

Б. Д. СИДКИН

ПРИМЕРЫ И ЗАДАЧИ

**ПРИМЕРОВ И ЗАДАЧ
ПО ОТКРЫТЫМ
ГОРНЫМ РАБОТАМ**

Углетехиздат — 1958

Канд. техн. наук Б. А. СИМКИН

СБОРНИК
ПРИМЕРОВ И ЗАДАЧ
ПО ОТКРЫТЫМ
ГОРНЫМ РАБОТАМ

ПОД РЕДАКЦИЕЙ ПРОФ. ДОКТ. ТЕХН. НАУК
Е. Ф. ШЕШКО

*Допущено Министерством высшего образования СССР
в качестве учебного пособия
для студентов горных вузов*

УГЛЕТЕХИЗДАТ
Москва 1958

АННОТАЦИЯ

«Сборник примеров и задач по открытым горным работам» охватывает круг вопросов, связанных с подготовкой карьерного поля, вскрытием месторождения и системами разработки.

Сборник предназначен для студентов горных вузов и может быть также использован учащимися горных техникумов

Симкин Борис Александрович

Сборник примеров и задач по открытым горным работам

Отв. редактор *К. Е. Виноцкий*

Техн. редакторы *Э. А. Коровенкова, С. Я. Шкляр*

Редактор издательства *В. В. Жуков*

Корректор *Л. С. Любимова*

Сдано в набор 6/V 1958 г. Подписано в печать 18/VIII 1958 г. Формат бумаги 60×92¹/₁₆.
Печ. л. 11,25 + 1 вклейка. Уч.-изд. л. 10,46 Тираж 5000 экз. Т-08434

Государственное научно-техническое издательство литературы по угольной промышленности
Москва, Грузинский вал, д. 35.

Изд. № 216 Инд. 1 у/1. Цена 3 р. 65 к. Переплет 1 р. 25 к. Заказ № 1/784

Типография № 3 Углетехиздата. Ленинград, ул. Салтыкова-Щедрина, 54

ПРЕДИСЛОВИЕ

Настоящий «Сборник примеров и задач по открытым горным работам» предназначен для студентов, изучающих одноименный теоретический курс, в качестве руководства для практических занятий.

Композиция сборника в основном соответствует учебнику Е. Ф. Шешко «Открытая разработка месторождений полезных ископаемых» и содержит три части: «Подготовка карьерного поля», «Вскрытие карьерного поля» и «Системы открытой разработки». Каждая часть начинается с краткого определения сущности вопроса и заканчивается списком литературы.

Каждому типу задач предшествует пример, в котором приводятся формулы и методы решения задачи. При этом в необходимых случаях указана ссылка на работу, в которой дается вывод или обоснование того или иного метода расчета или источник, откуда заимствован пример.

Вследствие того, что графические приемы расчета по определению глубины карьера и режима горных работ изложены в курсе «Проектирование карьеров», автор счел целесообразным помещать задачи такого типа в настоящий сборник.

В конце сборника приведены общие справочные данные, которые могут потребоваться при решении отдельных задач или при разборе примеров. Вместе с тем автор рекомендует пользоваться для этой цели книгой чл.-корр. АН СССР

Н. В. Мельникова «Справочник инженера и техника по открытым горным работам», Углетехиздат, 1956.

Автор считает своим долгом выразить благодарность доц. канд. техн. наук В. С. Хохрякову и канд. техн. наук К. Е. Виницкому за ряд ценных советов и замечаний при рецензировании и редактировании рукописи.

Автор.

Глава I

ОСУШЕНИЕ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

Основной задачей осушения карьерного поля является понижение горизонта напорных вод в подстилающих полезное ископаемое водоносных породах, ограждение карьера от поступления в него подземных безнапорных, поверхностных весенних и ливневых вод.

Осушение должно опережать горные работы и может быть осуществлено подземным способом или с поверхности. Выбор способа осушения зависит главным образом от условий обводненности. Качественная характеристика и классификация обводненности месторождений полезных ископаемых приводятся в табл. 1.

Опыт работы по осушению месторождений полезных ископаемых, а также теоретические исследования по динамике подземных вод позволили создать методику гидрогеологических расчетов дренажа. Большинство расчетных формул выведено применительно к установившемуся движению подземных вод. Однако при осушении месторождений такие идеальные условия встречаются редко. Приток воды к горным выработкам зависит в каждом отдельном случае от гидрогеологических, гидрологических и климатических особенностей, которые, конечно, не всегда могут быть учтены в формулах. Количество воды, поступающей к горным выработкам, в значительной степени зависит от горно-технических особенностей разработки. Поэтому при определении возможных притоков воды большое значение имеет не только выбор соответствующей формулы, но и правильное применение ее в каждом конкретном случае.

В результате проведенных в последнее время крупных работ по осушению определилась методика гидрогеологических расчетов для ряда бассейнов Советского Союза.

В настоящей главе решаются задачи по осушению карьерного поля с поверхности шахтным (подземным) и комбинированным способами.

Таблица 1

Характеристика месторождений по обводненности
(по С. В. Троянскому)

По сложности гидрогеологических условий	По трудности освоения	По обводненности
Малая сложность. Месторождение удалено от открытых водоемов, водоносные горизонты изолированы друг от друга и сложены трещиноватыми породами	Легкое для освоения. Проходка стволов дренажных шахт и разрезной траншей обычная	Практически безводное
Значительная сложность. Возможна связь подземных вод с открытыми водотоками, имеется взаимосвязь водоносных горизонтов	Средняя трудность освоения. Проходка стволов дренажных шахт возможна обычным способом с частичным применением забивной крепи. Ведется несложная борьба с водой при проведении разрезной траншей	Малой обводненности
Большая сложность. Водоносные горизонты приурочены к рыхлым породам, связаны между собой и местами с открытыми водотоками	Большая трудность освоения. Неустойчивые грунты и большие притоки требуют применения специальных методов проходки дренажных шахт	Средней обводненности
Исключительно большая сложность. Связь подземных вод с открытыми водотоками, имеются пльвуны, напор подземных вод более 3 атм	Исключительно сложные условия для освоения. Применение специальных методов полностью не гарантирует успеха в проходке стволов дренажных шахт и разрезной траншей при разработке месторождения	Большой обводненности. Исключительно большой обводненности

**§ 1. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТА ВОДОПРИТОКОВ
К ГОРНЫМ ВЫРАБОТКАМ [10]**

Необходимые для расчета водопритоков показатели можно разбить на три группы:

1) получаемые на основе гидрогеологического изучения при разведке месторождения;

2) вытекающие из проектного решения о схеме вскрытия и системе разработки (при отсутствии проекта такими данными задаются, по возможности согласовав их с проектной организацией);

3) определяемые в результате анализа конкретной гидрогеологической обстановки карьерного поля.

