 10$ м; $5,5 + 10 = 15,5$ м.

Из точки A (см. рис. 6.17), как из центра, радиусом, равным в заданном масштабе величине L_y , проводим дугу до пересечения с горизонтом -15 . Находим точку A_1 . Аналогично находим точки A_2, A_3, A_4 и др. Полученные точки соединяем ломаной линией, которая будет определять ось спиральной трассы. Разбивку трассы на плане лучше всего начинать от дна карьера к поверхности, при этом проще устанавливать

возможные отрезки внутренней части трассы. Контуры карьера (рис. 6.18) получаются более точными.

План отдельных въездных траншей строится так же, как описано в примере 6.33.

7. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

7.1. Бестранспортные системы разработки

ПРИМЕР 7.1. Определить максимальную ширину заходки A и ширину рабочей площадки III при работе экскаватора ЭВГ-15 с перевалкой вскрыши в выработанное пространство.

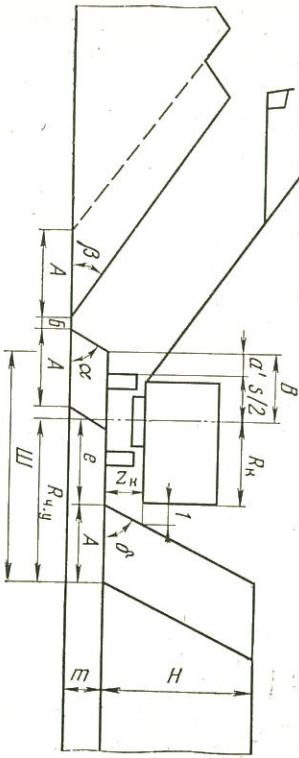


Рис. 7.1. Схема перевалки пород межлопатой при холостых переходах экскаватора

Отработку угля и вскрыши ведут в одном блоке. Для обратного холостого прохода экскаватора на кровле пласта оставляют плоскую (рис. 7.1). Транспортирование угля по кровле пласта осуществляют автосамосвалами; угол устойчивого откоса вскрышного уступа $\delta = 60^\circ$.

Решение. Максимальную ширину заходки (m) определим по формуле

$$A = R_{\text{ч},\text{у}} - e_{\min},$$

где $R_{\text{ч},\text{у}}$ — максимальный радиус черпания вскрышного экскаватора на горизонте его установки, m ; $e_{\min} = R_{\text{к}} + 1 - z_{\text{к}} \operatorname{ctg} \delta$ — минимальное расстояние от оси экскаватора до нижней бровки вскрышного уступа, m ; $R_{\text{к}}$ — да-

где a' — минимальное расстояние от ходового устройства экскаватора до верхней бровки добывчного уступа, принимаемое не менее 2–3 м; s — ширина хода экскаватора (у ЭВГ-15 $s = 13,5$ м).

$$III = 2 + 13,5/2 + 9,5 + 11 = 29 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 7.2. Определить скорость подвигания фронта работ и возможную производительность карьера по полезному ископаемому.

Вскрышной уступ высотой $H = 20$ м отрабатывают по простой бестранспортной схеме экскаватором ЭШ-15/90; головая производительность экскаватора $Q_0 = 3,5$ млн. м³, длина фронта работ по вскрыше $L_{\Phi,\text{в}} = 2000$ м, по добыче $L_{\Phi,\text{д}} = 1950$ м, средняя мощность $= 1,2 \text{ т}/\text{м}^3$; коэффициент извлечения $k_{\text{изв}} = 0,95$. Решение. Скорость подвигания фронта работ

$$v_{\Phi} = Q_0 / (L_{\Phi,\text{в}} H) = 3500000 / (2000 \cdot 20) = 87,5 \text{ м/год.}$$

Производительность карьера по полезному ископаемому

$$Q_{\text{п.и}} = m L_{\Phi,\text{д}} v_{\Phi} K_{\text{изв}} \gamma = 3 \cdot 1950 \cdot 87,5 \cdot 0,95 \cdot 1,2 = 583,5 \text{ тыс. т/год}$$

ПРИМЕР 7.3. Проверить, возможна ли разработка вскрыши по простой бестранспортной схеме межлопатой ЭВГ-15.

Мощность пласта полезного ископаемого $m = 5$ м; мощность полускальных покрывающих пород $H = 15$ м; устойчивые углы откоса добывчного уступа $\alpha = 60^\circ$, вскрышного уступа $\delta = 65^\circ$; отвала $\beta = 38^\circ$; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p = 1,3$; расстояние от оси экскаватора до верхней бровки добывчного уступа $B = 9$ м; ширина заходки $A = 20$ м.

Решение. Рассмотрим работу без подвалки добывчного уступа. Высота отвала, исходя из равенства

диус вращения кузова экскаватора, м; 1 м — минимальный по нормам безопасности зазор между откосом уступа и кузовом; $z_{\text{к}}$ — просвет под поворотной платформой экскаватора, м.

У экскаватора ЭВГ-15 $R_{\text{ч},\text{у}} = 20,5$ м; $R_{\text{к}} = 12$ м; $z_{\text{к}} = 6$ м; $e_{\min} = 12 + 1 - 6 \operatorname{ctg} 60^\circ = 9,5$ м; $A = 20,5 - 9,5 = 11$ м.

$$III = a' + s/2 + e + A,$$

объемов вскрышной и отвальной заходок,

$$H_o = HK_p + 0,25A \operatorname{tg} \beta = 15 \cdot 1,3 + 0,25 \cdot 20 \operatorname{tg} 38^\circ = 23,4 \text{ м.}$$

Требуемый радиус разгрузки вскрышного экскаватора

$$R_p \geq B + m \operatorname{ctg} \alpha + H_o \operatorname{ctg} \beta;$$

$$R_p \geq 9 + 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + 23,4 \operatorname{ctg} 38^\circ;$$

$$R_p \geq 43 \text{ м.}$$

Поскольку максимальный радиус разгрузки ЭВГ-15 (37 м) меньше 43 м, работа по простой беспортной схеме без подвалки добычного уступа невозможна.

Рассмотрим работу с подвалкой добычного уступа. Требуемый радиус разгрузки вскрышного экскаватора при полной подвалке

$$R_p \geq B + (H_o - m) \operatorname{ctg} \beta;$$

$$R_p \geq 9 + (23,4 - 5) \operatorname{ctg} 38^\circ;$$

$$R_p \geq 32,5 \text{ м.}$$

Высота разгрузки вскрышного экскаватора

$$H_p \geq H_o - m;$$

$$H_p \geq 23,4 - 5;$$

$$H_p \geq 18,4 \text{ м.}$$

Поскольку паспортная максимальная высота разгрузки экскаватора ЭВГ-15 (26 м) больше 18,4 м, а паспортный радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки (36,5 м) больше 32,5 м, разработка по простой беспортной схеме с полной подвалкой добычного уступа возможна.

Высота подвалки (оставляемых целиков полезного ископаемого)

$$h_p = (B + m \operatorname{ctg} \alpha + H_o \operatorname{ctg} \beta - R_{p \max}) / (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) =$$

$$= (9 + 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + 23,4 \operatorname{ctg} 38^\circ - 37,5) / (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 38^\circ) =$$

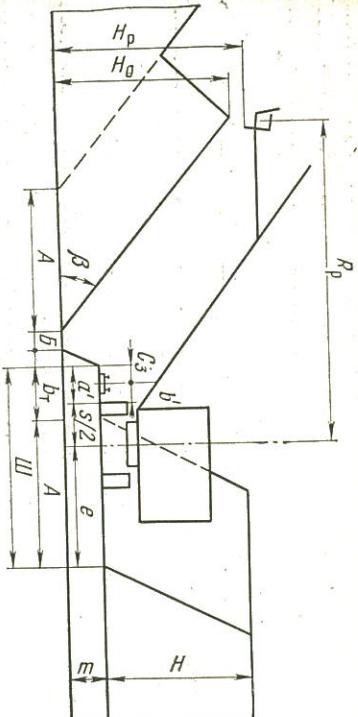
$$= 2,4 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 7.4. Определить ширину рабочей площадки

III , ширину заходки A и максимальную высоту вскрышного уступа при работе экскаватора ЭВГ-15 с перевалкой вскрыши в выработанное пространство.

Рабочий ход экскаватора — прямой и обратный; полезное ископаемое доставляют железнодорожным транс-

Рис. 7.2. Схема перевалки пород меxлонатой



портом по кровле пласта (рис. 7.2); мощность горизонтально залегающего пласта полезного ископаемого $m = 3$ м; углы устойчивых откосов добычного уступа $\alpha = 60^\circ$, вскрышного уступа $\delta = 60^\circ$, отвала $\beta = 35^\circ$; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p = 1,22$; площадку на почве пласта не оставляют ($B = 0$).

Решение. Ширина рабочей площадки

$$III = e + s/2 + a',$$

где e — расстояние от оси экскаватора до нижней бровки вскрышного уступа, м; s — ширина хода экскаватора, м; a' — расстояние от верхней бровки уступа полезного ископаемого до ходового устройства экскаватора, м.

$$e_{\min} = 1 + R_k - z_k \operatorname{ctg} \delta = 1 + 12 - 6 \operatorname{ctg} 60^\circ = 9,5 \text{ м};$$

$$e_{\max} = R_{q,y} = 20,5 \text{ м};$$

$$a' = C_3 + b' = 2,5 + 1,5 = 4 \text{ м},$$

где C_3 — минимальное расстояние от оси пути до бровки добычного уступа, составляющее по действующим нормативам безопасности 2,5 м; b' — минимальное расстояние от оси пути до ходового устройства экскаватора $b' = 1,5$ м.

Минимальная ширина рабочей площадки $III_{\min} = 4 + 13/2 + 9,5 = 20$ м; максимальная ширина рабочей площадки $III_{\max} = 4 + 13/2 + 20,5 = 31$ м.

Ширина заходки экскаватора

$$A = III - b_r,$$

где $b_r = C_3 + b'' = 2,5 + 2,5 = 5$ м — ширина транспортной бермы; b'' — расстояние от оси пути до нижней бровки вскрышного уступа (при отсутствии контактной сети $b'' = 2 \div 3$ м).

$$A_{\max} = 31 - 5 = 26 \text{ м}; A_{\min} = 20 - 5 = 15 \text{ м}.$$

Возможная высота отвала по радиусу разгрузки экскаватора

$$H_0 \leq (R_p \max - B - m \operatorname{ctg} \alpha - B) / \operatorname{ctg} \beta,$$

где $R_p \max$ — максимальный радиус разгрузки экскаватора, м. $B = a' + s/2 = 4 + 13/2 = 10,5$ м — расстояние от оси движения экскаватора до верхней бровки добычного уступа.

$$H_0 \leq (37,8 - 10,5 - 3 \operatorname{ctg} 60^\circ - 0) / \operatorname{ctg} 35^\circ; H_0 \leq 17,7 \text{ м.}$$

Возможная высота отвала по высоте разгрузки экскаватора H_p , соответствующей максимальному радиусу разгрузки

$$H_0 \leq H_p + m; H_0 \leq 15 + 3; H_0 \leq 18 \text{ м.}$$

Принимаем меньшее значение: $H_0 = 17,7$ м.

Максимальная мощность вскрышного уступа

$$H = (H_0 - 0,25 A \operatorname{tg} \beta) K_p.$$

При заходке максимальной ширины $A = 26$ м.

$$H = (17,7 - 0,25 \cdot 26 \operatorname{tg} 35^\circ) / 1,22 = 10,9 \text{ м.}$$

При заходке минимальной ширины $A = 15$ м.

$$H = (17,7 - 0,25 \cdot 15 \operatorname{tg} 35^\circ) / 1,22 = 12,3 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 7.5. Определить ширину заходки A , максимальную высоту вскрышного уступа H и потери угля в целиках при работе экскаватора ЭВГ-35/65 по схеме, приведенной на рис. 7.3.

Мощность угольного пласта $m = 5$ м; углы устойчивого откоса добычного уступа $\alpha = 60^\circ$, вскрышного уступа $\delta = 60^\circ$, отвала $\beta_1 = 37^\circ$; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p = 1,33$; рабочий ход экскаватора — прямой и обратный; транспортирование угля по почве пласта осуществляют автосамосвалами, берму на кровле пласта не оставляют.

Решение. Расстояние от оси экскаватора до верхней бровки добычного уступа

$$B = s/2 + a' = 20,8/2 + 3 = 13,4 \text{ м.}$$

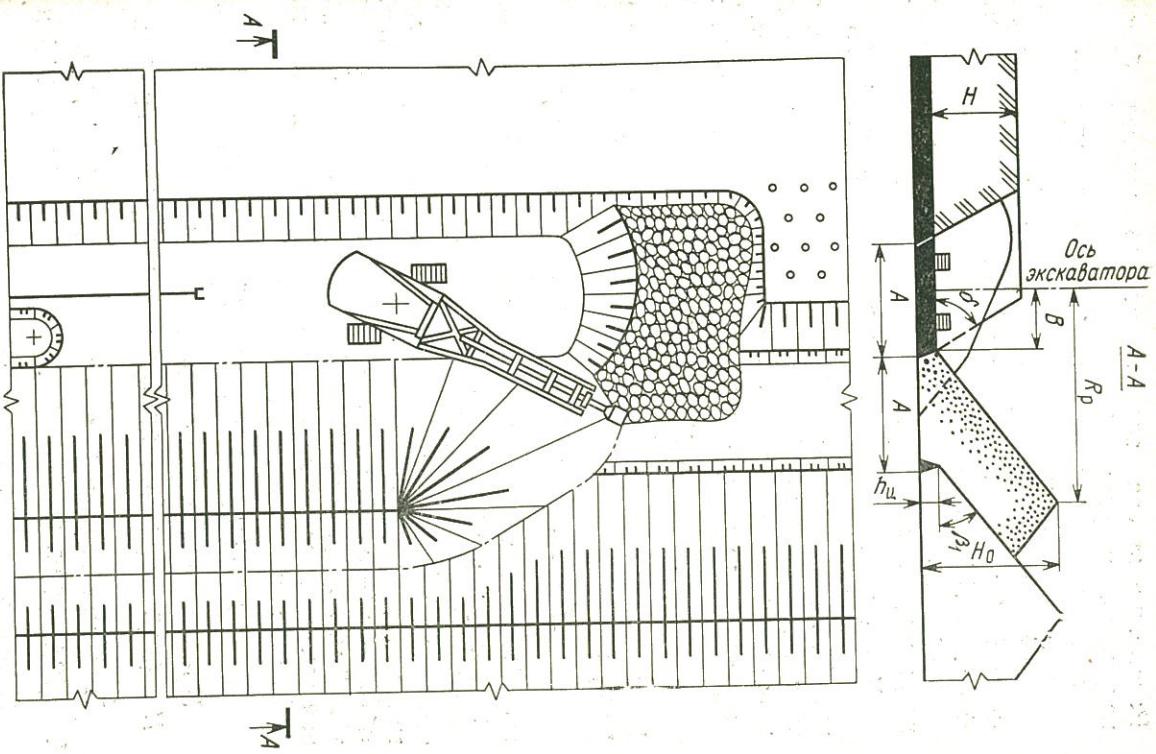


Рис. 7.3. Схема перевалки пород мелкодробленой с применением буро- взрывных работ

Расстояние от оси экскаватора до нижней бровки вскрышного уступа:

$$e_{\min} = R_{\text{к},y} + 1 - z_{\kappa} \operatorname{ctg} \delta = 19,8 + 1 - 9 \operatorname{ctg} 60^\circ = 15,6 \text{ м;}$$

$$e_{\max} = R_{\text{к},y} = 37 \text{ м.}$$

Максимальная ширина заходки $A = B + e_{\max} = 13,4 + 37 = 50,4 \text{ м.}$ Минимальная ширина заходки $A = B + e_{\min} = 13,4 + 15,6 = 29 \text{ м.}$

Возможная высота отвала по радиусу разгрузки вскрышного экскаватора

$$H_o \leq (R_{\text{p},\max} - B - m \operatorname{ctg} \alpha + h_{\text{n}} (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1)) \operatorname{ctg} \beta_1,$$

где $R_{\text{p},\max}$ — максимальный радиус разгрузки экскаватора ($R_{\text{p},\max} = 62 \text{ м}$); h_{n} — высота подвалки угольного пласта, в данном случае равная мощности пласта 5 м.

$$H_o \leq (62 - 13,4 - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + 5(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 37^\circ)) / \operatorname{ctg} 37^\circ;$$

$$H_o \leq 41,6 \text{ м.}$$

Возможная высота отвала по высоте разгрузки экскаватора

$$H'_o \leq H_p + m; \quad H'_o \leq 26 + 5; \quad H'_o \leq 31 \text{ м,}$$

где H_p — высота разгрузки экскаватора при максимальном радиусе разгрузки (26 м).

Поскольку $H_o < H'_o$, произведем пересчет высоты отвала по радиусу разгрузки, соответствующему максимальной высоте разгрузки экскаватора $R_p = 58 \text{ м}$: $H_o \leq (58 - 13,4 - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + 5(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 37^\circ)) / \operatorname{ctg} 37^\circ$; $H'_o \leq 38,6 \text{ м.}$ $H'_o \leq 40 + 5$; $H'_o \leq 45 \text{ м}$, где 40 м — максимальная высота разгрузки экскаватора. Примем $H_o = 38,6 \text{ м.}$

Возможная высота вскрышного уступа

$$H = (H_o - 0,25 A \operatorname{tg} \beta - h_{\text{n}}^2 \operatorname{ctg} \alpha / A) K_p.$$

При минимальной ширине заходки $A = 29 \text{ м}$

$$H = (38,6 - 0,25 \cdot 29 \operatorname{tg} 37^\circ - 5^2 \operatorname{ctg} 60^\circ / 29) / 1,33 = 24,5 \text{ м.}$$

При максимальной ширине заходки $A = 50,4 \text{ м}$

$$H = (38,6 - 0,25 \cdot 50,4 \operatorname{tg} 37^\circ - 5^2 \operatorname{ctg} 60^\circ / 50,4) / 1,33 = 21,7 \text{ м.}$$

Потери угля (%) в целиках

$$\Pi_y = 100 h_{\text{n}}^2 \operatorname{ctg} \alpha / m A,$$

где h_{n} — высота целиков, в данном случае равная мощности пласта 5 м.

При ширине заходки $A = 29 \text{ м}$ $\Pi_y = 100 \cdot 5^2 \operatorname{ctg} 60^\circ / 5 \times 29 = 10 \%$; при ширине заходки $A = 50,4 \text{ м}$ $\Pi_y = 100 \times 5^2 \operatorname{ctg} 60^\circ / 5 \cdot 50,4 = 5,75 \%$.

ПРИМЕР 7.6. Определить максимальную высоту вскрышного уступа H , отрабатываемого по простой бес-

транспортной схеме (рис. 7.4) драглайном ЭП-40/85.

Мощность горизонтального пласта полезного ископаемого $m = 6 \text{ м}$; угол устойчивого откоса добывного уступа $\alpha = 60^\circ$; вскрышного уступа $\delta = 50^\circ$, отвала $\beta_1 = 34^\circ$; коэффициент разрыхления пород $K_p = 1,2$; транспорт-

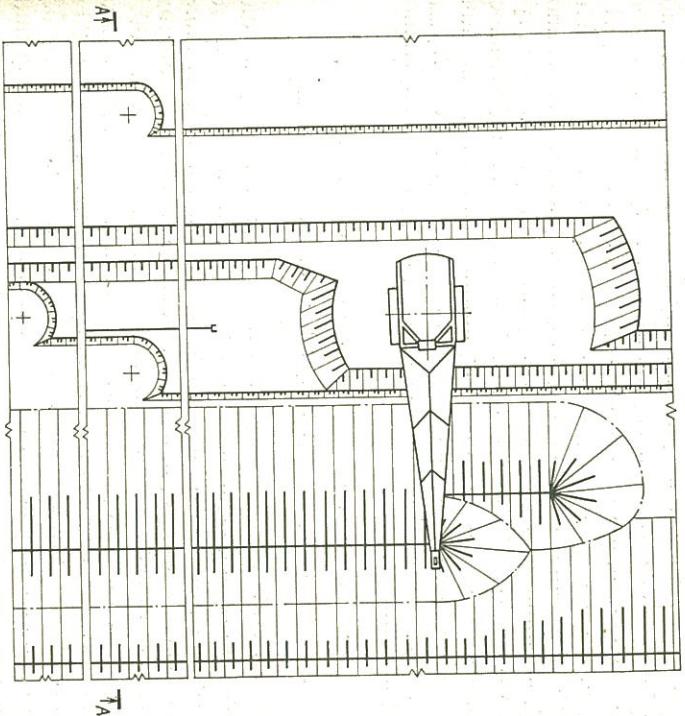
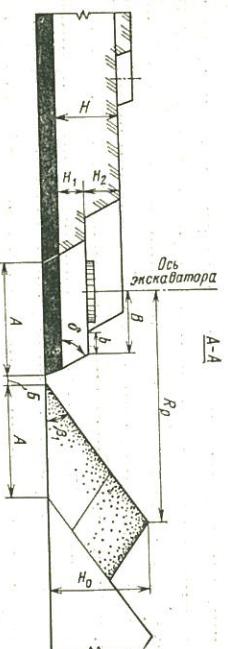


Рис. 7.4. Схема перевалки пород драглайном

лезногого ископаемого по почве пласта автомобильный.

$$\text{Решение. } H = (R_{\text{p max}} - (B + b + m \operatorname{ctg} \alpha + B + 0,25A) + H_2 \operatorname{ctg} \delta)(K_{\text{p}} \operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \delta),$$

где $R_{\text{p max}}$ — максимальный радиус разгрузки вскрышного экскаватора, м; $B = s/2 + a'$ — расстояние от оси экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа, м; s — ширина хода экскаватора, м; a' — минимальное расстояние от ходового устройства экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа, которое принимают обычно равным 0,2 высоты вскрышного уступа, но не менее 3 м; b — ширина бермы на кровле пласта, м (при транспортировании полезного ископаемого по почве может быть равной 0); $B = b_{\text{k}} + T + X'$ — ширина площадки по почве пласти, м; b_{k} — ширина водоотводной канавки поверху, м (при благоприятных гидрогеологических условиях или при устройстве закрытого дренажа можно принимать $b_{\text{k}} = 0$); T — ширина транспортной полосы, м (при устройстве автодороги позади добычного экскаватора $T = 0$); X' — ширина раз渲ала при взрывании полезного ископаемого, м (при взрывании на встрияхивание обычно $X' = 0,5m$, при отсутствии взрывных работ $X' = 0$); A — ширина заходки, м (обычно принимается в пределах 0,4—0,6 максимального радиуса черпания вскрышного драглайна); H_2 — высота верхнего вскрышного уступа [обычно $H_2 = (0,4 \div 0,6) R_{\text{p max}}$, когда производительность драглайна при верхнем черпании снижается незначительно; максимальное значение $H_2 = (0,7 \div 0,8) R_{\text{p max}}$]; $H_{\text{p max}}$ — максимальная высота разгрузки вскрышного драглайна, м.

$$H = (82 - (19 + 0 + 6 \operatorname{ctg} 60^\circ + 0 + 0,25 \cdot 40) + 18 \operatorname{ctg} 50^\circ)/(1,2 \operatorname{ctg} 34^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ) = 32 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 7.7. Определить возможную производительность карьера по добыче W_{n} , выбрать модель добывного экскаватора и рассчитать параметры технологической схемы при простой бестранспортной системе разработки с использованием драглайна ЭШ-25/100.

Мощность горизонтального пласта полезного иско- паемого $m = 8$ м; мощность покрывающих пород $H = 20$ м; устойчивые углы откоса полезного ископаемого $\alpha = 55^\circ$, покрывающих пород $\delta = 55^\circ$, отвала $\beta_1 = 35^\circ$; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_{\text{p}} = 1,22$; полезное ис- колапое и покрывающие породы относятся ко II кате-

гории по трудности экскавации: длина фронта работ $L_{\text{f}} = 2000$ м; вскрытие карьерного поля проектируется двумя внешними фланговыми траншеями; перемещение полезного ископаемого по почве пласта осуществляется железнодорожным транспортом.

Решение. 1. Часовая производительность вскрышного экскаватора

$$Q_{\text{q}} = 3600 E K_{\text{n}} K_{\text{a}} / (K_{\text{p}} t_{\text{pl}}),$$

где E — вместимость ковша экскаватора, м^3 ; K_{n} — коэффициент наполнения ковша; K_{p} — коэффициент разрыхления породы в ковше; K_{a} — коэффициент снижения производительности экскаватора в зависимости от вида черпания и высоты уступа; t_{pl} — оперативное время одного цикла экскавации, с. Значения t_{pl} , K_{p} , K_{n} и K_{a} принимаются по данным технического нормирования.

$$Q_{\text{q}} = 3600 \cdot 25 \cdot 1 \cdot 0,98 / (1,22 \cdot 54) = 1339 \text{ м}^3.$$

2. Ориентировочная вместимость ковша добычного экскаватора

$$E_{\text{p}} = m Q_{\text{q}} t_{\text{pl}, \text{p}} K_{\text{p}} / H 3600 K_{\text{p}},$$

где $t_{\text{pl}, \text{p}}$ — ориентировочное время цикла добычного экскаватора, с.

$$E_{\text{p}} = 8 \cdot 1339 \cdot 30 \cdot 1,22 / 20 \cdot 3600 \cdot 0,7 = 7,78 \text{ м}^3.$$

Принимаем на добыче экскаватор ЭКГ-8И. Высота черпания этого экскаватора (12,8 м) позволяет отрабатывать с нижней погрузкой добычной уступ высотой 8 м.

3. Ширина площадки на почве пласта

$$B = b_{\text{k}} + T + X',$$

где b_{k} — ширина водоотводной канавы поверху, м; T — ширина верхнего строения железнодорожного пути, м; X' — ширина раз渲ала при взрывании полезного ископаемого, м.

$$B = 1,5 + 5 + 0 = 6,5 \text{ м.}$$

4. Ширина заходки, исходя из выемки полезного ископаемого за два прохода добычного экскаватора,

$$A \leq 3,4 R_{\text{q}, \text{y}},$$

где $R_{\text{q}, \text{y}}$ — максимальный радиус черпания добычного

экскаватора на горизонте установки, м.

$$A \leq 3,4 \cdot 12,2; A \leq 41,5 \text{ м.}$$

Ширина заходки, исходя из условий рационального использования вскрышного экскаватора и вместимости внутреннего отвала,

$$A = (0,4 \div 0,6) R_{\text{ч,макс}},$$

где $R_{\text{ч,макс}}$ — максимальный радиус черпания вскрышного экскаватора, м. Принимаем $A = 40$ м.

$$A = (0,4 \div 0,6) 95 = 38 \div 57 \text{ м.}$$

5. Высота отвала

$$H_o = K_p H + 0,25 A \operatorname{tg} \beta = 1,22 \cdot 20 + 0,25 \cdot 40 \operatorname{tg} 35^\circ = 31,4 \text{ м.}$$

6. Необходимый радиус разгрузки вскрышного экскаватора при его установке на поверхности

$$R_p \geq B + H_o \operatorname{ctg} \delta + B + H_o \operatorname{ctg} \beta,$$

где $B = s/2 + a' = 27,7/2 + 5 = 19$ м — расстояние от оси экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа, м; s — ширина хода вскрышного экскаватора, м; a' — расстояние от ходового устройства экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа, м.

$$R_p \geq 19 + 20 \operatorname{ctg} 55^\circ + 8 \operatorname{ctg} 55^\circ + 6,5 + 31,4 \operatorname{ctg} 35^\circ = \\ = 89,7 \text{ м,}$$

что меньше максимального радиуса разгрузки ЭШ-25/100 (95 м). При этом имеется возможность оставлять на краю пласта полезного ископаемого берму шириной до 95—89,7 м для лучшей зачистки пласта.

7. Сменная производительность (м^3) вскрышного экскаватора

$$Q_{\text{см}} = Q_q T_{\text{д,н}},$$

где T_c — продолжительность смены, ч; $\mu = 1 - \lambda - \varepsilon$ — коэффициент чистого времени работы экскаватора в течение смены.

$$\lambda = (T_{\text{п,з}} + T_o + T_l)/T_c = (35 + 10 + 14)/480 = 0,123,$$

где $T_{\text{п,з}}$, T_o , T_l — время соответственно на подготовительно-заключительные операции, отдых и личные надобности в течение смены, мин, принимается по данным технического нормирования; $\varepsilon = l_q(1 - \lambda)(t_{\text{п}} + t_{\text{п,к}} + t_{\text{п}})$ —

коэффициент нетворкоделительных затрат времени; $t_{\text{п}} = Q_{\text{п}}/(AH) = 1339/(40 \cdot 20) = 1,67 \text{ м/ч}$ — подвигание забоя вскрышного экскаватора за час; $t_{\text{п}} = 1/v_{\text{п}} = 1/60 = 0,0167 \text{ ч/м}$ — затраты времени на передвижение экскаватора на 1 м; $v_{\text{п}}$ — скорость передвижения экскаватора, м/ч; $t_{\text{п,к}} = B_{\text{п}}/Q_{\text{п}} = 40/5000 = 0,008 \text{ ч/м}$ — затраты времени на планировку рабочей площадки бульдозером; $B_{\text{п}}$ — ширина планируемой трассы, м; $Q_{\text{п}}$ — производительность бульдозера на планировке, $\text{м}^2/\text{ч}$; $t_{\text{п,к}} = T_{\text{п,к}}/l_{\text{к}} = 3/300 = 0,01$ — удельные затраты времени на переключение кабеля, ч/м; $T_{\text{п,к}}$ — время переключения ($T_{\text{п,к}} \sim 3 \text{ ч}$), $l_{\text{к}}$ — длина кабеля, м.

$$\varepsilon = 1,67(1 - 0,123)(0,0167 + 0,01 + 0,0082) = 0,051;$$

$$\mu = 1 - 0,123 - 0,051 = 0,826;$$

$$Q_{\text{см}} = 1339 \cdot 8 \cdot 0,826 = 8850 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

8. Суточное подвигание вскрышного забоя

$$v_{\text{п}} = 3Q_{\text{см}}/AH = 3 \cdot 8850/40 \cdot 20 = 33,2 \text{ м/сут.}$$

9. Время отработки вскрышной заходки

$$T_{\text{в,з}} = L_{\text{ф}}/v_{\text{п}} = 2000/33,2 = 60,2 \text{ сут, или 2 мес.}$$

10. Время на плановые текущие ремонты вскрышного экскаватора за время отработки заходки $T_{\text{пл}} = 5 \cdot 2 = 10$ сут, где 5 сут — продолжительность одного планового текущего ремонта за месяц.

При одноблочной организации работ с холостыми переходами добывающего экскаватора и выемке вскрытого полезного ископаемого двумя заходками время простоя вскрышного экскаватора в конце заходки в ожидании добывающего экскаватора

$$T_{\text{о,в,з}} = L_{\text{мин}} A m / 3 Q_{\text{см,л}} + T_{\text{п,т}},$$

$$T_{\text{о,в,з}} = 118 \cdot 40 \cdot 8 / 3200 \cdot 3 + 1 = 5 \text{ сут,}$$

где $L_{\text{мин}} = R_{\text{ч,л}} + l_{\text{зб}} + R_{\text{ч,д}} = 95 + 5 + 18,2 = 118 \text{ м}$ — минимальное по нормативам безопасности расстояние между вскрышным и добывающим экскаваторами; $R_{\text{ч,л}}$, $R_{\text{ч,д}}$ — максимальные радиусы черпания соответственно вскрышного и добывающего экскаваторов, м; $l_{\text{зб}}$ — возможный заброс ковша, м; $Q_{\text{см,л}}$ — сменная производительность добывающего экскаватора, м^3 ; $T_{\text{п,т}}$ — время на перевалку груза железнодорожного пути в тупике, сут.

При расчете годовой производительности вскрышного экскаватора время ожидания в конце вскрышной за-

ходки можно не учитывать, поскольку оно перекрывает время текущего ремонта (10 сут), который следует производить в конце каждой заходки.

11. Годовая производительность (м^3) вскрышного экскаватора

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{см}} 3 N_{\text{раб}},$$

где $N_{\text{раб}} = N_{\text{k}} - N_{\text{п}} - N_{\text{пл}} - N_{\text{ср}}/T_{\text{ср}} - N_{\text{k}}/T_{\text{k}} - T_{\text{тех}} = 365 - 8 - 60 - 60/3 - 120/6 - 7 = 250$ — число дней работы экскаватора в течение года; N_{k} — число календарных дней в году; $N_{\text{п}}$ — число праздничных дней; $N_{\text{пл}}, N_{\text{ср}}, N_{\text{k}}$ — число дней соответственно в плановом среднем и капитальном ремонтах; $T_{\text{ср}}, T_{\text{k}}$ — периодичность соответственно среднего и капитального ремонтов, лет; $T_{\text{тех}}$ — продолжительность технологических перерывов в работе за год (перегоны, ожидание фронта работ).

$$Q_{\text{год}} = 8850 \cdot 3 \cdot 250 = 6637500 \text{ м}^3.$$

12. Возможная производительность карьера по добывче

$$W_{\text{n}} = Q_{\text{год}} m/H = 6637500 \cdot 8/20 = 2655000 \text{ м}^3/\text{год}.$$

13. Готовые к выемке запасы полезного ископаемого

$$V_{\text{т.в}} = 0,5 L_{\phi} mA = 0,5 \cdot 2000 \cdot 8 \cdot 40 = 320000 \text{ м}^2.$$

ПРИМЕР 7.8. Определить максимальную высоту вскрышного уступа H и коэффициент разрыхлации при разработке вскрыши экскаватором ЭВГ-15 без подвалки и с подвалкой угольного уступа породой (рис. 7.5). Мощность горизонтального угольного пласта $m=6 \text{ м}$; углы откосов добывчного уступа $\alpha=60^\circ$, вскрышного уступа $\delta=50^\circ$ и отвала $\beta_1=40^\circ$; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p=1,2$; расстояние от оси вскрышного экскаватора до верхней бровки добывчного уступа $B=10 \text{ м}$; ширина заходки $A=14 \text{ м}$; ширина площадки на почве угольного пласта $B=4 \text{ м}$.

Решение. Максимальную высоту вскрышного уступа определим по формуле

$$H = (H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \beta_1 - 0,5h_n^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1)) / (K_p A),$$

где

$$H' = (R_- - R - m \operatorname{ctg} \alpha + h_- (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1)) \operatorname{tg} \beta_1, \dots$$

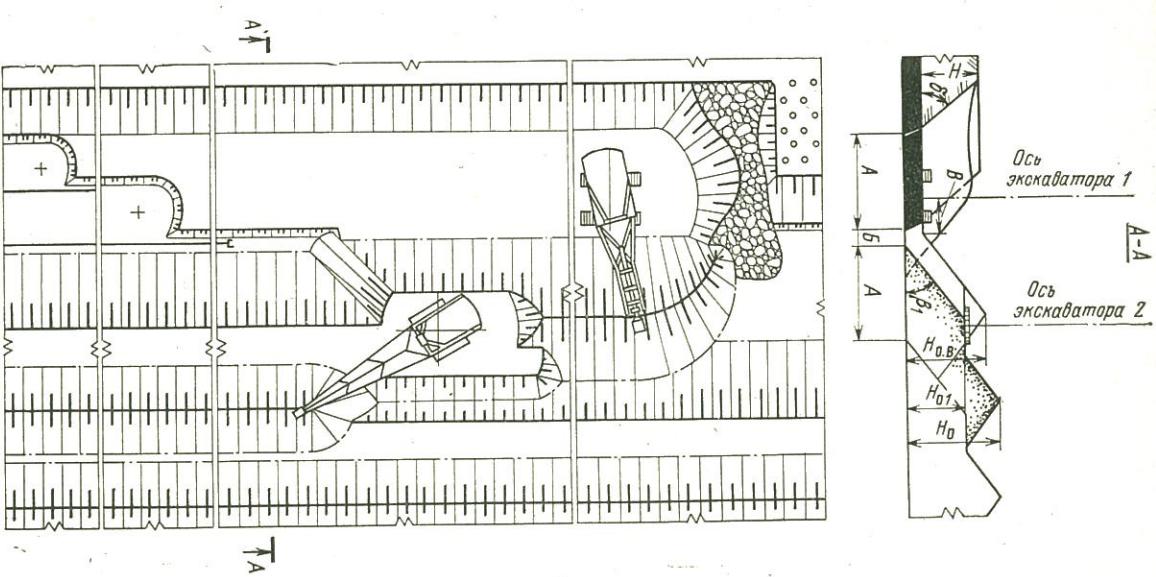


Рис. 7.5. Схема кратной перевалки пород мехлопатой и драглайном

— высота первичного отвала; h_{π} — высота подвалки угольного уступа, м; R_p — максимальный радиус разгрузки вскрышного экскаватора;

$$F = A + B + h_{\pi}(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1).$$

Рассмотрим три случая: работа без подвалки угольного уступа, $h_{\pi}=0$; частичная подвалка, $h_{\pi}=4$, полная подвалка, $h_{\pi}=6$ м.

Для первого случая $F=14+4+0=18$ м; $H'=(37,5-10-6\operatorname{tg} 60^{\circ})/(1,2\cdot 14)=20$ м; $H=(20\cdot 18-0,25\times 18^2\operatorname{tg} 40^{\circ}-0)/(1,2\cdot 14)=17,4$ м.

Для второго случая $F=14+4+4(\operatorname{ctg} 60^{\circ}+\operatorname{ctg} 40^{\circ})=25$ м; $H'=(37,5-10-6\operatorname{ctg} 60^{\circ}+4(\operatorname{ctg} 60^{\circ}+\operatorname{ctg} 40^{\circ}))\times X\operatorname{tg} 40^{\circ}=26,2$ м; $H=(26,2\cdot 25-0,25\cdot 25^2\operatorname{tg} 40^{\circ}-0,5\times X\cdot 4^2(\operatorname{ctg} 60^{\circ}+\operatorname{ctg} 40^{\circ}))/(1,2\cdot 14)=30$ м.

Для третьего случая $F=14+4+6(\operatorname{ctg} 60^{\circ}+\operatorname{ctg} 40^{\circ})=28,5$ м; $H'=(37,5-10-6\operatorname{tg} 60^{\circ}+6(\operatorname{ctg} 60^{\circ}+\operatorname{ctg} 40^{\circ}))\times X\operatorname{tg} 40^{\circ}=29$ м; $H=(29\cdot 28,5-0,25\cdot 28,5^2\operatorname{tg} 40^{\circ}-0,5\times X\cdot 6^2(\operatorname{ctg} 60^{\circ}+\operatorname{ctg} 40^{\circ}))/(1,2\cdot 14)=37,6$ м.

Проверим полученные результаты по параметрам экскаватора ЭВГ-15. Максимальная высота черпания экскаватора ЭВГ-15 составляет 31 м, высота разгрузки при наибольшем радиусе разгрузки 15 м. Следовательно, по условиям черпания высота забоя экскаватора не может быть более 31 м. Кроме того, высота первичного отвала при максимальном радиусе разгрузки не должна быть больше $H_p+m=15+6=21$ м. Однако, если принять радиус разгрузки экскаватора $R_p=36,5$ м, который соответствует максимальной высоте разгрузки, равной $H_{p\max}=26$ м, то высота первичного отвала не должна превышать $H_{p\max}+m=26+6=32$ м.