К первой группе относятся показатели, характеризующие водоносные горизонты: коэффициенты фильтрации K , мощности ненапорных H и напорных M пластов, величины напоров над кровлей и почвой залежи полезного ископаемого H_n , уклоны поверхности подземных вод I , уклоны водоупора i , водоотдача пород μ и др.

Ко второй группе относятся показатели, характеризующие пространственное размещение горных выработок и их параметры: площадь и размеры карьерного поля в плане (F , a , b , r_0), расстояние L от горных выработок до водотоков, водоемов, крупных тектонических зон и т. д., величины заглубления стволов шахт и горизонтальных выработок в водоносные пласты H_1 и D , глубины отработки участка и т. д. Совмещение параметров горных выработок с гидрогеологическим разрезом участка, полученным в процессе разведки, позволяет составить расчетную гидродинамическую схему.

При выявлении количественных показателей третьей группы в практике расчетов встречаются наибольшие трудности. К этой группе относятся положение выхода подземных вод на контуре горных выработок h и радиус депрессии R .

§ 2. РАСЧЕТ ДРЕНАЖНОЙ СИСТЕМЫ

Расчет радиуса влияния дренажных выработок

1. Пример. Определить радиус влияния вертикального дренажного ствола.

Условия. Понижение уровня подземных вод $S = 115$ м; напор подземных вод или мощность водоносного пласта в ненапорных водах $H = 115$ м; коэффициент фильтрации $K = 1,34$ м/сутки $= 0,056$ м/час; дебит (приток) $Q = 150$ м³/час; водоотдача или степень трещиноватости пород в долях единицы $\mu = 0,042$; продолжительность дренажа $T = 26\,300$ час.

Решение. Радиусы влияния дренажных шахт определим по формулам И. П. Кусакина и И. Козени:

а) формула И. П. Кусакина [6]

$$R = 2S \sqrt{HK} = 2 \cdot 115 \sqrt{115 \cdot 1,34} = 2860 \text{ м};$$

б) формула И. Козени

$$R = \sqrt{\frac{12T}{\mu}} \sqrt{\frac{QK}{\pi}} = \sqrt{\frac{12 \cdot 26300}{0,042}} \sqrt{\frac{150 \cdot 0,056}{3,14}} = 3500 \text{ м.}$$

2. Задача. По наблюдениям на месторождениях Северного Урала были получены сведения, приведенные в табл. 2. Проверить, какая из формул по определению радиуса влияния дренажных выработок наилучшим образом удовлетворяет данным наблюдений за дренажными стволами на бурогольных месторождениях Северного Урала.

Таблица 2

Данные наблюдений за влиянием дренажных стволов на бурогольных месторождениях Северного Урала

№ шахт	Напор воды, м	Понижение уровня подземных вод, м	Средний приток воды, м ³ /час	Коэффициент фильтрации, м ³ /час	Степень трещиноватости угля, ρ	Продолжительность дренажа, час.	Действительные радиусы влияния стволов, м
3	102	102	100	0,056	0,042	87 600	1800
5	77	77	50	0,040	0,042	2 160	700
7	51	51	156	0,120	0,042	17 500	700
8	58	58	14	0,020	0,042	17 500	300

3. Пример. Определить притоки воды в вертикальный ствол шахты, пересекающий напорный горизонт до водоупора.

Условие. Понижение уровня подземных вод $S = 115$ м; коэффициент фильтрации $K = 1,34$ м/сутки $= 0,056$ м/час; радиус влияния шахты или расстояние до области питания $R = 900$ м; мощность напорного водоносного пласта $M = 27,3$ м; площадь поперечного сечения ствола вчерне $F = 14,7$ м²; напор подземных вод $H_n = 115$ м.

Решение. 1. Приток воды при откачке до кровли водоносного пласта (рис. 1, а)

$$Q = 2,73 \frac{KMS}{\lg \frac{R}{r}}, \text{ м}^3/\text{час},$$

где r — приведенный радиус площади поперечного сечения шахты;

$$r = \sqrt{\frac{F}{\pi}} = \sqrt{\frac{14,7}{3,14}} = 2,16 \text{ м};$$

$$Q = 2,73 \frac{0,056 \cdot 27,3 \cdot 115}{\lg \frac{900}{2,16}} = 183 \text{ м}^3/\text{час}.$$

2. Приток воды при откачке до почвы водоносного пласта (рис. 1, б)

$$Q = 1,36K \frac{(2H_n - M) M}{\lg \frac{R}{r}} =$$

$$= 1,36 \cdot 0,056 \frac{(2 \cdot 115 - 27,3) 27,3}{\lg \frac{900}{2,16}} = 160 \text{ м}^3/\text{час.}$$

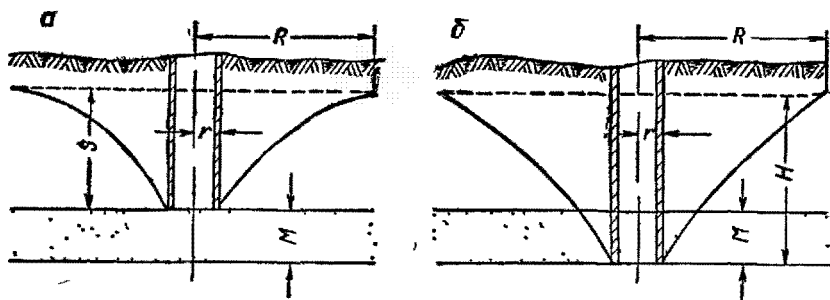


Рис 1 Схема к расчету притока воды в вертикальную выработку, пересекающую напорный горизонт.

а — при откачке воды до кровли водоносного пласта, б — при откачке воды до почвы водоносного пласта

4. Пример. Определить притоки воды в вертикальный ствол шахты при одностороннем питании.

Условие. Понижение уровня подземных вод $S = 102$ м; коэффициент фильтрации $K = 1,34$ м/сутки $= 0,056$ м/час; радиус влияния ствола $R = 1000$ м; мощность напорного водоносного пласта $M = 27,3$ м; приведенный радиус площади сечения ствола $r = 2,16$ м; напор подземных вод $H_n = 102$ м.