Таким образом, можно считать, что при максимальном радиусе разгрузки экскаватора ЭВГ-15 высота вскрышного уступа при работе без подвалки угольного уступа составляет 17,4 м. При максимальной высоте разгрузки возможна работа с частичной подвалкой угольного уступа. При высоте подвалки $h_{\pi}=4$ м высота вскрышного уступа составляет $H=30$ м. Ввиду того, что высота уступа при полной подвалке угольного пласта ограничивается высотой черпания вскрышного экскаватора, она не может быть больше, чем при частичной подвалке.

Коэффициент перезахвата при работе без подвалки

При частичной подвалке угольного уступа коэффициент перезахвата

$$K_{\pi} = ((B + h_{\pi}(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1))H' - 0,5h_{\pi}^2(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1) - 0,25(B + h_{\pi}(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1))^2 \operatorname{tg} \beta_1)(HAK_p) = ((4+4(\operatorname{ctg} 60^{\circ} + \operatorname{ctg} 40^{\circ}))26,2 - 0,5\cdot 4^2(\operatorname{ctg} 60^{\circ} + \operatorname{ctg} 40^{\circ}) - 0,25(4+4(\operatorname{ctg} 60^{\circ} + \operatorname{ctg} 40^{\circ}))^2 \operatorname{tg} 40^{\circ})/(30\cdot 14\cdot 1,2) = 0,3.$$

ПРИМЕР 7.9. Определить максимальную мощность вскрыши, отрабатываемой экскаватором ЭП-15/90Б по схеме, представленной на рис. 7.6; найти коэффициент перезахвата и обосновать параметры экскаватора на перезахвате. Рассмотреть схему без подвалки и с полной подвалкой добывающего уступа.

Мощность полезного ископаемого $m=5$ м; углы юго-западного откоса добывающего уступа $\alpha=60^{\circ}$, вскрышного уступа $\delta=60^{\circ}$, отвала $\beta_1=35^{\circ}$; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p=1,22$; транспортирование угля осуществляется железнодорожным транспортом по почве пласти, ширинаплощадки на почве пласти $B=6,5$ м.

Решение. 1. Максимальная мощность вскрыши

$$H = (H'F - 0,25F^2\operatorname{tg} \beta_1 - 0,5h_{\pi}^2(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1))/(AK_p + F \operatorname{ctg} \delta \operatorname{tg} \beta_1),$$

где

$$F = A + B + h_{\pi}(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1);$$

$$H' = (R_{p\max} - B - m \operatorname{ctg} \alpha + h_{\pi}(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1) + H_2 \operatorname{ctg} \delta) \operatorname{tg} \beta_1;$$

$R_{p\max}$ — максимальный радиус разгрузки вскрышного экскаватора, м; $B=s/2+a'=20,1/2+5=15$ м — расстояние от оси движения экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа; s — ширина хода экскаватора, м; a' — расстояние от ходового устройства экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа, м; h_{π} — высота подвалки добывающего уступа вскрышными породами, м; A — ширина заходки принимается обычно в пределах $0,4 \div 0,7$ максимального радиуса черпания вскрышного экскаватора (принимаем $A=40$ м); H_2 — высота верхнего вскрышного уступа, не должна превышать $0,7 \div 0,8$ мак-

A-A



симальной высоты разгрузки вскрышного экскаватора и принимается обычно равной ($0,4 \div 0,5$) $H_{\text{р,макс}}$; принимаем $H_2 = 20$ м.

При работе без подвалки добычного уступа

$$F = 40 + 6,5 + 0 = 46,5 \text{ м.}$$

$$H' = (83 - 15 - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ - 0 + 20 \operatorname{ctg} 60^\circ) \operatorname{tg} 35^\circ = 53,6 \text{ м.}$$

$$H = (53,6 \cdot 46,5 - 0,25 \cdot 46,5^2 \operatorname{tg} 35^\circ - 0)/(40 \cdot 1,22 + 46,5 \operatorname{ctg} 60^\circ \operatorname{tg} 35^\circ) = 31,4 \text{ м.}$$

При работе с полной подвалкой добычного уступа

$$F = 40 + 6,5 + 5(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ) = 56,5 \text{ м.}$$

$$H' = (83 - 15 - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + 5(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ) + 20 \operatorname{ctg} 60^\circ) \operatorname{tg} 35^\circ = 61,8 \text{ м.}$$

$$H = (61,8 \cdot 56,5 - 0,25 \cdot 56,5^2 \operatorname{tg} 35^\circ - 0,5 \cdot 5^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ))/(1,22 \cdot 40 + 56,5 \operatorname{ctg} 60^\circ \operatorname{tg} 35^\circ) = 40,5 \text{ м.}$$

Коэффициент переэкскавации

$$K_n = V_n/(AF),$$

где $V_n = H_{\text{o,b}}(B + h_n(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1))^{2 \operatorname{tg} \beta_1} - 0,25(B + h_n(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1))^2 \operatorname{tg} \beta_1 - 0,5 h_n^2(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1)$ — объем работ по переэкскавации на 1 м длины фронта работ, м³; $H_{\text{o,b}} = (R_{\text{p, макс}} - B - (H - H_2) \operatorname{ctg} \delta - \operatorname{mcg} \alpha + h_n(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1)) \operatorname{tg} \beta_1$ — высота временного отвала, м.

При работе без подвалки добычного уступа

$$H_{\text{o,b}} = (83 - 15 - (31,4 - 20) \operatorname{ctg} 60^\circ - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + 0) \operatorname{tg} 35^\circ = 41 \text{ м.}$$

$$V_n = 41(6,5 + 0) - 0,25(6,5 + 0)^2 \operatorname{tg} 35^\circ - 0 = 260 \text{ м}^3/\text{м};$$

$$K_n = 260/(40 \cdot 31,4) = 0,21 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

При работе с полной подвалкой добычного уступа

$$H_{\text{o,a}} = (83 - 15 - (40,5 - 20) \operatorname{ctg} 60^\circ - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + 5(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)) \operatorname{tg} 35^\circ = 44,3 \text{ м.}$$

$$V_n = 44,3(6,5 + 5(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ))^2 \operatorname{tg} 35^\circ - 0,25(6,5 + 5(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)) \operatorname{tg} 35^\circ - 0,5 \cdot 5^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ) = 650 \text{ м}^3/\text{м};$$

$$K_n = 650/(40 \cdot 4,40) = 0,4 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Рис. 7.6. Схема кратной перевалки пород двумя драглайнами

3. Параметры переэскавирующего экскаватора на отвале должны удовлетворять следующим условиям:

$$H_{\text{q max}} + 0,8H_{\text{p max}} \geq H_{\text{o, b}};$$

$$R_{\text{q max}} \geq B' + (H_{\text{o1}} - h_{\text{n}}) \operatorname{ctg} \beta_1; \quad H_{\text{o1}} \leq H_{\text{q max}};$$

$$R_{\text{p max}} \geq (H_{\text{o}} - H_{\text{o1}}) \operatorname{ctg} \beta_1 + e; \quad H_{\text{o}} - H_{\text{o1}} \leq H_{\text{p max}},$$

где H_{o} — высота постоянного отвала, м; B' — расстояние от оси экскаватора до верхней бровки отвального уступа на горизонте стояния экскаватора, м; e — расстояние от оси экскаватора до нижней бровки отвального уступа, м; H_{o1} — высота нижнего яруса отвала, м; $H_{\text{q max}}, H_{\text{p max}}$ — максимальные соответственно глубина черпания и высота разгрузки отвального экскаватора, м.

Проверим указанные условия для экскаваторов ЭШ-5/45 и ЭШ-10/70. Для ЭШ-5/45 $H_{\text{q max}} + 0,8H_{\text{p max}} = 22 + 0,8 \cdot 19,5 = 37,6$ м, что меньше высоты временного отвала при работе как с подвалкой, так и без подвалки добьичного уступа. То есть этот экскаватор для данных условий не подходит.

Для экскаватора ЭШ-10/70 первое условие соблюдается: $35 + 0,8 \cdot 27,5 = 57$ м $> 44,3$ м > 41 м. В дальнейшем принимаем высоту нижнего H_{o1} яруса отвала равной глубине черпания ЭШ-10/70 — 35 м и рассмотрим вариант разработки с полной подвалкой добьичного уступа, как наиболее неблагоприятный для отвального экска-

$$B' = s/2 + a' = 13,5/2 + 5 = 11,75 \text{ м};$$

$$e = R_{\text{q}} + 1 - z_{\text{q}} \operatorname{ctg} \beta_1 = 15 + 1 - 1,29 \operatorname{ctg} 35^\circ = 14,2 \text{ м},$$

где s — ширина хода отвального экскаватора, м; a' — расстояние от ходового устройства экскаватора до верхней бровки отвального уступа, м; 1 м — минимальный по нормам безопасности зазор между кузовом и откосом отвала; z_{q} — зазор под поворотной платформой экскаватора, м.

$$B' + (H_{\text{o1}} - h_{\text{n}}) \operatorname{ctg} \beta_1 = 11,75 + (35 - 5) \operatorname{ctg} 35^\circ = 54,6 \text{ м},$$

что меньше максимального радиуса черпания ЭШ-10/70 (66,7 м). То есть второе условие соблюдается.

Высота постоянного отвала при отсыпке верхнего яруса в виде гребней:

$$H_{\text{o}} = HK_{\text{p}} + 0,25A \operatorname{tg} \beta_1 = 40,5 \cdot 1,22 + 0,25 \cdot 40 \operatorname{tg} 35^\circ =$$

$$(H_{\text{o}} - H_{\text{o1}}) \operatorname{ctg} \beta_1 + e = (56,4 - 35) \operatorname{ctg} 35^\circ + 14,2 = \\ = 44,7 < 66,5.$$

То есть третье условие также удовлетворяется.

Таким образом, драглайн ЭШ-10/70 на переэскавации пород на отвале в данных условиях применить можно. Радиус разгрузки ЭШ-10/70 позволяет формировать верхний ярус отвала с образованием на его поверхности плоскостей для сокращения бульдозерных работ по разравниванию поверхности отвала. Максимальная ширина плоскости

$$A_1 = (R_{\text{p max}} - e - HK_{\text{p}} + H_{\text{o1}} - 0,25A \operatorname{tg} \beta_1) / (1 - 0,25 \operatorname{tg} \beta_1) = \\ = (66,5 - 14,2 - 40,4 \cdot 1,22 + 35 - 0,25 \cdot 40 \operatorname{tg} 35^\circ) / (1 - 0,25 \operatorname{tg} 35^\circ) = 37 \text{ м.}$$

Высота отсыпки отвала

$$H_{\text{o}} = HK_{\text{p}} + 0,25(A - A_1) \operatorname{tg} \beta_1 = 40,5 \cdot 1,22 + 0,25(40 - 37) \operatorname{tg} 35^\circ = 50 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 7.10. Определить максимальную высоту вскрытого уступа при отработке его экскаватором ЭШ-25/100 по бестранспортной схеме с установкой на предотвратительном (рис. 7.7). Определить параметры технологической схемы и коэффициент переэскавации.

Мощность горизонтального пласта полезного ископаемого $m = 4$ м; углы устойчивых откосов уступов; добьичного $\alpha = 60^\circ$, вскрытого $\delta = 60^\circ$, отвального $\beta_1 = 35^\circ$; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_{\text{p}} = 1,2$; расстояние оси экскаватора до бровки предотвала $B = 19$ м; ширина платформы на почве пласта $B = 3$ м; ширина плющадки на кровле пласта $b = 3$ м; ширина заходки $A = 40$ м.

Решение. 1. Предельная высота отвала при совмещении оси трассы экскаватора с нижней бровкой добьичного уступа

$$H_{\text{o}} \leq (R_{\text{p max}} - B) \operatorname{tg} \beta_1; \quad H_{\text{o}} \leq (94 - 3) \operatorname{tg} 35^\circ; \quad H_{\text{o}} \leq 63,6 \text{ м},$$

где $R_{\text{p max}}$ — максимальный радиус разгрузки экскаватора, м. При такой высоте отвала для обеспечения его устойчивости необходимо производить отсыпку в несколько ярусов с оставлением между ярусами плющадок, ширина которых может быть ориентировочно принята по табл. 24.

Таблица 24

Высота уступа, м	Ширина площадки, м		
	Междуду вскрышными уступами	Междуду ярусами внутренних уступов	первым и вторым
30	10	—	—
50	23	13	—
60	—	24	—
70	—	20	24

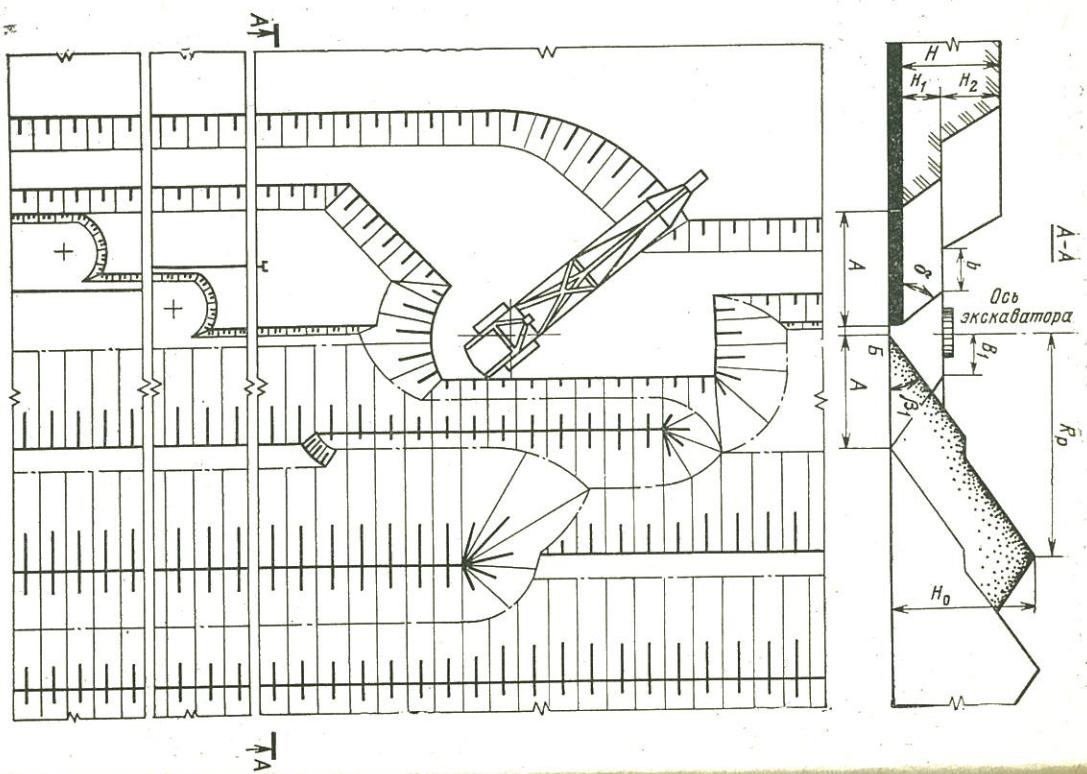


Рис. 7.7. Схема кратной перевалки пород драглайном, установленным на предотвратительном

Принимаем ширину площадки $b_0 = 14$ м. При этом $H_o = (R_p \text{ max} - B - b_0) \operatorname{tg} \beta_1 = (94 - 3 - 14) \operatorname{tg} 35^\circ = 54$ м.

2. Максимальная высота вскрышного уступа $H = (H_o - 0,25A \operatorname{tg} \beta_1)/K_p = (54 - 0,25 \cdot 40 \operatorname{tg} 35^\circ)/1,2 = 39$ м.

3. Высота нижнего вскрышного подступа: по условию разгрузки ковша в отвал

$$H_1 \geq H_o - m - H_{p \text{ max}},$$

где $H_{p \text{ max}}$ — максимальная высота разгрузки экскаватора, м. $H_1 \geq 54 - 4 - 43; H_1 \geq 7$ м,

по условию стабильности производительности экскаватора при верхнем черпании $H_1 \geq H - 0,5H_{p \text{ max}}; H_1 \geq 39 - 0,5 \cdot 43; H_1 \geq 18$ м.

Принимаем минимальную высоту нижнего вскрышного подступа $H_1 = 18$ м.

4. Возможная ширина бермы между вскрышными подступами

$$b_1 \leq R_{p \text{ max}} - m \operatorname{ctg} \alpha - H \operatorname{ctg} \delta - b - A.$$

$$b_1 \leq 94 - 4 \operatorname{ctg} 60^\circ - 39 \operatorname{ctg} 60^\circ - 3 - 40; b_1 \leq 26 \text{ м.}$$

Принимаем $b_1 = 23$ м по условиям устойчивости пород в соответствии с табл. 24.

5. Объем перекскавации на 1 м длины фронта работ $V_p = (B + 0,5m(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1))m + (H_1(\operatorname{ctg} \delta + \operatorname{ctg} \beta_1))0,5 + B + b + m(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta_1))H_1 - (B + (m + H_1)\operatorname{ctg} \beta_1 -$

$$+ (18(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ) 0,5 + 3 + 3 + 4(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)) 18 -$$

$$- (3 + (4 + 18)\operatorname{ctg} 35^\circ - 19)^2 0,25 \operatorname{tg} 35^\circ = 555 \text{ м}^3/\text{м}.$$

Коэффициент перезскавания

$$K_{\text{пп}} = V_{\text{пп}}/(AH) = 555/(40 \cdot 39) = 0,356.$$

6. Часовая производительность вскрышного экскаватора

$$Q_{\text{ч}} = 3600E K_{\text{н}} K_{\text{з}}/(K_{\text{в}} t_{\text{пп}}),$$

где E — вместимость ковша экскаватора, м^3 ; $K_{\text{н}}$ — коэффициент наполнения ковша; $K_{\text{з}}$ — коэффициент снижения производительности в зависимости от вида черпания и высоты уступа; $t_{\text{пп}}$ — оперативное время цикла экскавации, с. Значения $t_{\text{пп}}$, $K_{\text{н}}$, $K_{\text{з}}$ принимаются по данным технического нормирования.

При отработке верхнего подуступа

$$Q_{\text{ч},\text{в}} = 3600 \cdot 25 \cdot 0,9 \cdot 0,9/(1,2 \cdot 54) = 1125 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

При отработке нижнего подуступа

$$Q_{\text{ч},\text{н}} = 3600 \cdot 25 \cdot 1 \cdot 0,98/(1,2 \cdot 54) = 1361 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

При перезскавании

$$Q_{\text{ч},\text{п}} = 3600 \cdot 25 \cdot 1 \cdot 0,98/(1 \cdot 45) = 1960 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Средневзвешенная производительность вскрышного экскаватора

$$Q_{\text{ч},\text{ср}} = (Q_{\text{ч},\text{н}} AH_1 + Q_{\text{ч},\text{в}} AH_2 + Q_{\text{ч},\text{п}} V_{\text{пп}})/(AH + V_{\text{пп}}) = (1361 \times 40 \cdot 18 + 1125 \cdot 40 \cdot 21 + 1960 \cdot 555)/(40 \cdot 39 + 555) = 1423 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Часовое подвигание вскрышного экскаватора

$$l_{\text{ч}} = Q_{\text{ч},\text{ср}}/(AH + V_{\text{пп}}) = 1423/(40 \cdot 39 + 555) = 0,672 \text{ м/ч}.$$

Производительность экскаватора по вскрыше (без учета перезскавания)

$$Q_{\text{ч}} = l_{\text{ч}} AH = 0,672 \cdot 40 \cdot 39 = 1050 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Коэффициент регламентированных потерь времени

$$\lambda = (T_{\text{п.з}} + T_{\text{o}} + T_{\text{л}})/T_{\text{c}} = (35 + 10 + 14)/480 = 0,123,$$

где $T_{\text{п.з}}$, T_{o} , $T_{\text{л}}$ — время на подготовительно-заключительные операции, отрыв и личные надобности, мин; T_{c} — продолжительность смены, мин.

Коэффициент непроизводительных технологических затрат времени

$$\varepsilon = l_{\text{ч}}(1 - \lambda)(t_{\text{пп}} + t_{\text{п.к}} + t_{\text{п.р}}),$$

где $t_{\text{пп}} = 1/v_{\text{пп}} = 1/60 = 0,0167 \text{ ч}/\text{м}$ — затраты времени на передвижки экскаватора; $v_{\text{пп}}$ — скорость передвижения экскаватора, $\text{м}/\text{ч}$; $t_{\text{п.к}} = B_{\text{пп}}/Q_6 = 40/5000 = 0,0082 \text{ ч}/\text{м}$ — затраты времени на планировку рабочей площадки бульдозером; $B_{\text{пп}}$ — ширина планируемой трассы, м ; Q_6 — производительность бульдозера на планировке, $\text{м}^2/\text{ч}$; $t_{\text{п.р}} = T_{\text{п.к}}/l_{\text{к}} = 3/300 = 0,01$ — затраты времени на переключение кабеля, $\text{ч}/\text{М}$; $T_{\text{п.к}}$ — время переключения кабеля, ч ; $l_{\text{к}}$ — длина кабеля, м .

$$\varepsilon = 0,672(1 - 0,123)(0,0167 + 0,0082 + 0,01) = 0,02.$$

Коэффициент чистого времени работы экскаватора в течение смены

$$\mu = 1 - \lambda - \varepsilon; \quad \mu = 1 - 0,123 - 0,02 = 0,857.$$

Сменная производительность экскаватора на вскрыше и перезскавании

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{ч},\text{ср}} T_{\text{дн}} = 1423 \cdot 8 \cdot 0,857 = 9770 \text{ м}^3.$$

Сменная производительность карьера по вскрыше

$$Q'_{\text{см}} = Q_{\text{ч}} T_{\text{дн}} \mu = 1050 \cdot 8 \cdot 0,857 = 7200 \text{ м}^3.$$

ПРИМЕР 7.11. Определить максимальную высоту вскрышного уступа, разрабатываемого механизированной ЭВГ-100/700 по простой бестранспортной схеме.

Мощность пласта полезного ископаемого $m = 10 \text{ м}^3$; углы устойчивых откосов уступов: добывающего $\alpha = 60^\circ$, вскрышного $\delta = 60^\circ$, отвального $\beta_1 = 35^\circ$; коэффициент разрыхления вскрышных пород в отвале $K_{\text{р}} = 1,2$; расстояние от оси экскаватора до верхней бровки добывающего уступа $B = 20 \text{ м}$; ширина заходки $A = 40 \text{ м}$; площадка на почве пласта не оставляется ($B = 0$), залегание пласта волнистое с углами падения Φ до 8° .

Решение. Максимальная высота вскрышного уступа при горизонтальном залегании пласта

$$H = (R_{\text{р.макс}} - B - B - m \operatorname{ctg} \alpha - 0,25A)/(K_{\text{р}} \operatorname{ctg} \beta_1) = (66,5 - 20 - 0 - 10 \operatorname{ctg} 60^\circ - 0,25 \cdot 40)/(1,2 \operatorname{ctg} 35^\circ) = 17,9 \text{ м}.$$

Максимальная высота вскрышного уступа при работе экскаватора по падению пласта

$$H_n = H - (B + 0,5A) \sin \varphi \cos \beta_1 / (K_p \operatorname{ctg} \beta_1 \sin (\beta_1 - \varphi)) = 17,9 - (0 + 0,5 \cdot 40) \sin 8^\circ \cos 35^\circ / (1,2 \operatorname{ctg} 35^\circ \sin (35^\circ - 8^\circ)) = 15 \text{ м.}$$

Максимальная высота вскрышного уступа при работе экскаватора по восстанию пласта

$$H_b = H + (B + 0,5A) \sin \varphi \cos \beta_1 / (K_p \operatorname{ctg} \beta_1 \sin (\beta_1 + \varphi)) = 17,9 + 0,5 \cdot 40 \sin 8^\circ \cos 35^\circ / (1,2 \operatorname{ctg} 35^\circ \sin (35^\circ + 8^\circ)) = 20 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 7.12. Определить максимальную высоту вскрышного уступа, разрабатываемого драглайном ЭШ-10/70 по простой бестранспортной схеме при угле падения пласта $\Phi = 10^\circ$.

Мощность пласта полезного ископаемого $m = 4$ м; углы устойчивых откосов уступов: добывного $\alpha = 60^\circ$, вскрышного $\delta = 50^\circ$ отвального $\beta_1 = 35^\circ$; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p = 1,2$; расстояние от оси экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа $B = 12$ м; ширина площадки на почве пласта $B = 3$ м; ширина площадки на кровле пласта $b = 0$; ширина заходки $A = 40$ м; высота верхнего вскрышного подступа $H_2 = 9$ м.

Решение. Высота вскрышного уступа при горизонтальном залегании пласта

$$H = (R_{p \max} - (B + b + m \operatorname{ctg} \alpha + B + 0,25A) + H_2 \times \operatorname{ctg} \delta) / (K_p \operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \delta) = (66,5 - (12 + 0 + 4 \operatorname{ctg} 60^\circ + 3 + 0,25 \cdot 40) + 9 \operatorname{ctg} 50^\circ) / (1,2 \operatorname{ctg} 35^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ) = 18,4 \text{ м}$$

Максимальная высота вскрышного уступа при работе экскаватора по падению пласта

$$H_n = H - (B + 0,5A) \sin \varphi \cos \beta_1 / (K_p \operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \delta) \sin (\beta_1 - \varphi) = 18,4 - (3 + 0,5 \cdot 40) \sin 10^\circ \cos 35^\circ / (1,2 \operatorname{ctg} 35^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ) \times \sin (35^\circ - 10^\circ) = 15,4 \text{ м.}$$

Максимальная высота вскрышного уступа при работе экскаватора по восстанию пласта

$$H_b = H + (B + 0,5A) \sin \varphi \cos \beta_1 / (K_p \operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \delta) \sin (\beta_1 + \varphi) = 18,4 + (3 + 0,5 \cdot 40) \sin 10^\circ \cos 35^\circ / (1,2 \operatorname{ctg} 35^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ) \sin (35^\circ + 10^\circ) = 20,2 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 7.13. В условиях угольных разрезов производственного объединения «Дальвостуголь» при бестранспортной системе разработки с возрастанием мощности вскрыши H_6 за счет роста коэффициента перекопа кавадии эксплуатационные расходы C_6 и капитальные вложения на 1 м³ вскрыши при работе драглайна ЭШ-15/90 возрастают по следующим закономерностям:

$$C_6 = 10,4 \cdot 10^{-6} H_6^{2,6}; \quad K_6 = 7,2 \cdot 10^{-6} H_6^3.$$

В этих же условиях при транспортной системе разработки с использованием экскаваторов ЭКГ-8И и электрозвозной откатки эксплуатационные расходы составляют $C_t = 0,31$ руб/м³, удельные капиталовложения $K_t = 0,85$ руб/м³ и практически не зависят от мощности вскрыши.

Определить области рационального применения беспилотной и транспортной систем разработки с применением указанного оборудования при мощности покрывающих пород $H = 60$ м.

Решение. Приведенные затраты на 1 м³ вскрыши при комбинированной разработке с использованием на верхних горизонтах экскаватора ЭКГ-8И с электрозвозной откаткой, а на нижнем — драглайна ЭШ-15/90

$$\Pi_k = ((C_6 + E_n K_6) H_6 + (C_t + E_n K_t) (H - H_6)) / H,$$

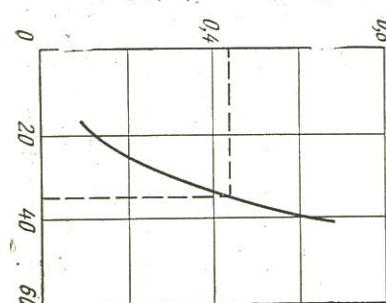
где E_n — нормативный коэффициент эффективности капитальныхложений.

$$\begin{aligned} \Pi_k = & ((10,4 \cdot 10^{-6} H_6^{2,6} + 0,15 \cdot 7,2 \cdot 10^{-6} H_6^3) + (0,31 + \\ & + 0,15 \cdot 0,85)(60 - H_6)) / 60. \end{aligned}$$

Значение H_6 , которому соответствует минимальное значение Π_k , определим, приведя первое производную от Π_k по H_6 нулю:

$$\begin{aligned} & \times 10^{-6} H_6^{2,6} + 4 \cdot 1,07 \cdot 10^{-6} H_6^3 - \\ & - 0,4375 = 0; \quad 37,4 \cdot 10^{-6} H_6^{2,6} + \\ & + 4,26 \cdot 10^{-6} H_6^3 = 0,4375. \end{aligned}$$

Графическое решение последнего уравнения представ-лено на рис. 7.8, из которого видно, что максимальная мощ-



ность вскрыши, отрабатываемая по беспрантной системе, составляет 35 м. Таким образом, в указанных условиях целесообразно оставшиеся 60–35 = 25 м вскрышных пород отрабатывать с применением транспорта.

7.2. Транспортно-отвальная система разработки

ПРИМЕР 7.14. Определить необходимую ширину полосы вскрытых запасов на зимний период A_3 при отработке месторождения по транспортно-отвальной схеме.

Производительность карьера по полезному ископаемому $W_n = 5$ млн. т/год; продолжительность зимнейстановки вскрышного комплекса $N_3 = 3$ мес; мощность пласти полезного ископаемого $m = 5$ м; длина фронта добывных работ $L_{\Phi,n} = 2500$ м; плотность полезногоплаственного $\gamma = 1,5 \text{ t/m}^3$; коэффициент извлечения полезногомикопаемого $K_{\text{изв}} = 0,95$; минимально допустимое опережение отвалообразователя добывным забоем $l_1 = 150$ м; минимально допустимое опережение добывного забоя отвалообразователем $l_2 = 250$ м; ширина заходки $A = 70$ м.

Решение.

$$A_3 = W_n N_3 / (12m L_{\Phi,n} \gamma K_{\text{изв}}) - A (L_{\Phi,n} - l_1 - l_2) / L_{\Phi,n} = \\ = 5000000 \cdot 3 / (12 \cdot 5 \cdot 2500 \cdot 1,5 \cdot 0,95) - 70 (2500 - 150 - \\ - 250) / 2500 = 11,4 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 7.15. Определить производительность вскрышного комплекса $Q_{\text{вк}}$, необходимую высоту разгрузки H_o и радиус разгрузки $R_{\Phi,o}$ консольного отвала-образователя.

Мощность горизонтального пласта полезного ископаемого $m = 2$ м; высота вскрышного уступа, отрабатываемого по транспортно-отвальной схеме, $H = 35$ м; коэффициент разрыхления пород в отвале $K_p = 1,15$; длина фронта добывных работ $L_{\Phi,n} = 2000$ м; длина фронта вскрышных работ $L_{\Phi,v} = 2100$ м; длина фронта отвальных работ $L_{\Phi,o} = 1970$ м; ширина вскрышной заходки $A = 50$ м; угол естественного откоса пород в отвале $\beta_e = 38^\circ$; устойчивый угол откоса отвала $\beta_i = 22^\circ$; угол откоса добывного уступа $\alpha = 45^\circ$; производительность карьера по добывче $W_n = 2$ млн. т; плотность полезногомикопаемого $\gamma = 2 \text{ t/m}^3$; коэффициент извлечения полезногомикопаемого $K_{\text{изв}} = 0,97$; продолжительность зимнейстановки вскрышного комплекса $N_3 = 3$ мес; отвалооб-

разователь расположенный на кровле пласти полезного ископаемого.

Рассмотреть работу без изменения расстояния между вскрышным экскаватором и отвалообразователем и с изменением расстояния на 50 м (величина телескопичности $T = 50$ м).

Решение 1. Производительность вскрышного комплекса, обеспечивающая заданную производительность карьера по полезному ископаемому $Q_{\text{вк}} = H L_{\Phi,v} W_n / (m L_{\Phi,n} K_{\text{изв}} \gamma) = 35 \cdot 2100 \cdot 2 \cdot 10^6 / (2 \cdot 2000 \cdot 0,97 \times$

$$\times 2) = 19 \text{ млн.м}^3/\text{год.}$$

2. Ширина полосы подготовленных запасов для отработки в зимний период

$$A_3 = W_n N_3 / (12m L_{\Phi,n} \gamma K_{\text{изв}}) - A (L_{\Phi,n} - l_1 - l_2) / L_{\Phi,n},$$

где l_1 — минимальное опережение отвалообразователя добывным забоем, м; l_2 — минимальное опережение добывного забоя отвалообразователем, м; принимаем $l_1 = 100$ м и $l_2 = 150$ м по условиям маневрирования отвалаобразователя.

$$A_3 = 2 \cdot 10^6 \cdot 3 / (12 \cdot 2 \cdot 2000 \cdot 2 \cdot 0,97) - 50 (2000 - 100 - 150) / 2000 = 20,7 \text{ м.}$$

3. Высота внутреннего отвала

$$H_o = K_{\Phi} K_p K_{\text{зах}} H + 0,25 A \operatorname{tg} \beta_i / K_{\text{зах}},$$

где $K_{\Phi} = L_{\Phi,v} / L_{\Phi,o} = 2100 / 1970 = 1,07$ — коэффициент, учитывающий сокращение фронта отвальных работ по сравнению с фронтом вскрышных работ; $K_{\text{зах}}$ — коэффициент сокращения ширины заходки, равный отношению ширины вскрышной заходки к ширине отвального заходки. При работе без изменения расстояния между вскрышным экскаватором и отвалообразователем ($T = 0$) $K_{\text{зах}} = 1$; при создании запасов для отработки в зимний период за счет телескопичности комплекса

$$K_{\text{зах}} = Q_{\text{вк}} / (Q_{\text{вк}} - T L_{\Phi,v} H) = 18 \cdot 10^6 / (18 \cdot 10^6 - 50 \times \\ \times 2100 \cdot 35) = 1,257.$$

При $T = 0$; $H_o = 1,07 \cdot 1,15 \cdot 1 \cdot 35 + 0,25 \cdot 50 \operatorname{tg} 38^\circ / 1 = 53$ м; при $T = 50$ м; $H_o = 1,07 \cdot 1,15 \cdot 1,257 \cdot 35 + 0,25 \cdot 50 \operatorname{tg} 38^\circ / 1,257 = 62$ м.

4. Необходимая высота разгрузки отвалообразователя

$$H_{\text{р.о}} = H_0 - m + p,$$

где p — минимальное расстояние между гребнем отвала и консолью отвалообразователя (по нормативам без опасности $p=1,5$ м при использовании консольных отвалообразователей и $p=2$ м при использовании транспортно-отвальных мостов).

При $T=0$ $H_{\text{р.о}}=53-2+1,5=52,5$ м; при $T=50$ м $H_{\text{р.о}}=62-2+1,5=61,5$ м.

5. Необходимый радиус разгрузки отвалообразователя

$$R_p = A_s + H_0 \operatorname{ctg} \beta_1 + B + m \operatorname{ctg} \alpha + B - T - l_{c,p},$$

где B — минимальное расстояние от оси движения отвалообразователя до верхней бровки добьичного уступа, равное половине ширины ходового устройства отвала, образователя и зазора между ходовым устройством и бровкой уступа, принимаем $B=25$ м; B — ширина свободной полосы между отвалом и добьичным уступом, включающая в себя ширину водоотводной канавы и транспортную полосу, принимаем $B=5$ м; $l_{c,p}$ — горизонтальное расстояние свободного перемещения породы до гребня отвала ($l_{c,p}=2/3$ м).

При $T=0$ $R_p=20,7+53 \operatorname{ctg} 22^\circ+25+2 \operatorname{ctg} 45^\circ+5-0-3=181$ м; при $T=50$ м $R_p=20,7+62 \operatorname{ctg} 22^\circ+25+2 \operatorname{ctg} 45^\circ+5-50-3=153$ м.

ПРИМЕР 7.16. Определить максимальную высоту вскрышного уступа, отрабатываемого по транспортно-отвальной схеме с применением отвалообразователя ОШ-1600/110.

Максимальная высота разгрузки отвалообразователя $H_p=34$ м, максимальный радиус разгрузки $R_p=110$ м; отвалообразователь расположен на кровле пласта под лезного испоколемого мощностью $m=3$ м; необходимая ширина полосы вскрытых запасов на зимний период, располагаемых под консолью, $A_s=20$ м; минимальное расстояние от оси отвалообразователя до верхней бровки добьичного уступа $B=15$ м; ширина свободной полосы между отвалом и добьичным уступом $B=5$ м; углы устойчивого откоса добьичного уступа $\alpha=45^\circ$; отвала $\beta=25^\circ$; угол естественного откоса пород в отвале $\beta_e=35^\circ$; длина фронта вскрытых работ $L_{\text{фр.з}}=1100$ м, длина

фронта отвальных работ $L_{\Phi,o}=1050$ м; ширина вскрыши и отвальной заходок $A=24$ м.

Решение. Определяем предельную высоту отвала, которую может отсыпать отвалообразователь:

$$H_0 < H_p + m - p;$$

$$H_0 < 34 + 3 - 1,5 = 35,5 \text{ м.}$$

$$H_0 \leq (R_p - A_s - B - m \operatorname{ctg} \alpha - B + T + l_{c,p}) \operatorname{tg} \beta.$$

$$H_0 \leq (110 - 20 - 15 - 3 \operatorname{ctg} 45^\circ - 5 + 0 + 2) \operatorname{tg} 25^\circ = 32 \text{ м.}$$

Принимаем меньшее значение $H_0=32$ м.
Находим предельную высоту вскрышного уступа:

$$H = (H_0 - 0,25 A_0 \operatorname{tg} \beta_1) L_{\Phi,o} / (K_p L_{\Phi,a}) = (32 - 0,25 \cdot 24 \operatorname{tg} 35^\circ) \times 1050 / (1,2 \cdot 1100) = 22,1 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 7.17. Определить необходимую длину перегружателя (соединительного моста) $L_{c,m}$ для перегрузки породы от роторного экскаватора, расположенного на кровле пласта полезного ископаемого, на консольный отвалообразователь, расположенный на предотвале.

Мощность пласти полезного ископаемого $m=20$ м; угол откоса рабочего борта по полезному ископаемому $\phi=20^\circ$; ширина свободной полосы между отвалом и добьичным уступом $B=7$ м; высота предотвала $H_{\text{пп}}=20$ м; угол его откоса $\beta_{\text{пп}}=35^\circ$; минимальное безопасное расстояние от осей опор моста до верхней бровки добьично-го уступа $a_1=20$ м, до верхней бровки предотвала $a_2=25$ м.

Решение.

$$L_{c,m} = a_1 + a_2 + m \operatorname{ctg} \phi + H_{\text{пп}} \operatorname{ctg} \beta_{\text{пп}} = 20 + 25 + 20 \operatorname{ctg} 20^\circ + 20 \operatorname{ctg} 35^\circ = 128 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 7.18. Определить необходимые длину пролетного строения и вылет консоли транспортно-отвального моста.