Решение 1. Приток воды при откачке до кровли водоносного пласта

$$Q = 2,73 \frac{KMS}{\lg \frac{R}{r}} = \frac{2,73 \cdot 0,056 \cdot 27,3 \cdot 102}{\lg \frac{2 \cdot 1000}{2,16}} = 143 \text{ м}^3/\text{час.}$$

2. Приток при откачке воды до почвы водоносного пласта

$$Q = 1,36K \frac{(2H_n - M) M}{\lg \frac{2R}{r}} = 1,36 \cdot 0,056 \frac{(2 \cdot 102 - 27,3) 27,3}{\lg \frac{2 \cdot 1000}{2,16}} =$$

$$= 123 \text{ м}^3/\text{час.}$$

5. Задача. Фактический приток воды в дренажный ствол при одностороннем питании составил $Q = 125$ м³/час. Определить коэффициент фильтрации пород, если известны понижение уровня подземных вод $S = 51$ м; радиус влияния ствола $R = 400$ м;

мощность напорного водоносного пласта $M = 18,8$ м; напор подземных вод $H_n = 51$ м; площадь поперечного сечения ствола скважины $F = 14,7$ м².

Расчет притока воды в дренажные штреки [8]

6. Пример. Определить приток воды к дренажным горизонтальным штрекам, доведенным до водоупора: 1) при одностороннем питании в безнапорном водоносном пласте; 2) при одностороннем питании в напорных водах, потерявших непосредственно у штрека напорный характер.

Условие. Коэффициент фильтрации $K = 0,056$ м/час; гидростатический напор водоносного горизонта над почвой штрека $H_n = 102$ м; высота выклинивания кривой депрессии по стенке штрека $h = T = 0$; длина штрека $L = 1700$ м; радиус влияния $R = 1000$ м; мощность напорного водоносного пласта $M = 27,3$ м.

Решение. 1. При одностороннем питании в безнапорном водоносном пласте

$$Q = LK \frac{H_n^2 - h^2}{2R} = 1700 \cdot 0,056 \frac{102^2}{2 \cdot 1000} = 495 \text{ м}^3/\text{час}.$$

2. При одностороннем питании в напорных водах

$$Q = \frac{LK}{2R} [(2H_n - M)M - T^2] = \frac{1700 \cdot 0,056}{2 \cdot 1000} \times \\ \times (2 \cdot 102 - 27,3) 27,3 = 230 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Расчет притока воды к водопонижающим скважинам [1, 2]

7. Пример. Определить притоки воды к водопонижающим скважинам: 1) для одиночного дебита двух взаимодействующих скважин; 2) для одиночного дебита линейного ряда скважин при одностороннем питании.

Условие. Коэффициент фильтрации $K = 1,5$ м/сутки; мощность напорного водоносного горизонта $M = 20$ м; понижение уровня в скважине $S = 95$ м; радиус влияния скважины $R = 400$ м; расстояние между скважинами $l = 100$ м; радиус скважины $r = 0,25$ м; половина расстояния между взаимодействующими скважинами $\sigma = 50$ м;

Решение. 1. Одиночный дебит двух взаимодействующих скважин (формула М. Маскета)

$$Q = \frac{2,73 KMS}{\lg \frac{R^2}{lr}} = \frac{2,73 \cdot 1,5 \cdot 20 \cdot 95}{\lg \frac{400^2}{100 \cdot 0,25}} = 2040 \text{ м}^3/\text{сутки}.$$

2. Одиночный дебит линейного ряда водопонижающих скважин при одностороннем питании (формула Чарного-Абрамова)

$$Q = \frac{2 \pi KMS}{2,3 \lg \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{\sigma}} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 1,5 \cdot 20 \cdot 95}{2,3 \lg \frac{50}{3,14 \cdot 0,25} + \frac{3,14 \cdot 400}{50}} = 690 \text{ м}^3/\text{сутки}.$$

Расчет дренажной системы карьерного поля

8. **Пример.** Рассчитать дренажную систему карьерного поля на период строительства.

Условие. Мощность надугольных песков $h = 4$ м; коэффициент фильтрации надугольных песков $K = 4,33$ м/сутки; средняя мощность угольного пласта $m = 12,5$ м; мощность подугольных песков $M = 6$ м; коэффициент фильтрации подугольных песков $K_1 = 10$ м/сутки; коэффициент фильтрации угля $K_2 = 0,3$ м/сутки; коэффициент водоотдачи песков $\mu = 0,2$; коэффициент подземного стока $\phi = 0,1$; размеры и площадь карьерного поля, осушаемого до сдачи карьера в эксплуатацию, $F = 1400 \cdot 400 = 560\,000$ м²; время работы всех дренажно-осушительных устройств — 6 месяцев; подугольные и надугольные пески имеют гидравлическую связь, расстояние до области питания (по карте гидроизогипс) $R_0 = 500$ м.

Решение. Расчет водопритоков в карьер (на период освоения производственной мощности).

Общий приток воды в карьер без учета притока подугольных вод определяется как сумма статических запасов, находящихся в пределах воронки депрессии, и динамических притоков, поступающих из области питания.

Расчет по элементам притоков.

а) Статические запасы

$$Q_{\text{ст}} = q_1 + q_2 = 102 + 109 = 211 \text{ м}^3/\text{час},$$

где q_1 — статические запасы на площади карьера;

q_2 — статические запасы за границами карьера в пределах депрессионной воронки, равные 109 м³/час;

$$q_1 = \frac{\mu Vh}{t} = \frac{0,2 \cdot 1400 \cdot 400 \cdot 4}{6 \cdot 30 \cdot 24} = 102 \text{ м}^3/\text{час},$$

где V — объем песков, насыщенных водой, м³;

t — время осушения надугольных песков, час.

$$q_2 = \frac{hR_0\phi L}{3t} = \frac{4 \cdot 500 \cdot 0,2 \cdot 1400 \cdot 2 \cdot 400 \cdot 2}{3 \cdot 6 \cdot 30 \cdot 24} = 109 \text{ м}^3/\text{час},$$

где L — периметр участка осушения.

б) Динамический приток из надугольных песков

$$Q_{\text{дин}} = q_3 + q_4 + q_5 = 32,5 + 11,6 + 11,6 = 55,7 \text{ м}^3/\text{час},$$

где q_3 — приток за счет атмосферных осадков на площади карьера;

q_4 — приток за счет инфильтрации атмосферных осадков с водосборной площади,

q_5 — приток грунтовых вод.

$$q_3 = \frac{AF}{t_1} = \frac{0,509 \cdot 560\,000}{365 \cdot 24} = 32,5 \text{ м}^3/\text{час},$$

где A — среднегодовая сумма осадков, м ;

t_1 — число часов в году.

$$q_4 = \frac{\varphi AF_1}{t_1} = \frac{0,1 \cdot 0,509 \cdot 2\,000\,000}{365 \cdot 24} = 11,6 \text{ м}^3/\text{час},$$

где F_1 — водосборная площадь (по карте горизонталей — 2 км^2).