Покрывающие породы мощностью $H=55$ м отрабатываются двумя уступами высотой $H_1=30$ м (нижний) и $H_2=25$ м (верхний); опоры моста расположены на кровле нижнего вскрышного уступа и предотвала, высота которого $H_{\text{пп}}=25$ м; мощность разрабатываемого угольного пласта $m=15$ м; плотность угля $\gamma=1,2 \text{ t/m}^3$; коэффициент извлечения $K_{\text{изв}}=0,98$; годовая производительность карьера по углю $W_{\text{пп}}=7$ млн. т; подвигание фронта работ параллельное; длина фронта работ по добьче

$L_{\Phi, \text{п}} = 2000$ м, по вскрытие $L_{\Phi, \text{в}} = 2100$ м, отвалных работ $L_{\Phi, \text{o}} = 1950$ м; углы откоса вскрытых уступов $\delta = 45^\circ$, добычного уступа $\alpha = 60^\circ$, ярусов отвала $\beta = 35^\circ$; безопасные расстояния от верхней бровки предотвала до осей опор транспортно-отвального моста соответственно $a_1 = 20$ м и $a_2 = 30$ м; расстояние между нижней бровкой второго яруса отвала и осью опоры моста $a_3 = 15$ м; ширина предохранительной бермы на кровле пласта $b_{\text{п}} = 10$ м; ширина свободного пространства между отвалом и добычным уступом $B = 5$ м.

Решение. 1. Необходимая ширина полосы зимних запасов вскрытого угля при продолжительности зимней остановки вскрытого комплекса $N_s = 3$ мес.

$$A_s = W_{\text{п}} N_s / (12m L_{\Phi, \text{п}} \gamma K_{\text{изв}}) = 7 \cdot 10^6 \cdot 3 / (12 \cdot 15 \cdot 2000 \cdot 1,2 \cdot 0,98) =$$

$$= 50 \text{ м.}$$

2. Требуемая длина пролетного строения моста

$$L_{\text{п.с}} = a_1 + a_2 + H_1 \operatorname{ctg} \delta + b_{\text{п}} + A_s + m \operatorname{ctg} \alpha + B + H_{\text{п}} \times \operatorname{ctg} \beta = 20 + 30 + 30 \operatorname{ctg} 45^\circ + 10 + 50 + 15 \operatorname{ctg} 60^\circ + 5 + 25 \operatorname{ctg} 35^\circ = 190 \text{ м.}$$

3. Высота отвала

$$H_{\text{о}} = K_p L_{\Phi, \text{в}} H / L_{\Phi, \text{o}} = 1,2 \cdot 2100 \cdot 55 / 1950 = 71 \text{ м.}$$

4. Необходимая длина отвальной консоли

$$L_{\text{о.к}} = (H_{\text{о}} - H_{\text{п}}) \operatorname{ctg} \beta + a_3 - l_{\text{с.п}},$$

где $l_{\text{с.п}}$ — горизонтальное расстояние свободного полета породы до отвала, м.

$$L_{\text{о.к}} = (71 - 25) \operatorname{ctg} 35^\circ + 15 - 3 = 78 \text{ м.}$$

7.3. Транспортная система разработки

ПРИМЕР 7.19. Определить минимальную ширину рабочей площадки при выемке мягких вскрытых пород экскаватором ЭКГ-8И с применением железнодорожного транспорта (рис. 7.9).

Решение.

$$III = A + C_2 + E + C_4 + P_s + P,$$

где $A = a_1 + a_2$ — ширина экскаваторной заходки; C_2 — расстояние от оси пути до нижней бровки уступа, м; E —

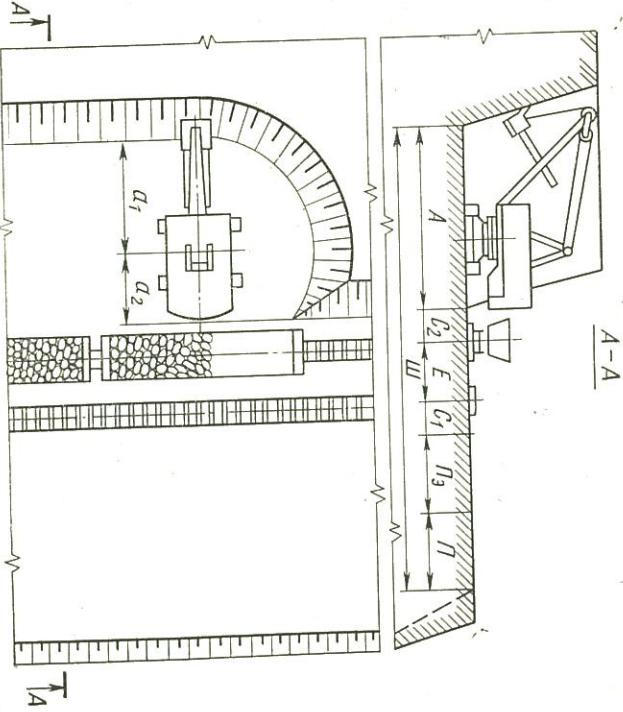


Рис. 7.9. Схема разработки мягких пород мелкоплатой при железнодорожном транспорте

расстояние между осями железнодорожных путей при тепловозной и дизель-электрической тяге $E = 4,5$ м, при использовании контактных электровозов $E = 7 \div 8,5$ м (меньшая цифра — при погрузке экскаватором ЭКГ-4,6, большая — ЭКГ-12,5), при одноколейном пути $E = 0$; C_1 — расстояние от оси пути до полосы электроснабжения (при тепловозной и дизель-электрической тяге $C_1 = 5 \div 6$ м); P_1 и P — ширина полос соответствующего размещения устройства электроснабжения и дополнительного оборудования, принимается в сумме в пределах 6—12 м.

Ширина внутренней части заходки ограничивается условиями чертания $a_1 \leq R_{\text{ч.у}}$; $a_1 \leq 12,2$ м и условиями безопасного вращения экскаватора $a_1 \geq R_{\text{к}} + 1 - z_{\text{к}} \operatorname{ctg} \alpha$; P — ширина заходки, принятая в сумме в пределах 6—12 м; $R_{\text{к}}$ — радиус вращения кузова экскаватора, м; 1 м — минимальный по нормативам безопасность зазор между кузовом и откосом уступа или транспортным сосудом; $R_{\text{ч.у}}$ — максимальный радиус чертания экскаватора на горизонте его ус-

A-A

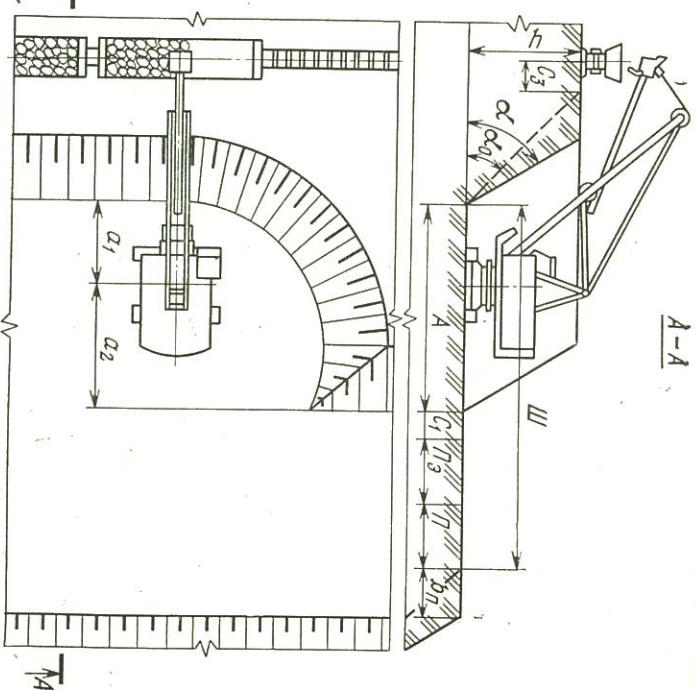


Рис. 7.10. Схема разработки мягких пород экскаватором с верхней погрузкой

тановки, M ; z_k — просвет под поворотной платформой экскаватора, м; α — угол откоса уступа, градус. Ширина внешней части заходки ограничивается условиями нормального без выталкивания породы черпания: $a_2 \leq 0,7 R_{\text{p},y}$; $a_2 \leq 0,7 \cdot 12,2$; $a_2 \leq 8,5$ м.

Принимаем ширину заходки экскаватора максимальной с целью сокращения частоты передвижек забойного пути:

$$A = 12,2 + 8,5 = 20,7 \text{ м.}$$

Минимальная ширина рабочейплощадки:
при одноколейном железнодорожном пути

$$III = 20,7 + 3 + 2,5 + 6 + 6 = 38,2 \text{ м.}$$

при двухколейном

$$III = 20,7 + 3 + 4,5 + 2,5 + 6 + 6 = 42,7 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 7.20. Определить максимальную высоту уступа и ширину рабочей площадки при верхней погрузке мягких пород в думпкарь 2ВС-105 экскаватором ЭКГ-6,3У (рис. 7.10).

Угол откоса разрабатываемого уступа $\alpha = 60^\circ$, угол устойчивого откоса уступа $\alpha_0 = 45^\circ$.

Решение. 1. Высоту уступа ограничивают радиус разгрузки R_p и высота разгрузки H_p экскаватора:

$$h < H_p - (h_p + c_1 + h_p);$$

$$h \leq (R_p - a_1 - c_3) \operatorname{tg} \alpha_0,$$

где H_p и R_p — высота разгрузки и соответствующий ей максимальный радиус разгрузки, приведенные для экскаватора ЭКГ-6,3У на рис. 7.11; h_p — высота думпкара, м; c_1 — минимальный зазор между ковшом и транспортным сосудом, м; h_p — высота верхнего строения железнодорожного пути (рельсы, шпалы и балласт), м; a_1 — ширина внутренней части заходки, м ($a_1 \geq R_k + 1 - z_k \operatorname{ctg} \alpha$); $a_1 \geq 10 + 1 - 3,3 \operatorname{ctg} 60^\circ$, $a_1 \geq 9$ м; R_k — радиус вращения кузова экскаватора, м; z_k — просвет под поворотной платформой, м; $c_3 = 2,5$ м — минимальное по нормативам безопасности расстояние от оси пути до верхней бровки уступа или линии возможного обрушения.

$$h < (R_p - 9 - 2,5) \operatorname{tg} 45^\circ; \quad h \leq R_p - 11,5; \quad (7.1)$$

$$h \leq H_p - 3,4 - 0,4 - 0,5; \quad h \leq H_p - 4,3. \quad (7.2)$$

Максимальная высота уступа определяется совместным решением зависимостей (7.1) и (7.2) и зависимости между H_p и R_p , приведенной на рис. 7.11. Из (7.1) и (7.2) находим

$$H_p = R_p - 7,2. \quad (7.3)$$

Точка O пересечения прямой (7.3) с зависимостью $H_p(R_p)$ для экскаватора ЭКГ-6,3У (см. рис. 7.11) соот-

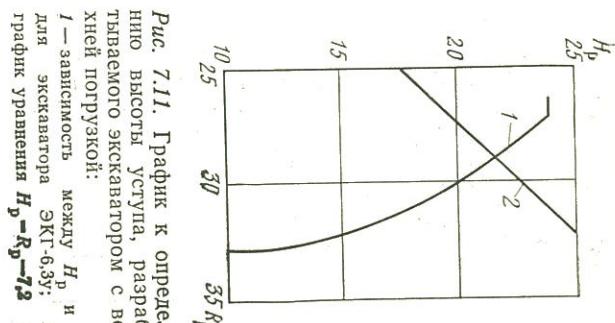


Рис. 7.11. График к определению высоты уступа, разрабатываемого экскаватором с верхней погрузкой:
1 — зависимость между H_p и R_p для экскаватора ЭКГ-6,3У; 2 — график уравнения $H_p = R_p - 7,2$

A-A

B-B

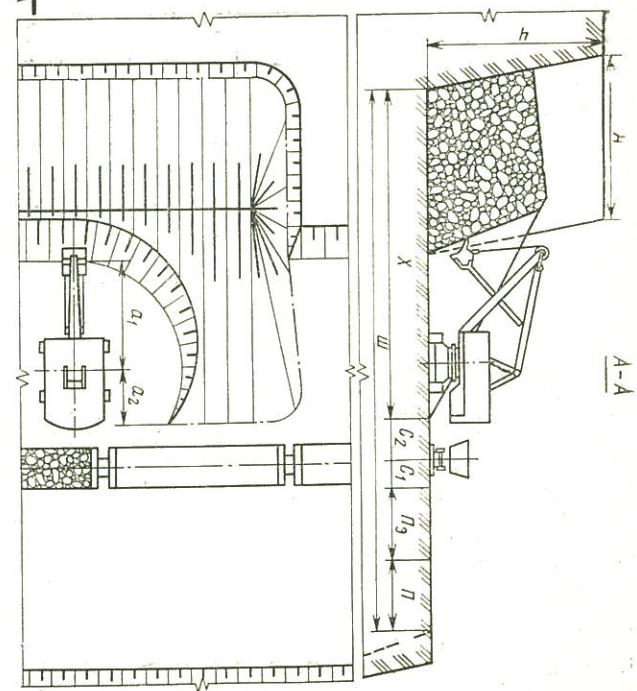


Рис. 7.12. Схема разработки скальных пород мелкоплатой при железнодорожном транспорте

вествует значениям $H_p = 21,8$ м и $R_p = 29$ м. При этом максимально возможная высота уступа $h = 21,8 - 4,3 = 17,5$ м.

2. Ширина рабочей площадки

$$III = A + C_1 + \Pi_p + \Pi,$$

где $A = a_1 + a_2 = 9 + 14 = 23$ м — ширина заходки экскаватора, м; a_2 — ширина внешней части заходки, принимаемая по условиям черпания породы без ее выталкивания $a_2 = 0,7R_{ч,y} = 0,7 \cdot 20 = 14$ м, где $R_{ч,y}$ — максимальный радиус черпания экскаватора на горизонте его установки; $C_1 = 2,5$ м — расстояние от нижней бровки уступа до полосы электроснабжения; Π_p , Π — ширина полос для размещения соответственно устройств электроснабжения и дополнительного оборудования, м.

$$III = 23 + 2,5 + 6 + 6 = 37,5 \text{ м.}$$

ПРИМЕР 7.21. Определить минимальную ширину рабочей площадки при разработке уступа высотой $h = 20$ м

экскаватором ЭКГ-12,5 с применением железнодорожного транспорта и буровзрывных работ (рис. 7.12). Годовая производительность экскаватора $Q = 2,4$ млн. м³, длина фронта работ $L_b = 1000$ м; удельный расход ВВ $q_p = 0,6$ кг/м³; линия сопротивления по подошве $W = 8,5$ м; периодичность производства массовых взрывов T_b — один раз в месяц.

Решение. 1. Ширина заходки по целику (ширина взрываемого блока), обеспечивающая заданную периодичность массовых взрывов,

$$A \geq QT_b/(L_b h l_2); \quad A \geq 2,4 \cdot 10^6 \cdot 1/(1000 \cdot 20 \cdot 12); \quad A \geq 10 \text{ м.}$$

Принимаем двухрядное расположение скважин ($n_p = 2$) и

$$A = 2W = 2 \cdot 8,5 = 17 \text{ м.}$$

2. Ширина раз渲ала взорванной породы

$$X = 5q_p \sqrt{Wh} + (n_p - 1)W = 5 \cdot 0,6 \sqrt{8,5 \cdot 20} + (2 - 1) \times 8,5 = 47,6 \text{ м.}$$

3. Ширина рабочей площадки

$$III = X + C_2 + C_1 + \Pi_p + \Pi = 47,6 + 2,5 + 2,5 + 6 + 6 = 64,6 \text{ м,}$$

где C_2 и C_1 — расстояния от оси пути соответственно до нижней бровки раз渲ала и полосы электроснабжения, м; Π_p и Π — ширина полос для размещения соответственно устройств электроснабжения и дополнительного оборудования, м.

ПРИМЕР 7.22. Определить максимальные высоту уступа, ширину заходки по целику и минимальную ширину рабочей площадки при разработке уступа экскаватором ЭКГ-4у с верхней погрузкой в думпкары ВС-85 (рис. 7.13).

Разрабатываемые породы легковзрываемые, с коэффициентом крепости по М. М. Протодьяконову $f = 6$; угол откоса уступа $\alpha = 80^\circ$, угол устойчивого откоса $\alpha_0 = 70^\circ$.

Решение. При крутом угле устойчивого откоса уступа его высота h ограничивается предельной высотой разгрузки экскаватора $H_{p\max}$:

$$h_{\max} = H_{p\max} - h_p - c_1 - h_p,$$

где h_p — высота думпкара, м; c_1 — минимальный зазор

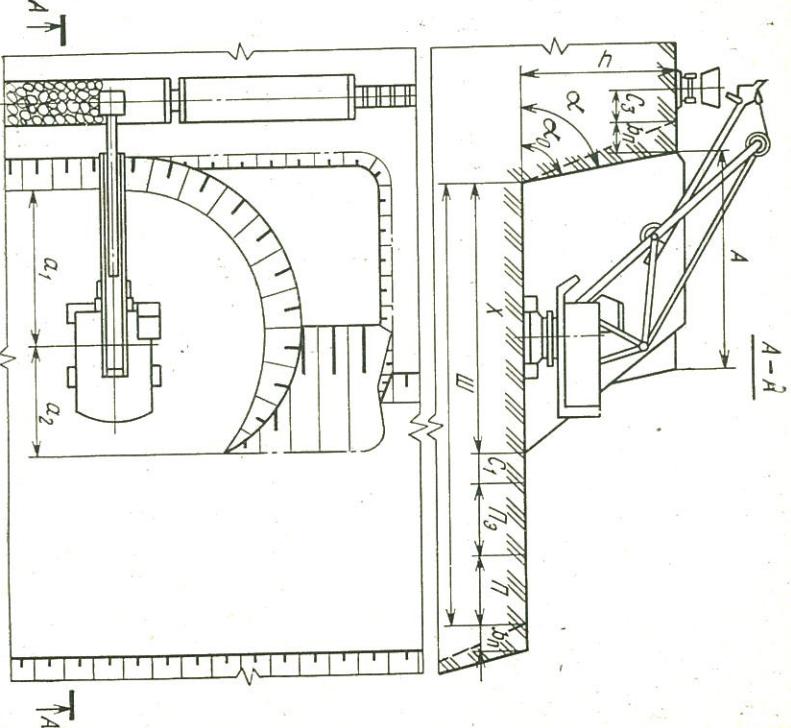


Рис. 7.13. Схема разработки скальных пород механизатой с верхней погрузкой

между ковшом и транспортным сосудом, м; h_p — высота верхнего строения железнодорожного пути, м. $h_{\max} = 17,5 - 3,3 - 0,4 - 0,5 = 13,3$ м. Принимаем $h = 13$ м.

Ширина внутренней части экскаваторной заходки I: по условиям погрузки

$$a_1 < R_p - C_3 - h \operatorname{ctg} \alpha_0;$$

$$a_1 < 18,7 - 2,5 - 13 \operatorname{ctg} 70^\circ; \quad a_1 < 11,5 \text{ м};$$

по условиям черпания

$$a_1 < R_q; \quad a_1 < 16,5 \text{ м},$$

по условиям безопасного вращения экскаватора

$$a_1 \geq R_k + 1 - z_k \operatorname{ctg} \alpha;$$

$$a_1 \geq 7 + 1 - 2,8 \operatorname{ctg} 80^\circ; \quad a_1 \geq 7,5 \text{ м},$$

где R_p — максимальный радиус разгрузки экскаватора при максимальной высоте разгрузки, м; C_3 — минимальное расстояние от оси пути до линии возможного обрушения уступа, м; $R_{q,y}$ — максимальный радиус черпания экскаватора на горизонте его установки, м; R_k — радиус вращения кузова экскаватора, м; z_k — просвет под подвальной платформой, м.

Принимаем $a_1 = 11,5$ м.
Максимальная ширина внешней части экскаваторной заходки

$$a_2 = 0,7R_{q,y} = 0,7 \cdot 16,5 = 11,5 \text{ м}.$$

Максимально допустимая ширина раз渲а

$$X = a_1 + a_2 = 11,5 + 11,5 = 23 \text{ м}.$$

Максимальная ширина заходки по пелику

$$A = X - K'_0 h = 23 - 13 \cdot 0,6 = 15,2 \text{ м},$$

где K'_0 — отношение ширины отброшенной части раз渲а к высоте уступа (принимается по табл. П. 11).

Ширина рабочей площадки

$$III = X + C_1 + \Pi_a + \Pi,$$

где C_1 — расстояние от раз渲ала до полосы электроснабжения, м; Π_a , Π — ширина полос для размещения соответственно устройств электроснабжения и дополнительного оборудования, м.

$$III = X + C_1 + \Pi_a + \Pi, \\ III = 23 + 2,5 + 6 + 6 = 37,5 \text{ м}.$$

ПРИМЕР 7.23. Определить минимальную ширину рабочей площадки при тупиковом подаче автосамосвалов позади экскаватора.

Минимальный радиус разворота автосамосвалов БелАЗ-540 $R_a = 8,5$ м, ширина автосамосвала $b_a = 3,5$ м, длина $l_a = 7,3$ м.

Решение.

$$III = b_a + III_{\text{м.п}} + \Pi,$$

где b_a — ширина предохранительного вала высотой не менее $\frac{1}{3}$ диаметра колеса машины, м; Π — ширина полосы для размещения устройства электроснабжения, принятая при автомобильном транспорте равной 3—6 м; $III_{\text{м.п}}$ — ширина маневровой площадки, м; при колесном развороте машин $III_{\text{м.п}} = 2(R_a + 0,5b_a + c_a) = 2(8,5 + 1 + 0,5 \cdot 3,5) = 22,5$ м; при тупиковом развороте $III_{\text{м.п}} =$

$$= R_a + 0,5b_a + l_a + 2c_a = 8,5 + 0,5 \cdot 3,5 + 7,3 + 2 \cdot 1 = 19,5 \text{ м};$$

c_a — минимальный зазор между автосамосвалом и полосой электроснабжения или заградительным валом, принимаемый в пределах 1—3 м.

При кольцевом развороте машин $\Pi = 2 + 22,5 + 3 = 27,5 \text{ м}$; при тупиковом развороте $\Pi = 2 + 19,5 + 3 = 24,5 \text{ м}$.

ПРИМЕР 7.24. Определить минимальную ширину рабочейплощадки Π при кольцевой подаче автомашин с подъездом впереди экскаватора.

Ширина развала $X = 40 \text{ м}$; применяются автосамосвалы БЕЛАЗ-549.

Решение:

$$\Pi = X + 2c_a + T + \Pi_a,$$

где c_a — зазор между транспортной полосой и развальем или полосой электроснабжения, равный 1—3 м; T — ширина транспортной полосы, принимается равной ширине дороги третьей категории (табл. П. 33) плюс 0,5 с каждой стороны; Π_a — ширина полосы для размещения устройств электроснабжения, м.

$$\Pi = 40 + 2,2 + 15,5 + 6 = 65,5 \text{ м}.$$

ПРИМЕР 7.25. Определить максимальное число добываемых горизонтов $N_{\text{дг}}$ и суммарную длину рудного фронта карьера $L_{\Phi, \text{р}}$ при продольной системе разработки с подвиганием фронта работ от висячего бока к лежачему и от лежачего бока к висячему.

Горизонтальная мощность рудного тела $m_r = 200 \text{ м}$, средняя длина $L_{\Phi, \text{р}} = 1000 \text{ м}$, угол падения $\Phi = 60^\circ$; высота уступа $h = 15 \text{ м}$; ширина рабочей площадки $\Pi = 60 \text{ м}$; угол откоса уступа $\alpha = 60^\circ$. Решение. Максимальное число добываемых горизонтов.

$$N_{\Phi, \text{р}} = m_r / (\Pi + h(\operatorname{ctg} \alpha \pm \operatorname{ctg} \varphi)).$$

Знак «плюс» в формуле соответствует подвиганию фронта работ от висячего бока к лежачему, «минус» — от лежачего к висячему. Суммарная длина фронта работ $L_{\Phi, \text{р}} = N_{\Phi, \text{р}} L_{\Phi, \text{р}}$.

Для первого случая $N_{\Phi, \text{р}} = 200 / (60 + 15(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 60^\circ)) = 2,6$ и $L_{\Phi, \text{р}} = 2,6 \cdot 1000 = 2600 \text{ м}$, для второго случая $N_{\Phi, \text{р}} = 200 / (60 + 15(\operatorname{ctg} 60^\circ - \operatorname{ctg} 60^\circ)) = 3,3$ и $L_{\Phi, \text{р}} = 3,3 \cdot 1000 = 3300 \text{ м}$.

ПРИМЕР 7.26. Определить скорость подвигания

фронта работ уступа v_Φ при его отработке двумя ($N_3 = 2$) экскаваторами ЭКГ-8И с годовой производительностью каждого $Q = 1,2 \text{ млн. м}^3$. Высота уступа $h = 15 \text{ м}$, длина фронта работ уступа $L_\Phi = 1200 \text{ м}$.

Решение.

$$v_\Phi = N_3 Q / (L_\Phi h) = 2 \cdot 1,2 \cdot 10^6 / (1200 \cdot 15) = 133 \text{ м/год}.$$

ПРИМЕР 7.27. Определить скорость подвигания фронта работ v_Φ и объемы выемки по горизонтам, обеспечивающие заданную скорость понижения горных работ $V = 10 \text{ м}^3/\text{год}$.

Система разработки продольная однобортовая, углубление карьера ведут под углом $\Psi = 35^\circ$ (рис. 7.14);

угол откоса рабочего борта $\varphi = 12^\circ$; протяженность фронта работ $L_{\Phi, \text{у}}$ на горизонте +75 м — 800 м, +60 м — 750 м, +45 м — 600 м.

Решение. Скорость подвигания фронта работ

$\begin{array}{c} \sqrt{V} + 75 \\ \varphi \\ \sqrt{V} + 60 \\ \varphi \\ \sqrt{V} + 45 \\ \varphi \end{array}$

Направление углубки

Рис. 7.14. Схема к определению соотношения между скоростью подвигания горных работ и темпом углубки карьера

Объем выемки по горизонтам

$$V = V(\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \Psi); \quad v_\Phi = 10(\operatorname{ctg} 12^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ) =$$

$$= 61,3 \text{ м/год}.$$

$$V = 800 \cdot 10 \cdot 61,3 = 490000 \text{ м}^3/\text{год} \text{ (гор. + 75 м)};$$

$$V = 750 \cdot 15 \cdot 61,3 = 690000 \text{ м}^3/\text{год} \text{ (гор. + 60 м)};$$

$$V = 600 \cdot 15 \cdot 61,3 = 552000 \text{ м}^3/\text{год} \text{ (гор. + 45 м)}.$$

ПРИМЕР 7.28. Определить скорость углубки V и возможную производительность карьера по руде $W_{\text{п.}}$ Угол углубления карьера $\Psi = 30^\circ$; высота уступов $h = 15 \text{ м}$, углы их откоса $\alpha = 70^\circ$; ширина рабочих площадок $\Pi = 65 \text{ м}$; максимальная скорость подвигания фронта работ на верхних горизонтах, отрабатываемых на железнодорожный транспорт, $v_\Phi = 100 \text{ м/год}$; площадь горизонтального сечения рудного тела в пределах контура карьера $S_p = 400000 \text{ м}^2$.

Решение. Максимальная скорость углубки карьера

$$v = v_{\phi} / (\operatorname{ctg} \psi + \operatorname{ctg} \varphi) = 100 / (\operatorname{ctg} 30^\circ + \operatorname{ctg} 12^\circ) = 15,5 \text{ м/год},$$

где φ — угол откоса рабочего борта карьера, определяемый из выражения $\operatorname{ctg} \varphi = (H + h \operatorname{ctg} \alpha) / h = (65 + 15 \operatorname{ctg} 70^\circ) / 15 = 4,7$; $\varphi = 12^\circ$.

Максимальная производительность карьера по условиям его углубки

$$W_n = v S_p = 15,5 \cdot 400 000 = 6,2 \text{ млн. м}^3.$$

ПРИМЕР 7.29. Определить длину экскаваторных блоков L_b .

Плановая производительность карьера по руде $W_n = 4,5 \text{ млн. м}^3/\text{год}$; средняя горизонтальная площадь рудного тела в пределах контура карьера $S_p = 400 \text{ тыс. м}^2$; высота уступов $n = 15 \text{ м}$; углубление карьера ведут под углом $\Phi = 60^\circ$ по залежи со стороны лежачего бока, система разработки продольная двухбортовая; угол откоса рабочих бортов $\varphi = 10^\circ$; ширина буровзрывной заходки $A = 16 \text{ м}$; коэффициент резерва взорванной массы (периодичность взрывания в блоке) $T_v = 2 \text{ мес}$; средняя месячная производительность экскаватора $Q = 80 \text{ тыс. м}^3$.

Решение. 1. Скорость понижения горных работ, необходимая для обеспечения планируемой производительности карьера по руде,

$$v = W_n / S_p = 4500000 / 400000 = 11,3 \text{ м/год.}$$

2. Скорость подвигания фронта работ для обеспечения требуемого темпа углубления карьера:

$$v_{\Phi} = v (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \psi) = 11,3 (\operatorname{ctg} 10^\circ - \operatorname{ctg} 60^\circ) = 57,1 \text{ м/год};$$

в направлении от лежачего бока к висячему

$$v_{\Phi} = v (\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \psi) = 11,3 (\operatorname{ctg} 10^\circ + \operatorname{ctg} 60^\circ) = 70,1 \text{ м/год.}$$

3. Длина экскаваторного блока, обеспечивающая требуемую скорость подвигания фронта работ,

$$L_b \leq 12Q / (hv_{\Phi});$$

при подвигании фронта от лежачего бока к висячему

$$L_b \leq 12 \cdot 80000 / (15 \cdot 70,1);$$

$$L_b \leq 913 \text{ м;}$$

при подвигании фронта от висячего бока к лежачему

$$L_b \leq 12 \cdot 80000 / (15 \cdot 57,1); \quad L_b \leq 1120 \text{ м.}$$

4. Минимальная длина экскаваторного блока по условиям обеспечения экскаватора взорванной горной массой

$$L_b \geq QT_v / (Ah);$$

$$L_b \geq 80000 \cdot 2 / (16 \cdot 15);$$

$$L_b \geq 667 \text{ м.}$$

Таким образом, длина экскаваторного блока со стороны висячего бока залежи должна быть в пределах 667—912 м, а со стороны лежачего бока — 667—1120 м.

8. УПРАВЛЕНИЕ ОТРАБОТКОЙ ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ГОДОВОЙ РЕЖИМ ПРОИЗВОДСТВА

8.1. Расчет потерь и разубоживания

ПРИМЕР 8.1. Угол падения рудного тела $\Phi = 90^\circ$, мощность $m = 10 \text{ м}$, содержание молибдена в погашаемых балансовых запасах блока $c = 0,08 \%$; суммарные затраты на добчу, транспортирование и переработку 1 т руды $C_t = 5 \text{ руб.}$; высота уступа $h_y = 10 \text{ м}$.

Определить нормативные показатели потерь P_n и разубоживание P_h руды по справочным данным и рассчитать коэффициент изменения качества K_k и извлечения полезного искошпаемого из недр $K_{\text{извн}}$.

Решение. 1. По исходным данным отыскиваем в справочном материале (табл. П.53) значения нормативных потерь и разубоживания, которые равны соответственно $P_n = 5,8$ и $P_h = 5,5 \%$.

2. Определяем содержание молибдена в добываемой руде по формуле

$$a_c = c (1 - 0,01 P_n),$$

где c — содержание металла в погашаемых балансовых запасах, %.

$$a_c = 0,08 (1 - 0,01 \cdot 5,5) = 0,07 \%.$$

3. Определяем коэффициент K_k изменения качества:

$$K_k = a_c / c, \quad K_k = 0,07 / 0,08 = 0,95.$$

4. Определяем коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр:

$$K_{\text{изв.н}} = \frac{100 - P_n}{100 - P_h} K_k.$$

$$K_{\text{изв.н}} = \frac{100 - 5,8}{100 - 5,5} \cdot 0,95 = 0,95.$$

ПРИМЕР 8.2. Определить ущерб, вызванный сверхнормативными потерями и разубоживанием.

Угол падения рудного тела $\varphi = 50^\circ$. Мощность рудного тела 25 м, высота уступа 10 м; содержание условного металла (по вольфраму) в балансовых запасах $c_b = 0,2\%$; содержание металла в товарной руде, добываемой из рассматриваемого блока, 0,19%; коэффициент извлечения металла из руды рассматриваемого блока в концентрат на обогатительной фабрике $K_{\text{изв.р}} = 0,87\%$; суммарные затраты на добычу, транспортирование и переработку 1 т руды составляют 5 руб.; фактические потери $P_\Phi = 3\%$; разубоживание $P_\Phi = 6,25\%$; оптовая цена 1 т полезного ископаемого в концентрате $P_o = 6700$ руб/т.

Решение. 1. По исходным данным находим в справочном материале (табл. П.53) значение экономических последствий $\mathcal{E}_{\text{п.бн}}$, которые равны 6,4 руб/т. Затем рассчитываем фактические экономические последствия по формуле

$$\mathcal{E}_{\text{п.б}\Phi} = \frac{1 - P_\Phi}{1 - P_\Phi} (0,1 c_T K_{\text{изв.р}} P_o - C_{\text{т.Ф}}),$$

где P_Φ и P_Φ — соответственно фактические потери и разубоживание при разработке блока, доли единицы; c_T — содержание металла в товарной руде, добываемой из блока, %; $K_{\text{изв.р}}$ — коэффициент извлечения металла из руды блока в концентрат на обогатительной фабрике; $C_{\text{т.Ф}}$ — фактические суммарные затраты на добычу, транспортирование и переработку 1 т товарной руды по блоку, руб/т.

$$\mathcal{E}_{\text{п.б}\Phi} = \frac{1 - 0,03}{1 - 0,0625} (0,1 \cdot 0,19 \cdot 0,87 \cdot 6700 - 5) = 6,26 \text{ руб/т.}$$

2. Определяем ущерб, нанесенный сверхнормативными потерями и разубоживанием, по формуле

$$y = \mathcal{E}_{\text{п.б}_n} - \mathcal{E}_{\text{п.б}\Phi},$$

где $\mathcal{E}_{\text{п.б}_n}$ — экономические последствия при разработке

блока с нормативными потерями и разубоживанием, принимаемые по справочным данным, руб/т.

$$y = 6,41 - 6,26 = 0,15 \text{ руб/т.}$$

ПРИМЕР 8.3. Определить дополнительную прибыль за счет улучшения использования недр, если фактические потери $P_\Phi = 2,5\%$, разубоживание $P_\Phi = 7,5\%$, суммарные затраты на добычу, транспортирование и переработку 1 т руды составляют 4 руб. Остальные исходные данные те же, что и в примере 8.2.

Решение. 1. Определяем экономические последствия при разработке блока с фактическими потерями и разубоживанием:

$$\mathcal{E}_{\text{п.б}\Phi} = \frac{1 - 0,025}{1 - 0,075} (0,01 \cdot 0,19 \cdot 0,87 \cdot 6700 - 4) = 7,34 \text{ руб/т.}$$

2. Определяем дополнительную прибыль по формуле

$$P_p = \mathcal{E}_{\text{п.б}\Phi} - \mathcal{E}_{\text{п.б}_n}.$$

$$P_p = 7,34 - 6,41 = 0,93 \text{ руб/т.}$$

Задача 8.1. Для различных вариантов разработки золотовального месторождения с мощностью рудного тела $m = 10$ м (табл. 25) определить нормативные показатели потерь P_n и разубоживания руды P_Φ по справочным данным (при угле падения рудного тела $\varphi = 90^\circ$) и рассчитать изменения качества K_k и извлечения полезного ископаемого из недр $K_{\text{изв.н}}$

Таблица 25

Показатели	Вариант разработки				
	1	2	3	4	5
Высота уступа h_y , м	5	10	10	15	15
Содержание золота в балансовых запасах c , %	0,06	0,06	0,08	0,08	0,08
Суммарные затраты на добычу, транспортирование и переработку 1 т руды C_t , руб.	2	3	4	5	6

Задача 8.2. Для различных вариантов разработки вольфрамового месторождения (табл. 26) определить ущерб, вызванный сверхнормативными потерями и раз-

Таблица 26

Показатели	Вариант			
	1	2	3	4
Фактические потери P_{Φ} , %	2,5	2,5	1	1
Фактическое разубоживание P_{Φ} , %	7	7,5	6,5	5
Суммарные затраты на добчу, транспортирование и переработку 1 т руды C_T , руб.	5	4	5	5
Содержание металла в товарной руде a_c , %	0,18	0,18	0,19	0,19
Коэффициент извлечения металла из руды в концентрат на обогатительной фабрике $K_{\text{изв.}} \cdot p$	0,87	0,86	0,87	0,84

убоживанием. Угол падения рудного тела $\varphi = 50^\circ$, мощность рудного тела $m = 25$ м, высота уступа 10 м, содержание условного металла (по вольфраму) в балансовых запасах $c = 0,2\%$; оптовая цена 1 т полезного иско-паемого в концентрате $U_0 = 6700$ руб.

режиме производства, пятидневной рабочей неделе с её продолжительностью 41 ч и одним общевыходным днем.
Решение. 1. Определяем продолжительность рабочего дня при 41-часовой рабочей неделе:

$$41 : 5 = 8 \text{ ч } 12 \text{ мин} = 8,2 \text{ ч.}$$

2. Определяем продолжительность отрабатываемых часов в месяц:

$$8,2 \cdot 22 = 180,4 \text{ ч,}$$

где 8,2 — продолжительность рабочего дня при 41-часовой неделе; 22 — число смен в месяце.

3. С учетом данных табл. П.55 принимаем прерывный недельный режим с одним общевыходным днем. При этом предприятие работает 6 дней в неделю, трудающиеся — 5 дней с предоставлением второго выходного дня по скользящему графику в течение недели (вариант 6+1, 5+2).

Задача 8.3. Определить число дней работы в год вскрышных экскаваторов ЭВГ-6 и ЭВГ-15. Район работы — средняя полоса.

Задача 8.4. Определить недельный режим работы предприятия и бригад (рабочих) при непрерывном режиме производства с продолжительностью рабочей недели 41 ч и одним выходным днем.

Задача 8.5. Определить недельный режим работы предприятия и бригад (рабочих) при прерывном режиме производства, пятидневной рабочей неделе с ее продолжительностью 41 ч и 36 ч и двумя общевыходными днями.

ПРИМЕР 8.4. Определить число дней работы вскрышного экскаватора ЭШ-5/45, район работы — северный.

Решение. 1. Определяем число дней работы в году экскаватора ЭШ-5/45 по формуле

$$T_p = T_n - T_v - T_{\text{кл}} - T_{\text{рем}} - T_{\text{п}},$$

где T_n — календарное число дней в году; T_v — число праздничных и выходных дней; $T_{\text{кл}}$ — простои оборудования по климатическим условиям, дней; $T_{\text{рем}}$ — среднегодовая продолжительность ремонтов, дней; $T_{\text{п}}$ — среднегодовая продолжительность перегонов, дней.