$$q_5 = \frac{\pi K h^2}{\lg \frac{R}{r_0}} = \frac{3,14 \cdot 0,18 \cdot 4^2}{\lg \frac{920}{420}} = 11,6 \text{ м}^3/\text{час},$$

где $K = 0,18 \text{ м}/\text{час}$;

R — радиус влияния карьера, м ;

r_0 — радиус круга, равновеликого площади карьера.

$$r_0 = \sqrt{\frac{F}{\pi}} = \sqrt{\frac{560\,000}{3,14}} = 420 \text{ м}.$$

$$R = R_0 + r_0 = 500 + 420 = 920 \text{ м}.$$

Суммарный приток воды из надугольных песков равен

$$Q_n = Q_{\text{ст}} + Q_{\text{лин}} = 211 + 55,7 = 266,7 \text{ м}^3/\text{час}.$$

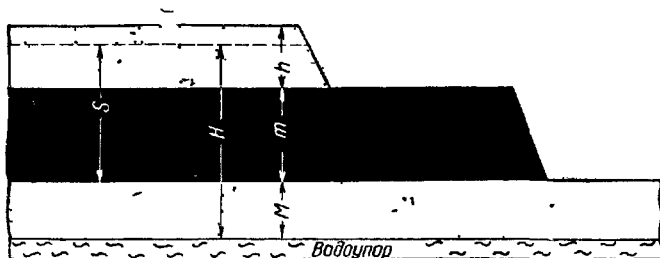


Рис 2 Схема к расчету притоков воды в карьер

в) Приток воды из подугольного водоносного горизонта (рис. 2)

$$Q_n = 2,73 K_1 \frac{MS}{\lg \frac{R}{r_0}} = 2,73 \cdot 0,417 \frac{6 \cdot 16,5}{\lg \frac{920}{420}} = 330 \text{ м}^3/\text{час},$$

где $K_1 = 0,417 \text{ м}/\text{час}$;

S — понижение уровня подугольных вод, равное $16,5 \text{ м}$.

Общий приток

$$Q = Q_n + Q_n = 266,7 + 330 = 596,7 \text{ м}^3/\text{час} \approx 600 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Расчет по формуле Института горной механики АН УССР [8]

$$Q = \pi H \left[\frac{\alpha \mu (R^2 + 2Rr_0 + 3r_0^2)}{6t} + RK_{\text{ср}}i \right], \text{ м}^3/\text{сутки},$$

где H — общая мощность водоносного горизонта, равная 22,5 м;

α — коэффициент для полунапорных вод, равный 0,5;

t — время осушения, сутки;

$K_{\text{ср}}$ — средний коэффициент фильтрации, м/сутки;

$$K_{\text{ср}} = \frac{hK + MK_1 + mK_2}{h + M + m} = \frac{4 \cdot 4,33 + 6 \cdot 10 + 12,5 \cdot 0,3}{4 + 6 + 12,5} = 3,6 \text{ м/сутки};$$

i — уклон потока грунтовых вод после образования воронки депрессии;

$$i = \frac{S}{R_0} = \frac{16,5}{500} = 0,033.$$

$$Q = 3,14 \cdot 22,5 \left[\frac{0,5 \cdot 0,2 (920^2 + 2 \cdot 920 \cdot 420 + 3 \cdot 420^2)}{6 \cdot 30} + \right. \\ \left. + 920 \cdot 3,6 \cdot 0,033 \right] = 16150 \text{ м}^3/\text{сутки}$$

$$\text{или } Q = 673 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Расчет по методу большого колодца

$$Q = \frac{\pi r_0^2 h \mu}{365} + \frac{1,36 K h^2}{\lg \frac{R}{r_0}} + 2,73 \frac{K_1 m S}{\lg \frac{R}{r_0}} = \frac{3,14 \cdot 420^2 \cdot 4 \cdot 0,2}{365} + \\ + \frac{1,36 \cdot 4,33 \cdot 4^2}{\lg \frac{920}{420}} + \frac{2,73 \cdot 10 \cdot 6 \cdot 16,5}{\lg \frac{920}{420}} = 10000 \text{ м}^3/\text{сутки}$$

$$\text{или } Q = 417 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Как видно, приток, подсчитанный по формуле Института горной механики АН УССР (673 м³/час), превышает на 12% результат, подсчитанный по элементам притоков, а приток, подсчитанный по методу большого колодца (417 м³/час), ниже притока, подсчитанного по элементам притоков, на 30%. Такие расхождения в практике гидрогеологических расчетов считаются допустимыми. Для дальнейших расчетов принимаем притоки, определенные по элементам притоков (600 м³/час).

Расчет дренажных устройств при подземном способе осушения

Осушение надугольных песков. Осушение надугольных песков производится при помощи дренажных штреков (рис. 3). Расстояние между штреками может быть определено по формуле В. С. Козлова [7]

$$E = 2,25 \sqrt{\frac{KhfT}{\mu(h - 0,58f)}}, \text{ м,}$$

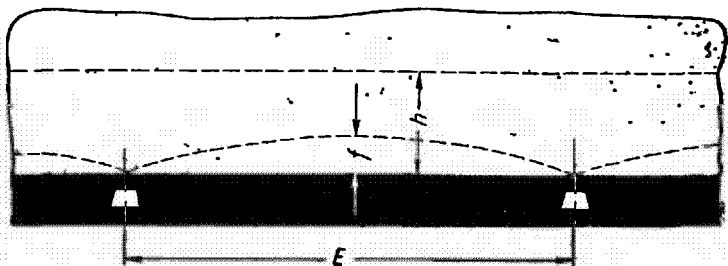


Рис 3 Схема к выбору расположения дренажных штреков

где f — максимальная ордината кривой депрессии между двумя штреками (см. рис. 3). Ее величина не должна превышать 0,35 м [7];

T — время осушения надугольных песков, сутки.

$$E = 2,25 \sqrt{\frac{4,33 \cdot 4 \cdot 0,35 \cdot 30}{0,2(4 - 0,58 \cdot 0,35)}} = 95 \text{ м.}$$

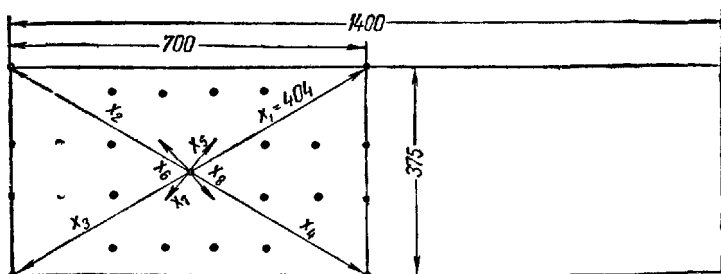


Рис 4 Схема к расчету дебита забивных фильтров

Выбираем квадратную сетку расположения дренажных выработок с расстоянием между штреками 100 м

Осушение подугольных песков. Осушение подугольных песков производится системой забивных фильтров (рис. 4).

Дебит одиночного забивного фильтра определяется по формуле Дюпюи

$$q' = 2,73 \frac{K_1 M (H - h')}{\lg \frac{R'}{r'}} = 2,73 \frac{10 \cdot 6 (22,5 - 10)}{\lg \frac{375}{0,025}} = 490 \text{ м}^3/\text{сутки},$$

где $K_1 = 10 \text{ м/сутки}$;

r' — радиус фильтра, равный $0,025 \text{ м}$;

h' — высота воды в фильтре, равная 10 м ;

R' — радиус влияния фильтра;

$$R' = 2S_1 \sqrt{HK_1} = 2 \cdot 12,5 \sqrt{22,5 \cdot 10} = 375 \text{ м};$$

S_1 — необходимое снижение уровня, равное $12,5 \text{ м}$.

Дебит установки из забивных фильтров, расположенных в зоне влияния R' (см. рис. 4),

$$Q' = \frac{2,73 K_1 M S_1}{\lg R' - \lg x_{\text{ср}}} = \frac{2,73 \cdot 10 \cdot 6 \cdot 12,5}{2,574 - 2,196} = 5420 \text{ м}^3/\text{сутки},$$

где $\lg x_{\text{ср}}$ — логарифм среднего расстояния от центра установки до всех фильтров в пределах радиуса влияния.

Для простоты расчетов определим $\lg x_{\text{ср}}$ для четырех ближайших фильтров и четырех самых удаленных:

$$\lg x_{\text{ср}} = \frac{4 (\lg 404 + \lg 65)}{8} = 2,196.$$

Количество фильтров, расположенных в зоне влияния установки,

$$n = \frac{L_1}{l} = \frac{2800}{100} = 28 \text{ шт.},$$

где L_1 — общая протяженность штреков, м ;

l — расстояние между фильтрами, м .

Дебит одного фильтра

$$q_{\text{ф}} = \frac{Q'}{n} = \frac{5420}{28} = 194 \text{ м}^3/\text{сутки} = 8 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Вся система должна иметь в почве пласта $28 \cdot 2 = 56$ забивных фильтров.

Снижение пьезометрического уровня в центре установки в результате работы фильтров (рис. 5) определяем по формуле С. Ф. Аверьянова [4]

$$\gamma_{\Delta} = \Delta \left(1 - 0,22 \frac{l}{R_0} \right) \beta = 12,5 \left(1 - 0,22 \cdot \frac{100}{500} \right) \cdot 0,71 = 8,4 \text{ м},$$

где Δ — разница отметок между непониженной пьезометрической поверхностью и отметкой динамометрического уровня в дренажных устройствах, равная $12,5 \text{ м}$;

β — поправка на уменьшение расхода при условии работы ряда линейно-расположенных скважин;

$$\beta = \frac{1}{1 + \frac{l}{R_3} B},$$

где

$$B = 0,733 \lg \frac{\sigma}{\pi r'} = 0,733 \lg \frac{50}{3,14 \cdot 0,025} = 2,05;$$

$$\beta = \frac{1}{1 + \frac{100}{500} \cdot 2,05} = 0,71.$$

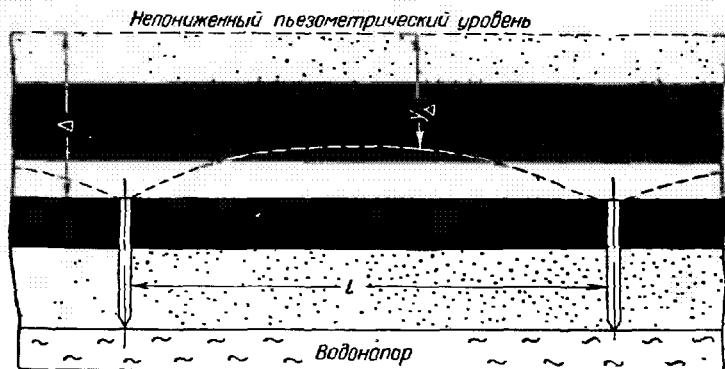


Рис. 5. Схема к определению пьезометрического уровня при забивных фильтрах

Следовательно, в результате работы фильтров на самоизлив пьезометрический уровень подугольных вод понизится на 8,4 м. Остаточный напор посредине между штреками над отметкой водоупора подугольных песков будет $(22,5 - 8,4) = 14,1$ м, над почвой пласта 8,1 м и над почвой штрека 4,1 м.

Как видно, система забивных фильтров в почву не обеспечивает требуемого снижения пьезометрического уровня, а поэтому, кроме забивных фильтров в почву, задаем в дренажных штреках также трубчатые колодцы.

Расчет дебита одиночно действующего колодца

Для обеспечения нормальной работы карьера необходимо снизить пьезометрический уровень подугольных вод посредине между штреками не менее, чем до почвы пласта.

Радиус влияния колодца равен (рис. 6)

$$R'' = 2S_2 \sqrt{H'K_1} = 2 \cdot 12 \sqrt{14,1 \cdot 10} = 290 \text{ м},$$

где S_2 — необходимое снижение уровня, равное 12 м;
 H' — мощность водоносного горизонта, равная 14,1 м.

Дебит трубчатого колодца

$$Q' = 1,366 \frac{K_1 M (2H' - M)}{\lg \frac{R''}{r''}} = 1,366 \frac{10 \cdot 6 (2 \cdot 14,5 - 6)}{\lg \frac{290}{0,1}} =$$

$$= 543 \text{ м}^3/\text{сутки} = 22,6 \text{ м}^3/\text{час},$$

где r'' — радиус колодца, равный 0,1 м.