По табл. П.54 для экскаватора ЭШ-5/45 определяем значения T_v , $T_{\text{кл}}$, $T_{\text{рем}}$ и $T_{\text{п}}$ и рассчитываем

$$T_p = 365 - 57 - 5 - 64 - 4 = 235 \text{ дней.}$$

ПРИМЕР 8.5. Определить недельный режим работы предприятия и бригад (рабочих) при прерывном годовом

ПРИЛОЖЕНИЯ

Таблица П.1

Значения коэффициентов $k_{\Phi, c}$ и k_T и ширины основания
прорези $b_{o, p}$ при механическом рыхлении пород

С ПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М., Недра, 1981.
2. Горно-инженерная графика/Г. Г. Ломоносов, А. И. Арсентьев, И. А. Гудкова и др. М., Недра, 1976.
3. Кумачев К. А., Майчин В. Я. Проектирование железорудных карьеров. М., Недра, 1981.
4. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., Недра, 1982.
5. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. Л., изд. Гипроруды, 1977.
6. Нуров Г. А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ. М., Недра, 1985.
7. Проектирование взрывных работ/Б. Н. Кугузов, Ю. К. Валухин, С. А. Давыдов и др. М., Недра, 1974.
8. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., Недра, 1978.
9. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Недра, 1980.
10. Симкин Б. А. Сборник примеров и задач по открытым горным работам. М., Углехимиздат, 1958.
11. Справочник по буровзрывным работам/М. Ф. Друкованый, Л. В. Дубнов, Э. О. Миндели и др. М., Недра, 1976.
12. Теория и практика открытых разработок. Под общ. ред. акад. Н. В. Мельникова. М., Недра, 1979.
13. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. М., Недра, 1972.
14. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. М., Недра, 1982.
15. Хохряков В. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. М., Недра, 1982.
16. Хохряков В. С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
17. Шорников С. М. Задачник по технологии разработки россыпных месторождений. М., Недра, 1975.
18. Юмагов Б. П., Буний Ж. В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1978.

Характеристика пород по гранито-новатости в массиве		A_i	$k_{\Phi, c}$	k_T	$b_{o, p}$
Малотрешиноватые	0,6—0,8	0,7—0,9	0,95—1	(1,5—2) b_H	
Среднетрешиноватые	0,4—0,6	0,9—1	0,90—0,95	(2—3,5) b_H	
Сильнотрешиноватые	Менее 0,4	1	0,80—0,9	(3,5—6) b_H	

* b_H — ширина наконечника рыхлителя.

Таблица П.2
Классификация горных пород по рыхлимости (по В. В. Ржевскому)

Разновидности горных пород	Показатель трудности разрушения Π_p	Акустические характеристики*		Рыхлимость пород	Угол наклона стенок прорези α , градус	Техническая скорость рыхления v_p , м/с	Возможное заглубление зуба рыхлителя $D=65^\circ$ h_s , м
		v_k , м/с	$A_i = v_m^2/v_k^2$				
Плотные породы с включением валунов, каменный уголь, разрушенные сланцы	0,5—2,2	600—1200	0,6—0,9	Легко-рыхимые	50—60	0,9—1,5	1—0,8
Мягкий известняк, сланцы, мергель, опока, гипс, мерзлые глины	2,2—4,5	1000—2000	0,6—0,9	Средней трудности рыхления	55—45	0,8—1,2	0,8—0,6
Сильнотрещиноватые прочные известняки, песчаники	2,2—4,5	2500—4500	Менее 0,4				
Среднетрещиноватые известняки, доломиты, мрамор	4,5—7	2000—2500	0,4—0,6	Трудно-рыхимые	50—40	0,4—0,8	0,6—0,2
Мелкослоистые прочные известняки, железные руды	4,4—7	4000—6000	Более 0,6				
Малотрещиноватые прочные известняки, песчаники и более прочные породы	Более 7	Более 3500	Более 0,6	Очень трудно-рыхимые	—	—	—

* v_k и v_m — скорости распространения продольных упругих волн соответственно в породном куске и массиве; A_i — акустический показатель трещиноватости горных пород.

Таблица П.3

Радиус опасной зоны по разлету кусков взорванного грунта

Линия наибольшего сопротивления W_H , м	Радиус опасной зоны, м, при показателе действия взрыва, n			для механизмов и сооружений			5—3	
	1	1,5	2	2,5—3	1	1,5		
1,5	200	300	350	400	100	150	250	300
2	200	400	500	600	100	200	350	400
4	300	500	700	800	150	250	500	550
6	300	600	800	1000	150	300	550	650
8	400	600	800	1000	200	300	600	700
10	500	700	900	1000	250	400	600	700
12	500	700	900	1200	250	400	700	800
15	600	800	1000	1200	300	400	700	800
20	700	800	1200	1500	350	400	800	1000
25	800	1000	1500	1800	400	500	1000	1000
30	800	1000	1700	2000	400	500	1000	1200

Примечание. При производстве массовых взрывов на косогорах с уклоном местности от 30° и более, а также в случаях превышения места взрыва над окраиной опасной зоны более чем на 30 м радиус опасной зоны должен быть увеличен в 1,5 раза в сторону косогора.

Таблица П.4
Значения коэффициента s

Условия взрываания при положении охраняемого объекта на поверхности	s
Рыхление в карьерных условиях	1
Взрыв в подземных условиях	1,5—3
Взрыв на выброс	1,5—2
Взрыв на рыхление при одной обнаженной поверхности	0,7—0,8 ^н

Примечание. Для точек, находящихся внутри, а не на поверхности массива, значение s умножается; при оконтуривании объекта щелью предварительно отката земли значение s уменьшается.

Таблица П-5

Удельный расход эталонного ВВ, кг/м³, при размере кондиторского куска 1000 мм и диаметре скважин 243 мм (по данным Гипроруды)

Категория пород по степени трещиноватости	Коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову			
	2—6	6—10	10—14	Свыше 14
I	0,2	0,25	0,3	0,3
II	0,3	0,35	0,4	0,45
III	0,45	0,5	0,6	0,67
IV	0,67	0,75	0,8	0,9
V	0,9	1	1,1	1,2

Таблица П-6

Поправочный коэффициент на диаметр скважин $k_{d,c}$ (по данным Гипроруды)

Категория пород по степени тре- щиноватости	Поправочный множитель k_d к эталонному расчетному расходу ВВ при диаметре скважины, мм							
	100	125	160	200	243	320	350	400
I	0,92	0,93	0,95	0,98	1	1,05	1,07	1,1
II	1,01	1,03	1,05	1,07	1,13	1,15	1,17	1,2
III	1,06	1,08	1,1	1,13	1,16	1,2	1,23	1,25
IV	1,11	1,13	1,15	1,17	1,2	1,25	1,27	1,3
V	1,16	1,18	1,2	1,23	1,26	1,3	1,32	1,36

Таблица П-7

Характеристика и условия применения различных ВВ

Взрывчатые вещества	Плотность заряжания Δ , кг/м ³	Переводной коэффициент расхода k_{BB}	Рациональные условия применения							
			Скважины							
Аммонит № БЖВ	900	1	C, L, сх, он							
Алломолот	1100	0,83	T, C, оп							
Игданит	900	1,13	L, сх							
Граммонит:										
79/21	900	1	T, C, L, сх							
30/70	126	T, C, П, он, оп								
Гранулиты А-4 и АС-4В	850	0,98	T, C, сх							
Гранулогол	1000	1,2	T, C, L, он, оп							

Продолжение табл. П-7

Взрывчатые вещества	Плотность заряжания Δ , кг/м ³	Переводной коэффициент расхода k_{BB}	Рациональные установочные коэффициенты применения							
			Акватол: 65/35 M-15	1350	0,76	1,1	T, C, Л, сх, он	T, сх, он		
Бертиль	7	8	9	10	11	12	13—14	15		
Наклонные	5	6	7	8	9	10	11	12		

Примечание. Т — грунтыбуримые породы ($f=16—25$); С — среднебуримые ($f=6—15$); Л — легкобуримые ($f<6$); сх — сухие скважины; он — обводненные с нефтегазовой водой; оп — обводненные с проточной водой.

Таблица П-8

Односторонняя длина перебора k_{per} , выраженная в диаметрах заряда

Скважины	Коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову							
	До 2	3—4	4—6	6—8	8—10	10—14	14—18	18—20
Вертикальные	7	8	9	10	11	12	13—14	15
Наклонные	5	6	7	8	9	10	11	12

Таблица П-9

Значения коэффициента K_T

Взрываемые породы	Значения коэффициента K_T							
Особо крепкие породы: граниты, периллиты, порфириты и др.								3
Крепкие породы: аркозовый песчаник, метаморфические крепкие сланцы, железистые карагиты и др.								4
Породы средней крепости: известняки, мрамор, магнезит, филлитовые сланцы, серпентинит и др.								5
Мягкие породы: мергель, мел, глинистые сланцы, камен								6

Таблица П.10
Значения коэффициента Θ , учитывающего длину забойки

Интервал замедления, мс	Величина Θ при длине забойки в диаметрах заряда					
	11	15	18	21	25	30
10	2,7	2,2	1,6	1	Подбой нет	—
40	2,1	1,8	1,4	1	То же	—
50	1,8	1,6	1,3	1	»	—
70	1,6	1,4	1,2	1	0,37	Подбой нет
80	1,5	1,4	1,2	1	0,57	0,17
90	1,4	1,3	1,1	1	0,71	0,41

Таблица П.11

Отношение K'_0 ширины отброшенной части раз渲а к высоте уступа

(по А. Ф. Богачеву)

Породы	Значения K'_0 при коэффициенте крепости пород			
	2—5	6—9	10—15	16—18
Легковзрываемые	0,2—0,5	0,6—0,9	1—1,5	1,6—2
Средневзрываемые	0,4—1	1—1,8	1,9—2,8	2,9—3,6
Трудновзрываемые	0,6—1,5	1,6—2,8	2,9—4,2	4,3—5
Весьма трудновзрываемые	0,8—1,8	1,9—3,2	3,3—4,8	4,9—5,5
Исключительно трудновзрываемые	1—2,5	2,6—4,2	2,6—5	5,1—6

Таблица П.12
Значение коэффициента учета типа пород в основании сооружений K_C

Тип пород в основании охраняемого сооружения	K_C
Скальные плотные	3
Скальные нарушенные	5
Галечниковые и щебенистые	7
Песчаник	8
Глинистые	9
Насыпные и почвенные	15
Водонасыщенные (плывущие и торфянники)	20

Примечание. При размещении заряда в воде или водонасыщенных грунтах коэффициент K_C следует увеличивать в 1,5—2 раза.

Таблица П.13

Техническая характеристика механических лопат

Показатели	Карьерные экскаваторы				Вскрышные экскаваторы			
	ЭКГ-4,6	ЭКГ-5	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5	ЭВГ-4	ЭВГ-6	ЭВГ-15	ЭВГ-35/65
Вместимость ковша E , м ³	4,5—5	5—6	6—8	12,5—16	4—5	6—8	15	35
Радиус черпания на горизонте установки $R_{ч.у}$, м	8,7	9,3	11,7	15,1	13,6	21,5	20,5	37
Максимальный радиус черпания $R_{ч.max}$, м	14	14,3	17,5	22,5	22,7	35	40	65
Максимальная высота черпания $h_{ч.max}$, м	10,2	11,2	12,6	16,9	—	20,4	26,8	30
Максимальный радиус разгрузки $R_{р.max}$, м	13,65	12,5	15,5	—	20,9	32,9	37,8	62
Максимальная высота разгрузки $h_{р.max}$, м	6,3	6,9	8,4	11,7	16	22,2	26	45
Теоретическая производительность $Q_{ч}$, м ³ /ч	—	741	900	—	600	1300	2300	—

Таблица П.14
Техническая характеристика думпкаров

Показатели	5ВС-60	ВС-180	2ВС-105	ВС-125	2ВС-180
Грузоподъемность, т	60	85	105	146	180
Вместимость кузова, м ³	26,2	38	48,5	72	59,2
Тара, т	28	35	48	64,5	68
Высота, мм	2680	3235	3240	3650	3660
Длина по осям автосцепок, мм	11720	12170	15020	17580	17580
Внутренняя длина кузова, мм	10000	10580	13400	16040	16216

Таблица П.15
Техническая характеристика автосамосвалов

По загрузке	КрАЗ-256	БалАЗ-540	БелАЗ-548	БелАЗ-549	БелАЗ-7521
Грузоподъемность, т	12	27	40	75	180
Масса, т	11,4	21	28	55	120
Вместимость кузова, м ³	6	15	21	41	90
Габариты, мм:					
длина	8100	7250	8120	9700	13200
ширина	2700	3480	3780	4900	7400
высота	2800	3580	3700	4400	5750
Минимальный радиус поворота, м	11	8,5	10	9	15
Максимальная скорость движения, км/ч	68	55	55	50	—

Таблица П.16
Техническая характеристика шагающих драглайнов

Показатели	001/08-ПЕ	001/05-ПЕ	001/07-ПЕ	001/14-ПЕ	001/10-ПЕ	001/11-ПЕ
Вместимость ковша E , м ³	4—5	10	14	15	20	25
Радиус черпания R_q , м	43	58	77,5; 72	82	62	95
Максимальная глубина черпания	30; 23	35	40; 35	41	34,5	47
Максимальный радиус разгрузки г. п. ах,	49,5	57	77; 71,5	82	71,5	95
Максимальная высота разгрузки $h_{p\max}$, м	12,5; 13,5	24	20; 32	57	24	47
Теоретическая производительность Q_q , м ³ /ч, при угле поворота 90°	—	490—520	700—800	600—925	840	1100

Таблица П.17

Техническая характеристика роторных экскаваторов

Показатели	EPB-100	EPB-130	EPB-160	EPB-190	EPB-220	EPB-250	EPB-280	EPB-310
Вместимость ковша E , л	25	100	140	350	400	330	1600	1000
Высота черпания h_q , м	5	7	9	16	16	21,4	40	30
Максимальный радиус черпания $R_{q\max}$, м	7,7	11,5	16,3	24,2	24,5	32,8	71,7	65,9
Максимальный радиус разгрузки $R_{p\max}$, м	10,3	15,5	16,5	23	23,4	28,4	52,7	45
Число разгрузок в минуту n_q	50—125	34—87	272	48—70	76,5	90—126	30—50	56—80
Теоретическая производительность (в разрыхленной горной массе) Q_t , м ³ /ч	280—140	600	690—1100	1250	1250—2500	1750—2500	2700—4500	5000
								12500

Примечание. Наибольшее расчетное число разгрузок ковшей устанавливается при разработке рыхлых пород, наименьшее — при разработке плотных пород.

Таблица П.19
Продолжительность рабочего цикла одноковшовых экскаваторов, с

Экскаватор	Породы					
	песок, гравий, суглинок	глина средней влажности	глина тяжелая	взорванные скальные породы	Угол поворота, градус	90
		90	135	90		135
ЭКГ-4,6	20	22	24	26	28	30
ЭКГ-8И	23	26	26	30	30	33
ЭВГ-4	21	24	25	28	28	31
ЭВГ-6	32	36	35	40	38	43

Таблица П.18
Коэффициенты наполнения K_H ковша одноковшовых экскаваторов и разрыхления $K_{\text{раз}}$ горных пород (данные ориентировочные)

Породы	K_H	$K_{\text{раз}}$
Песок, гравий, щебень	0,9—1	1,05—1,2
Суглинок	1—1,1	1,15—1,3
Глина средней влажности	1,2—1,3	1,25—1,35
Глина тяжелая	1,3—1,5	1,3—1,4
Взорванные скальные	1—1,1	1,3—1,45
	0,9—1	1,45—1,6

Таблица П.20

Примечные значения коэффициента использования экскаватора во времени (по В. В. Ржевскому)

Вид транспорта	Способ подачи транспортных средств	Коэффициент использования экскаватора при организации работ		Район работы	Границы сезона	Число рабочих дней
		средней	*хорошей			
Конеферный	Поточний	0,7	0,9			
Автомобильный	»	0,7	0,8			
Железнодорожный	Тупиковый	0,6	0,7			
	Поточный	0,7	0,8			
	Тупиковый	0,7	0,8			
	Тупиковый	0,5	0,9			

Таблица П.21

Среднегодовое число рабочих дней экскаваторов (по Н. В. Мельникову)

Экскаваторы	Число рабочих дней в году по районам		
	северным	средним	южным
ЭКГ-4,6, ЭШ-5/45	253	256	263
ЭКГ-8/1, ЭВГ-4	247	250	259
ЭКГ-12,5, ЭШ-10/70, ЭВГ-6	242	245	247
ЭВГ-15	292	295	297
ЭШ-14/75, ЭШ-15/90, ЭШ-20/65	288	291	293
ЭВГ-25/65, ЭШ-25/100	275	278	280
ЭШ-80/100	269	272	274

Таблица П.22

Значения коэффициента наполнения K_H ковша роторного экскаватора и коэффициента разрыхления $K_{раз}$ горных пород

Породы	K_H	$K_{раз}$	Объем вала породы, м ³ , перемещаемой бульдозером						
			Категория пород по крепости	Д-494	Д-532	Д-275А	Д-575	Д-572	Д-9Ж
Песок, гравий	1—1,1	1,1	I и II	1,5—2	1,7—2,3	1,7—2,5	2,8—3,8	3,9—5,4	5—8
Суглинки, бурый уголь	0,9—1	1,2—1,3	III	0,6—1,7	0,7—2	1—2	1,6—3,3	2,2—4,6	2,7—7
Глинистые	0,8—1	1,2—1,3	IV—V	0,6—1,4	0,6—1,8	0,7—2	1,2—3	1,5—4	2—6,5
			VI—VII	1,3	1,5	1,9	2,5	3	4—5
			(разрыхленные)						

Таблица П.23

Продолжительность сезона горных работ для роторных экскаваторов

Район работы	Границы сезона	Число рабочих дней
Южный Средняя полоса	Март — декабрь Апрель — ноябрь	280—300 210—240
Северный	Май — октябрь	150—180

Таблица П.24

Производительность бульдозеров, м³/смену, на отвальных работах в зависимости от расстояния транспортирования породы (по П. Э. Зуркову)

Расстояние транспортирования Породы, м	Д-271	Д-275	Д-385
10	700	1070	2100
15	565	880	1730
20	395	590	1180
25	270	400	810
30	190	290	570

Таблица П.25

Объем вала породы, м³, перемещаемой бульдозером

Таблица П.26

Выдержки из единой классификации горных пород

Категория пород по крепости	Породы	Коэффициент разрыхления	Показатели		
			EL-10	ПЭ-2М	ОПЭ-1
I	Глина сухая рыхлая. Супесь рыхлая. Расти- тельный слой	1,1 — 1,2			
II	Гравий. Суглинок	1,2 — 1,3			
III	Галька диаметром 10 — 40 мм. Песчано-глинистые породы	1,25 — 1,35			
IV	Галька диаметром 41 — 100 мм. Гесчано-глинистые породы с включением шеб- ня и валунов	1,25 — 1,4			
V	Конгломераты осадочных пород.	1,25 — 1,45			
VI	Мерзлые породы I — II категорий Мерзлые породы III категории	1,3 — 1,45			

Примечание. ЭУ — электровоз управления, ДС — дизельная секция;
МД — моторный думпкар.