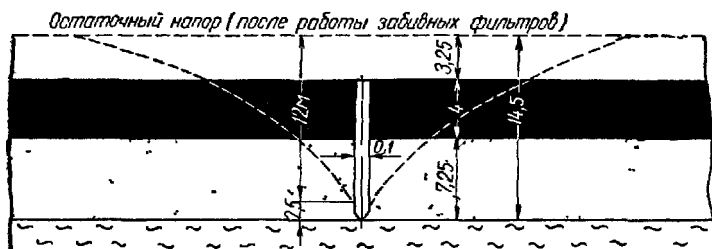


Рис. 6 Схема к расчету радиуса влияния трубчатого колодца

Расчет дебита взаимодействующих трубчатых колодцев в подугольных песках

Ввиду того, что радиус влияния колодца (290 м) меньше расстояния до крайних точек поля карьера (700 м), все поле делим на три равных участка (рис. 7) и для одного из них производим расчет

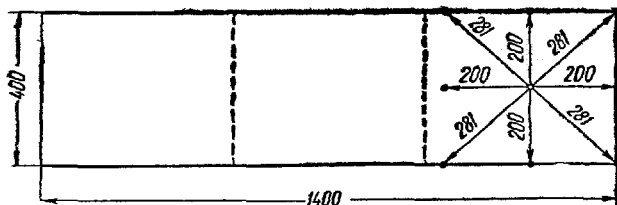


Рис. 7 Схема к расчету дебита взаимодействующих трубчатых колодцев

Максимально возможный приток из подугольного водоносного горизонта к расчетному участку равен

$$Q_{\text{п}} = \frac{2,73 K M S_2}{\lg R_0' - \lg x_{\text{ср}}} = \frac{2,73 \cdot 10 \cdot 6 \cdot 12}{2,87 - 2,12} =$$

$$= 2620 \text{ м}^3/\text{сутки} = 108 \text{ м}^3/\text{час},$$

где

$$R_0' = 500 + \sqrt{\frac{560\,000}{3 \cdot 3,14}} = 745 \text{ м};$$

$$\lg x_{\text{ср}} = \frac{1}{9} (4 \lg 200 + 4 \lg 281) = 2,12 \text{ (см. рис. 7)}.$$

Тогда приток в один колодец равен

$$q_k = \frac{Q_{\text{п}}}{n'} = \frac{108}{9} = 12 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Снижение пьезометрического уровня в центре установки трубчатых колодцев

$$y_{\Delta} = \Delta \left(1 - 0,22 \frac{l''}{R_0'} \right) \beta = 12 \left(1 - 0,22 \cdot \frac{200}{745} \right) 0,67 = 7,5,$$

где l'' — расстояние между колодцами;

$$\beta = \frac{1}{1 + \frac{l''}{R_0'} B} = \frac{1}{1 + \frac{200}{745} \cdot 1,84} = 0,67;$$

$$B = 0,733 \lg \frac{\sigma'}{\pi r''} = 0,733 \lg \frac{100}{3,14 \cdot 0,1} = 1,84.$$

Таким образом, в центре участка остается напор подугольных вод, считая от водоупора,

$$14,1 - 7,5 = 6,6 \text{ м}.$$

Другими словами, пьезометрический уровень в центре участка не будет достигать почвы пласта. Следовательно, принятая схема дренажно-осушительных устройств обеспечивает снижение напора подугольных вод.

9. Задача. Рассчитать дренажную систему на период эксплуатации карьера при веерном подвигании фронта работ.

У с л о в и е. Мощность водоносных горизонтов: а) надугольного 15 м; б) угольно-подугольного 70 м. Мощность угольного пласта 50 м. Коэффициент фильтрации: а) надугольного водоносного горизонта 1,46 м/сутки; б) угольно-подугольного водоносного горизонта (в том числе и пласта угля) 0,79 м/сутки. Протяженность фронта работ: а) вскрышного 2000 м; б) угольного 1800 м. Понижение уровня воды: а) надугольного водоносного горизонта 15 м; б) угольно-подугольного водоносного горизонта 50 м. Радиусы влияния: а) надугольного водоносного горизонта 160 м; б) угольно-подугольного 525 м. Коэффициент водоотдачи: а) надугольных глинистых песков 0,2; б) угля 0,02. Максимальное годовое подвигание фронта горных работ 80 м. Коэффициент подземного стока 0,1. Водоносная площадь карьера (по карте изогипс поверхности) 4,5 км².

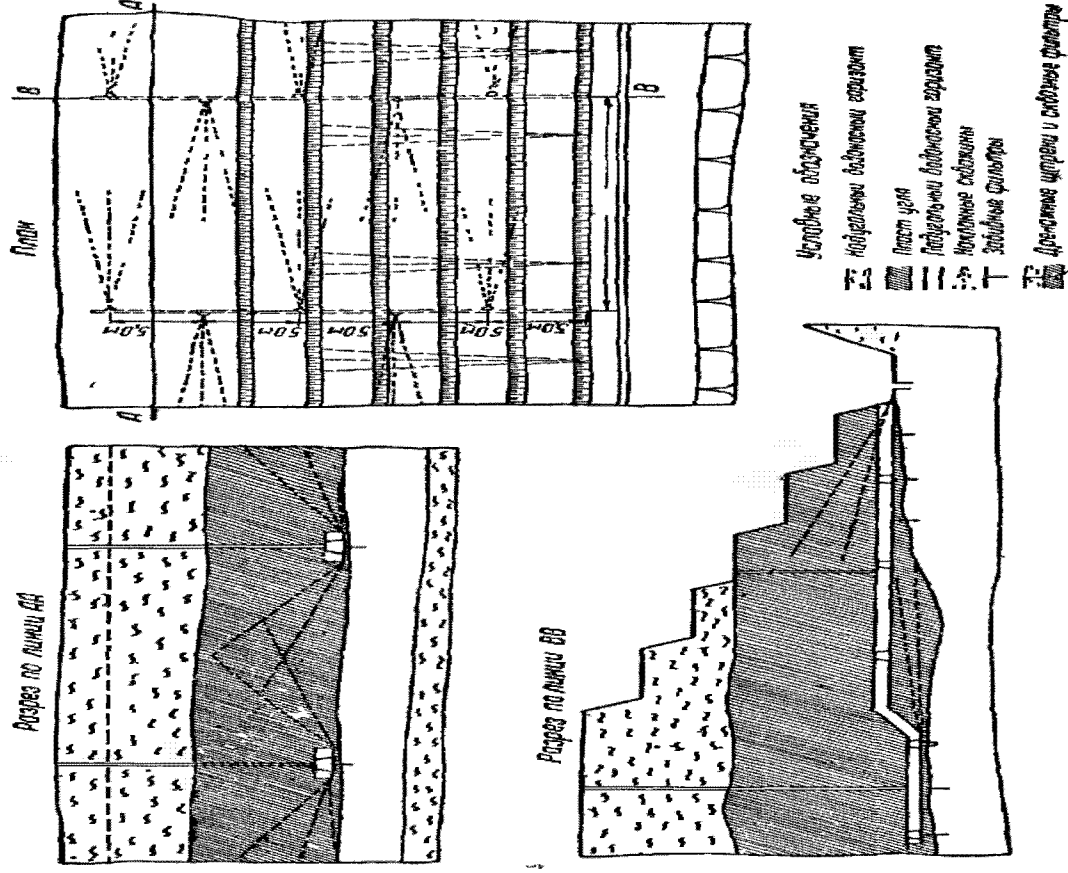


Рис. 8 Схема осушения карьерного поля в период эксплуатации

Осушение водоносных горизонтов осуществляется:

- 1) надугольного — сквозными фильтрами.
- 2) угольно-подугольного — дренажными штреками, горизонтальными скважинами, забивными фильтрами и дренажной канавой (рис. 8).

Указания для решения задачи

Подсчет статических запасов. Подсчет статических запасов производится отдельно для надугольного водоносного горизонта и для пласта угля. Статические запасы определяются по тем

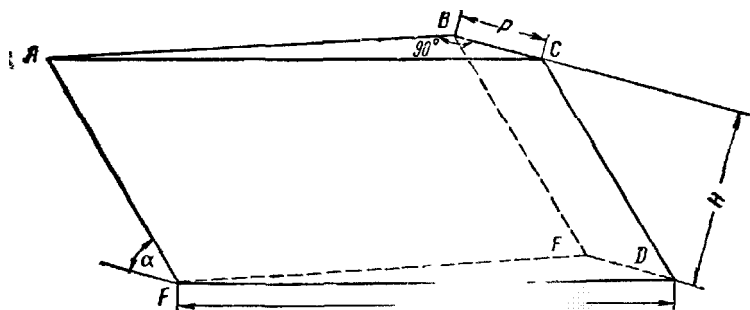


Рис 9 Схема к расчету объема осушаемых пород

объемам пород и угля, которые ограничены двумя плоскостями депрессионных кривых, образуемых по рабочему борту карьера в результате дренажа и находящихся на расстоянии, равном годовому подвиганию фронта работ

Объем надугольных глинистых песков (рис 9) равен

$$V_n = \frac{1}{2} P L H, \text{ м}^3.$$

Объем угля

$$V_y = \frac{1}{2} P L_1 H_1, \text{ м}^3,$$

где P — годовое подвигание фронта работ, м;

L и L_1 — средняя длина фронта работ соответственно породного и угольного, м

H и H_1 — соответственно мощность надугольных песков и угольного пласта м

Количество воды в этих объемах равно

$$W_n = \beta_1 V_n \quad W_y = \beta_2 V_y, \text{ м}^3,$$

где β_1 и β_2 — коэффициенты водоотдачи надугольных глинистых песков и угля

Приток за счет статических запасов составит

$$q_{\text{ст. песка}} = \frac{W_{\text{п}}}{T}; \quad q_{\text{ст. угля}} = \frac{W_{\text{у}}}{T}, \text{ м}^3/\text{час},$$

где T — время, в течение которого статические запасы должны быть сдвинуты, равное 8760 час.

Ответы:

$$q_{\text{ст. песка}} = 27,4 \text{ м}^3/\text{час};$$

$$q_{\text{ст. угля}} = 8,2 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Подсчет динамических притоков из надугольного водоносного горизонта. Притоки в карьер за счет осадков можно не учитывать, так как последние в основном будут приниматься дренажной канавой и испаряться

Приток за счет инфильтрации атмосферных осадков на водосборной площади определяется по формуле

$$q_{\text{атм}} = \frac{\varphi AF}{T}, \text{ м}^3/\text{час},$$

где φ — коэффициент подземного стока;

A — среднегодовая сумма осадков, равная 0,371 м;

F — водосборная площадь карьера, м².

Приток подземных вод из надугольного водоносного горизонта за счет областей дальнего питания

$$q'_{\text{лин}} = LK \frac{H^2 - h^2}{2R}, \text{ м}^3/\text{час},$$

где L — длина фронта работ, м;

K — коэффициент фильтрации для надугольного горизонта, м/час;

H — высота первоначального пьезометрического уровня, м;

h — глубина заполнения дрен водой ($h=0$), м;

R — радиус влияния надугольного водоносного горизонта, м.

Подсчет динамических притоков из угольно-подугольного водоносного горизонта

Расчет производится, как для несовершенного дрена с односторонним питанием (рис. 10), по формуле С. Ф. Аверьянова

$$q_{\text{лин. под}} = \frac{KST_{\alpha}L_{\alpha}}{R_1}, \text{ м}^3/\text{час},$$

где K — коэффициент фильтрации, м/час;

S — понижение пьезометрического уровня (равно мощности пласта), м;

T_{α} — мощность активной зоны водоносного горизонта;

$$T_a = \frac{5}{4} S, \text{ м};$$

R_1 — радиус влияния для угольно-подугольного горизонта, м;
 α — коэффициент несовершенства висячести;

$$\alpha = \frac{1}{1 + \frac{T_a}{R_1} \cdot A},$$

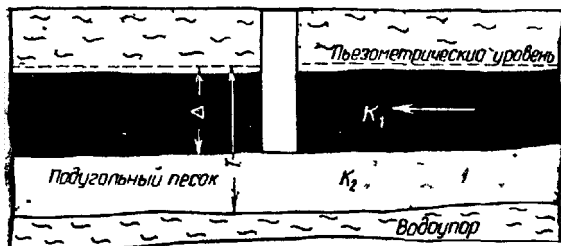


Рис 10 Схема к расчету динамических притоков из угольно-подугольного водоносного горизонта

где A — коэффициент висячести, определяется по таблице [4] в зависимости от соотношения

$$\frac{\Delta + b}{T_a}$$

где Δ — высота уровня воды в канаве, равная 0,5 м;
 b — половина ширины дна канавы, равная 1,0 м.

$$\text{При } \frac{\Delta + b}{T_a} = 0,025 \quad A = 2,07.$$

Расчет элементов дренажной системы

1. Расчет сквозных фильтров. Конструкция фильтра — труба диаметром 130 мм, перфорированная отверстиями 50×100 мм со скважинностью 20% и обсыпанная слоем в 50—70 мм гравия крупностью 25—30 мм

Расстояние между сквозными фильтрами и их взаимное расположение определяются конфигурацией осушаемого участка и временем, в течение которого этот участок должен быть осушен. Подсчет количества сквозных фильтров при такой зависимости производится следующим образом. Определяется время формирования депрессионной воронки, образуемой взаимодействующими сквозными фильтрами, устанавливается время про-

хождения их. Длительность первого и второго периодов должна соответствовать времени, в течение которого осушаемый участок будет выработан. При этом производится проверка обеспечения полного отбора динамических притоков данным количеством сквозных фильтров.