Таблица П.27
Основное удельное сопротивление движению поезда на карьерах w_0 (по
данным Гипроруды)

Пути	Тип думпкара	w_0 , Н/кН		Показатели	Постоянного тока						Переменного тока	
		грузового	порожнего		ЛУКП-1	ЕЛ-2	ЕЛ-1	21-Е	26-Е	Д-100	Д-94	
Стационарные	С трехосными тележ- ками	4,5	6									
Передвижные балластиро- ванные в карьерах и на отвалах	Прочие	3,5	4,5	Сцепной вес, кН	800	1 000	1 500	1 500	1 800	1 000	940	
	С трехосными тележ- ками	6	8	Мощность при часовом режиме, кВт	832	1 400	2 100	1 560	2 550	1 420	1 650	
	Прочие	4,5	6	Минимальный радиус кривой, м	40	60	60	60	60	75		
				Длина электровоза, мм	12 200	13 820	21 320	20 960	21 370	15 460	16 220	

Таблица П.28

Техническая характеристика тяговых агрегатов

Род тока	Состав агрегата	Показатели			Постоянный ток	Переменный ток
		ЭУ+ЛС+	+МД	ЭУ+2МД		
Сцепной вес, кН		3660	3680	3600		
Конструктивная масса т: электровоза управления моторного думпкара		122,5	120	120	120	
Мощность часового режима, кВт		65	79	100	100	
Скорость конструктивная, км/ч		4920	2430/5190	6480	6480	
Автономное питание		50	65	65	65	
Длина по оси автосцепки, мм		52 300	51 100	59 900	59 900	
Минимальный радиус кривой, м		52,3	80	80	80	

Примечание. ЭУ — электровоз управления, ДС — дизельная секция;
МД — моторный думпкар.

Таблица П.29
Техническая характеристика контактных электровозов

Постоянного тока

Переменного тока

Показатели	Постоянного тока					Переменного тока
	ЛУКП-1	ЕЛ-2	ЕЛ-1	21-Е	26-Е	
Сцепной вес, кН	800	1 000	1 500	1 500	1 800	1 000
Мощность при часовом режиме, кВт	832	1 400	2 100	1 560	2 550	1 420
Минимальный радиус кривой, м	40	60	60	60	60	75
Длина электровоза, мм	12 200	13 820	21 320	20 960	21 370	15 460

Таблица П.30

Время задержек поезда за рейс, мин, с учетом времени на обработку вагонов от промерзания, технический осмотр, экспироку, опробование тормозов и пр. (по данным Гипроруды)

Расстояние перевозки, км	Вид груза			Ширина проезжей части, м
	Груз	Сыпучие	Порошки	
До 5	15	10		
5,1—7	20	15		
7,1—9	25	20		
Более 9	30	20		

Примечание. На каждое изменение направления движения поезда добавлять 2 мин.

Таблица П.31

Число одновременно находящихся в ремонте локомотивов и вагонов, % от рабочего парка (по данным Гипроруды)

Локомотивы	Вагоны

Таблица П.33
Параметры проездной части технологических автодорог (по данным Гипроруды)

Грузоподъемность автосамосвала, т	Ширина автомо-			Ширина проезжей части, м
	при двухполосном движении и Категории дороги	при однополосном движении	III	
I	I	II	III	
27—30	До 3,5	11	10,5	10
40—45	До 4	12,5	12	11,5
65—80	До 5	15,5	15	14,5
100—120	До 5,5	17	16,5	16
160—180	До 6,5	20	19,5	19

Примечание. Ширину проездной части дорог, по которым регулярно движутся автомобели (полуприцепы), необходимо увеличить на 1 м по сравнению с данными таблицы.

Таблица П.34
Время задержек и маневров автомашин в рейсе, мин (по данным Гипроруды)

Рабочий парк	В ремонте	Рабочий парк	В ремонте
До 10	15	До 200	8
11—20	14	200—1000	7
21—40	13	Свыше 1000	6
41—80	11		
Свыше 80	10		

Таблица П.32
Категории автомобильных дорог карьеров (по данным Гипроруды)

Категория дороги	Грузонапряженность (брutto), мин. т/год в грузовом направлении
I	Более 15
II	5—15, более 15 при сроке службы менее 3 лет
III	Менее 5 (все временные дороги со сроком службы менее 1 года)

Таблица П.35
Среднерейсовые скорости движения автосамосвалов и автопоездов, км/ч
(по данным Гипроруды)

Тип дорог и покрытий	Автосамо-свали		Грузоподъемность, т		Угол наклона ленты к горизонту, градус	Угол естественного откоса материала на ленте, градус		
	Автопо-дизельные самосвалы	Дизель-троллей-возы	До 20	27—45	75—120	45—120	65	
Усовершенствованные капитальные (бетонные, цементобетонные, асфальтобетонные)	30	28	30	22	32			
Усовершенствованные облегченные (черный щебень на прочном основании)	28	25	28	20	30			
Переходные (щебеночные, гравийные, грунтощебеночные, грунтовые с выравнивателем щебеночным слоем)	25	22	25	16	16			
Проезды в заболоченных отвалах (грунтощебеночные, грунтовые с выравнивателем щебеночным слоем)	16	14	16	12	12			

Таблица П.36
Значения коэффициентов технической готовности автосамосвалов K_T (по данным Гипроруды)

Суточный пробег при двухсменном режиме работы каждой машины, км

Грузоподъемность автосамосвала и автотранспорта поезда, т	50	100	150	200	250
До 12	0,95	0,9	0,87	0,83	0,8
18	0,95	0,9	0,87	0,83	0,8
27—45	0,94	0,88	0,84	0,8	0,76
65—75	0,93	0,86	0,81	0,76	0,72
110—180	0,92	0,86	0,81	0,76	0,72

Таблица П.37
Значения коэффициента K_{Φ} (по данным Гипроруды)

Угол наклона ленты, градус	Угол естественного откоса материала на ленте, градус			
	30	35	40	45
0—10	265—250	285—270	305—285	320—305
10—15	250—240	270—255	285—275	305—285
15—18	240—225	255—245	275—260	285—275

Примечание. При угле наклона боковых роликов 30° значение K_{Φ} увеличивают на 15 % по сравнению с данными таблицы.

Таблица П.38

Значения коэффициентов готовности K_T элементов конвейерной системы (по К. А. Кумачеву и В. Я. Майминду)

Элементы системы	K_T
Ленточные и канатно-ленточные конвейеры при перемещении крупнодробленых скальных и рыхлых вскрышных пород без скальных включенияй	0,96—0,97

То же, при перемещении раковых пород со скальными включениями

0,90—0,92

0,99

Перегрузочный пункт с неприводными направляющими устройствами
то же, с приводными направляющими устройствами
Пункт загрузки с конусной дробилкой
Пункт загрузки с роторной дробилкой

Таблица П.39

Расстояние между роликопорами рабочей ветви ленточного конвейера l_p (по А. В. Андрееву, В. А. Дьякову и Е. Е. Шешко)

Несыпучая погонная груза, т/м ³	Расстояние между опорами при ширине ленты, мм						
	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000
1—2	1300	1200	1200	1100	1100	1000	1000
Свыше 2	1200	1100	1100	1000	1000	900	900

Примечание. Расстояние между опорами нерабочей ветви $l_x = 2,5 l_p$.

Таблица П.40
Удельный расход воды, $\text{м}^3/\text{м}^3$, для размыва пород в зависимости от высоты уступа h_y

Категория пород по трудности разработки	h_y , м		
	3—5	5—15	Более 15
I	5	4	3
II	6	5	4
III	7	6	5
V	9	8	7
IV	12	11	9
VI	14	13	10

Таблица П.41
Необходимое давление воды, МПа, для размыва пород при различной высоте уступа h_y

Категория пород по трудности разработки	h_y , м		
	3—5	5—15	Более 15
I	0,3	0,4	0,5
II	0,3—0,4	0,4—0,5	0,5—0,6
III	0,3—0,6	0,4—0,7	0,5—0,8
IV	0,3—0,7	0,4—0,8	0,5—0,9
V	0,4—0,8	0,5—1	0,6—1,2
VI	0,5—1	0,6—1,2	0,7—1,4

Таблица П.42
Техническая характеристика гидромониторов для открытых разработок

Показатели	ГМ-2			ГМН-250	ГМП-250	ГМДУЭГ-250	ГМСД-300
Рабочее давление воды H_B , МПа	1,2	1,2	1,2	1,5	1,5	2	1,6
Расход воды Q_B , $\text{м}^3/\text{ч}$	250—730	250—1300	360—1500	1550	380—2000	1850	520—2340
Диаметр сменных насадок d_H , мм	30, 40, 50, 60, 75	50, 60, 25, 90,	50, 60, 75, 80,	51, 63, 76, 89	50, 70, 90, 100,	80, 100, 110, 125	75, 90, 100, 110, 125
Управление			100 Ручное	100, 110	110, 125		100, 115, 125, 140
Масса (общая), т	0,13	0,22	0,34	0,24	0,24	0,4	0,66
						Дистанционное	0,73

Таблица П.43
Расход воды, м³/ч, через насадку гидромониторов при различных давлениях передней

Давление перед насадкой, МПа	Диаметр насадки, мм						
	50	63	75	90	100	110	125
0,5	212	328	475	677	846	1036	1315
0,6	222	360	522	745	925	1115	1440
0,7	248	389	558	805	1010	1205	1548
0,8	266	414	594	860	1073	1286	1657
0,9	284	439	630	911	1134	1368	1764
1	299	464	666	965	1195	1440	1854
1,1	313	486	702	1010	1258	1510	1940
1,2	328	509	731	1056	1370	1580	2027

Таблица П.44
Коэффициент использования земснарядов во времени

Добыча и переработка песчано-гравийной массы с содержанием гравия, %	K _н
До 5	0,7
До 20	0,65
От 20 до 40	0,6
От 40 до 60	0,52

Таблица П.45
Техническая характеристика земснарядов

Показатели	80Д	ИЗТМ-150	ИЗТМ-210 (210Д)	150Д	250Д	ОМ-431	ОМ-417	600Д
Номинальная вместимость черпака Е, л	80	150	210	150	250	380	400	600
Число черпаний в минуту	14—32	22	До 30	21—30	До 35	22	18—28	18—22
Рабочие размеры драги, м:								
расстояние от кормы драги до оси свай Ю	0,65	0,96	0,94	0,84	0,95	1,22	1,5	1,75
расстояние от носа pontона до вертикальной оси верхнего барбана Г	9,6	14,4	19,2	16	19,2	34,6	34,6	62,4
высота установки оси верхнего барбана над палубой Б	6,5	9,4	10,8	8	10,8	12	13	16
высота надводного борта б	0,5	0,8	0,7	1	0,9	0,8	0,9	1,2
длина черпаковой рамы А	17	23,7	30,2	23,5	31,7	58	41	92
радиус черпания на нижнем барбане Ч	1,07	1,41	1,67	1,5	1,67	2,1	2,1	2,4
длина pontона Д	24	36	40,4	32,5	42,8	62	52	108
ширина pontона по носу Э	6,28	7,2	9,1	9,6	9	16,1	14	12,6
ширина черпака Ш	0,73	1,02	1,08	1,7	1,17	1,23	1,3	1,7
средняя осадка в рабочем состоянии Ф	1,7	1,7	2	1,8	2,1	2,5	2,5	3,7

Таблица П.46
Техническая характеристика многочерпаковых драг

Показатели	80Д	ИЗТМ-150	ИЗТМ-210 (210Д)	150Д	250Д	ОМ-431	ОМ-417	600Д
Глубина разработки, м	3—12	3,5—11	3,5—10	3,5—18	4,5—15	6—15		
Расстояние между осями свай и фрезой <i>r</i> , м	29	30	38	45	44	52		
Расстояние между осями свай <i>b</i> , м	1,6	1,8	2	2	2	2		

Таблица П.47

Область рационального применения драг			Рекомендуемые углы поворота и допустимые значения ухода драги			
Вместимость черпака драги, л	Минимальная ширина разреза, м	Минимальные запасы горной массы, млн. м ³	Продолжительность эксплуатации драги, годы	Угол поворота драги, градус		
150	50	3—5	12	2—3,1	58—65	112—134
210	50	15	15	2,5—3,9	80—100	93—140
250	60—70	15—20	18	3—4,8	57—65	105—140
380	70—75	23	18	3,8—5,8	45—52	68—120
380	90	18	4,4—6,9	4—5,8	50—67	46—65
600	110—120	30	54—56	54—56	106—116	37—44
		25				

Таблица П.48

Средний коэффициент наполнения черпака по всей ширине заходки					
Вместимость черпака драги, л					
Категория пород	80	150	250	380	600
I	0,94	0,94	0,94	0,94	0,94
II	0,75	0,82	0,85	0,88	0,92
III	0,5	0,7	0,74	0,78	0,85
IV	—	0,38	0,62	0,62	0,74
V	—	—	0,18	0,25	0,7
VI	—	—	0,04	0,07	1,1

Таблица П.49

Продолжительность сезона $T_{сез}$, работы драги и коэффициент использования драги K_d во времени суток

Район работы драг	$T_{сез}$, сут	K_d
Урал, Таджикистан	255—330	0,79
Район р. Алдан	230—246	0,83—0,89
Район р. Лены	210—230	0,79
Район р. Амур	200—217	0,79—0,8
Западная Сибирь	320—330	0,75
Красноярский край	237	0,75
Забайкалье	215—260	0,77
Северо-Восток, Север Якутии	160—170	0,75
Приморье	244	0,74

Таблица П.50

Вместимость черпака драги, л	Рекомендуемые углы поворота и допустимые значения ухода драги					
	Допустимые значения ухода (шага) драги, м			Угол поворота драги, градус		
80	2—3,1	58—65	112—134	50—55	52—87	наныгодней- ший
150	2,5—3,9	80—100	93—140	52—87	52—83	
250	3—4,8	57—65	105—140	46—65	46—65	
380	3,8—5,8	45—52	68—120	37—44	37—44	
400	4—5,8	50—67	—	—	—	
600	4,4—6,9	54—56	106—116	37—44	37—44	

Таблица П.51

Минимальная длина фронта работ одного экскаватора при системах разработки с продольным подвиганием уступов (по данным Гипроруды)

Вместимость коэш- ватора, м ³	Рыхлая порода						Скальная порода и руда					
	Высота уступа, м			Высота уступа, м			Высота уступа, м			Высота уступа, м		
до 10	10	12	15	20	до 10	12	10	12	15	20	10	12
до 2,5	300/200	400/300	500/350	600/350	400/300	500/300	550/350	600/350	600/350	650/400	550/350	600/350
2,5—6,3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
6,3—12,5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
20	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

П р и м е ч а н и е. В числителе приведена длина фронта работ при использовании железнодорожного транспорта, в знаменателе — автомобильного.

Таблица П.52

Обеспеченность карьера готовыми к выемке запасами при круглогодичной работе (по данным Гипроруды)

Производительность карьера по скальной горной массе, млн. т/год	Обеспеченность мест работы, готовыми к выемке запасами		
	при автомобильном транспорте	при железнодорожном транспорте	при транспорте
До 30	1,5	2	—
30—60	2,5	3	4,5
Свыше 60	4	—	—

П р и м е ч а н и е. При круглогодичной работе по рыхлым городкам и рыхлому полезному ископаемому обеспеченность карьера готовыми к выемке запасами при автомобильном транспорте составляет 2 мес., при железнодорожном транспорте — 3 мес.

Таблица П.53

Технико-экономические показатели рациональных вариантов

разработки месторождений при различной высоте уступа

$C_{\text{т}}^*$ руб/т					Высота уступа, м,
	5		10	15	
$L_{\text{н}}^*$ руб/т	$\Pi_{\text{н}}^*$, %	$P_{\text{н}}^*$, %	$\mathcal{E}_{\text{п.б}}^*$ руб/т	$L_{\text{н}}^*$ руб/т	$\Pi_{\text{н}}^*$, %
Месторождения молибденовых руд					
2	6,7	0,9	12,5	4,3	6,8
3	6,4	3,7	7,6	3,2	6,2
4	6	8,3	3,7	2,2	5,4
5	5,8	11,4	2,2	1,3	5
6	5,2	18,8	0,2	0,4	3,8
					$c =$
					0,08%
2	9	0,9	12,5	6,7	9,1
3	8,9	2,1	9,9	5,6	8,8
4	8,7	3,7	7,6	4,5	8,4
5	8,5	5,8	5,5	3,5	8
6	8,2	8,3	3,7	2,5	7,4
					(при $\Phi = 90^\circ$, $m = 10$ м) $c = 0,06\%$
					$22,4$
					$4,1$
					$6,9$
					2,8
					30,4
					3,8
					$14,7$
					$2,9$
					6
					11,1
					21,2
					2,6
					$7,8$
					1,9
					4,9
					25,1
					12,4
					1,5
					$4,9$
					1,0
					4,2
					34,2
					8,3
					0,7
					$0,7$
					0,3
					2,5
					56,6
					1,5
					0,2
Месторождения вольфрамовых руд					
					(при $\Phi = 50^\circ$, $m = 25$ м) $c = 0,2\%$
					$22,4$
					$6,4$
					9,2
					2,8
					30,4
					6,2
					$18,4$
					$5,2$
					8,7
					6,3
					25,7
					4,8
					$14,7$
					4
					8,2
					11,1
					21,2
					3,6
					$11,1$
					3
					7,5
					17,4
					16,7
					2,5
					$7,8$
					2,1
					6,7
					25,1
					12,4
					1,6

Таблица П.54

Продолжительность простоев вскрышных экскаваторов

Экскаватор	Число праздничных и выходных дней в году	Среднегодовая продолжительность ремонтов, дней	Время на период эксплуатации		Простой по климатическим условиям для работников	Приложение
			на первом участке	на втором, северных		
ЭП-5/45	57	64	4	5	2	7
ЭВГ-4	57	62	3	5	2	10
ЭВГ-6	57	68	5	5	2	25
ЭВГ-15	6	83	6	5	2	32
ЭВГ-35/65	6	93	6	5	2	

Таблица П.55

Варианты недельного режима работы предприятия (участка) и бригад (рабочих)

Режим работы	Предприятия (участка)	Бригад (рабочих)
При непрерывной рабочей неделе При прерывной рабочей неделе: шестидневной пятидневной	7+0 6+1 5+2	6+1 6+1 5+2

П р и м е ч а н и е. Для сокращения названия режима работы он обозначается двумя парами цифр: первая пара цифр обозначает режим работы участка, а вторая — режим работы бригады или рабочего; первая цифра в каждой паре обозначает число рабочих дней в неделе, а вторая — число дней отдыха.

О Г Л А В Л Е Н И Е	
Предисловие	3
1. Точность расчетов в горно-технических задачах	5
2. Подготовка пород к выемке	7
2.1 Расчеты по механическому рыхлению	7
2.2. Подготовка пород взрывным способом	10
2.3. Расчет средств механизации буровзрывных работ	25
3. Выемочно-погрузочные работы	32
3.1. Расчеты параметров машин	32
3.2. Расчеты параметров машин	40
4. Перемещение карьерных грузов	50
4.1. Железнодорожный транспорт	50
4.2. Автомобильный транспорт	61
4.3. Конвейерный транспорт	66
4.4. Расчет отвальных работ	69
5. Гидромеханизация открытых горных работ и дражная разработка	75
5.1. Гидравлический способ разработки	75
5.2. Земномашины	79
5.3. Дражная разработка	81
6. Подготовка к эксплуатации и вскрытие месторождений	89
6.1. Расчет дренажных систем	89
6.2. Расчет устойчивости откосов	89
6.3. Расчет трапеций	96
6.4. Определение коэффициентов вскрыши, границ, размеров и объема карьеров	106
6.5. Расчет и построение трасс капитальных трапеций	113
7. Определение параметров систем открытой разработки	118
7.1. Бестранспортные системы разработки	118
7.2. Транспортно-отвальная система разработки	144
7.3. Транспортная система разработки	148
8. Управление отработкой запасов месторождений и годовой режим производства	159
8.1. Расчет потерь и разубоживания	159
8.2. Расчет календарного режима работы	162
Список литературы	164
Приложения	165