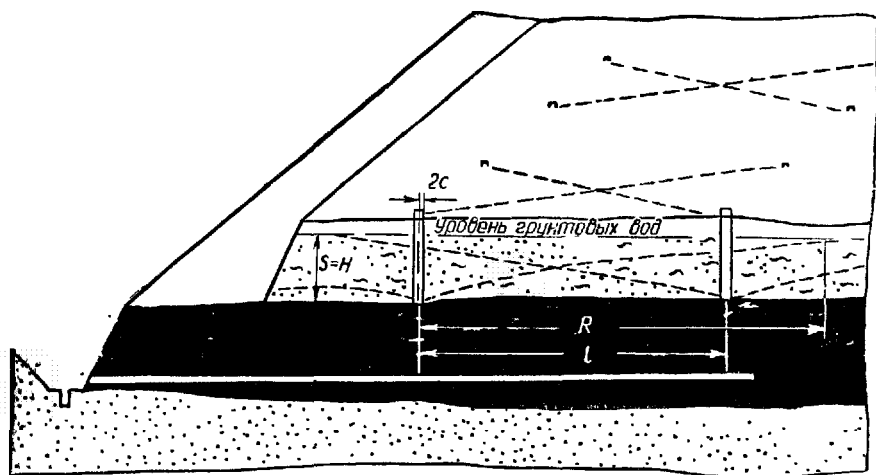


Рис. 11. Схема к определению количества сквозных фильтров в безнапорных водах

Время формирования депрессионной воронки определяется по формуле И. Козени

$$t = \frac{R^3}{12 \sqrt{\sum_n QK}}, \text{ час.},$$

где R — радиус влияния установки, м;

β — коэффициент водоотдачи;

$\sum Q$ — дебит взаимодействующих сквозных фильтров установки, м³;

K — коэффициент фильтрации, м/час.

Так как в этой формуле дебит неизвестен, то он сначала рассчитывается.

Для этого можно воспользоваться комбинированной формулой с поправкой М. Маскета для четырех взаимодействующих сквозных фильтров, работающих в безнапорных водах (рис. 11),

$$Q_{\text{ск. ф}} = \frac{1,37K(2H - S)S}{\lg \frac{R^2}{\sqrt{2} l^3 r_c}}, \text{ м}^3/\text{час.},$$

где K — коэффициент фильтрации, $м/час$;
 H — первоначальная высота уровня подземных вод, $м$;
 S — величина понижения уровня подземных вод, $м$;
 R — радиус влияния, $м$;
 l — расстояние между сквозными фильтрами, равное $100 м$;
 r_c — радиус сквозного фильтра, $м$.

Если считать, что фронт горных работ движется параллельно, то количество сквозных фильтров при расстоянии между ними в $100 м$ равно

$$n = 2 \left(\frac{2000}{100} - 1 \right) = 38 \text{ шт.}$$

Примечание. Минус единица означает, что крайние сквозные фильтры являются контурными, и они в расчет не включаются.

В связи с веерным подвиганием фронта работ участок фактически имеет форму треугольника и равен половине площади, временно принятой для расчета. Поэтому для осушения половины площади участка количество сквозных фильтров требуется в два раза меньшее, чем получено по расчету, т. е. 19. Тогда общий дебит сквозных фильтров составит

$$Q_{\text{общ}} = Q_{\text{ск. ф}} n, \text{ м}^3/\text{час.}$$

Проверим величину остаточного напора между сквозными фильтрами при расстоянии между ними в $100 м$ и влияние этого напора на горные работы.

Высота пониженного уровня в центре между четырьмя сквозными фильтрами определяется по формуле Форхгеймера

$$Q_{4 \text{ ск. ф}} = \frac{1,36K(H^2 - h^2)}{\lg R - \frac{1}{n} \lg x_1 x_2 x_3 x_4},$$

где $Q_{4 \text{ ск. ф}}$ — дебит четырех взаимодействующих сквозных фильтров, $м^3/\text{час}$;

K — коэффициент фильтрации, $м/час$;

R — радиус влияния установки, $280 м$;

$x_1; x_2; x_3; x_4$ — расстояние от центра установки до сквозных фильтров (рис. 12), равное $70 м$;

n — число взаимодействующих сквозных фильтров, равное 4;

h — высота пониженного уровня, $м$;

H — высота непониженного уровня, $15 м$.

$$h = H^2 - \frac{Q_{4 \text{ ск. ф}} \left(\lg R - \frac{1}{n} \lg x_1 \cdot x_2 \cdot x_3 \cdot x_4 \right)}{1,36K}, \text{ м.}$$

Определим высоту пониженного уровня h в центре между двумя сквозными фильтрами.

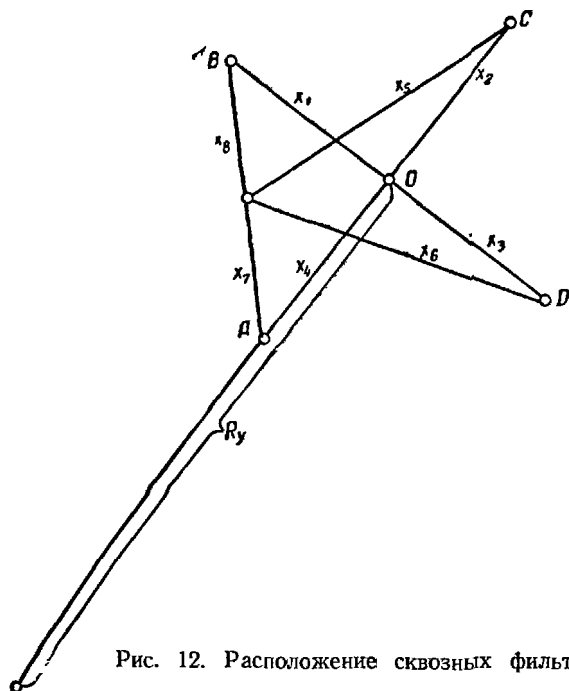


Рис. 12. Расположение сквозных фильтров

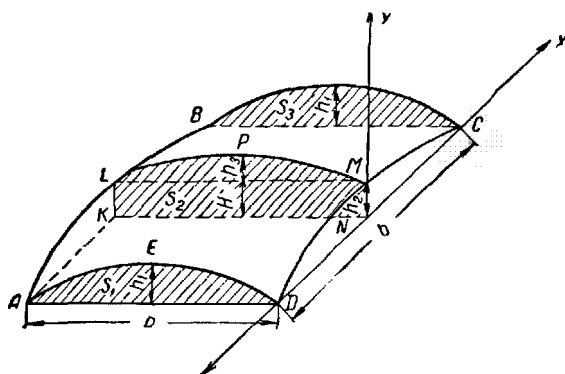


Рис. 13. Схема к расчету объема неосушенных песков

Объем неосушенных песков между четырьмя сквозными фильтрами, ограниченный параболической поверхностью

(рис. 13), можно определить по формуле Симпсона (приближенное вычисление определенных интегралов), принимающей для нашего случая следующий вид:

$$V = \int_{-\frac{b}{2}}^{\frac{b}{2}} S(x) dx \approx \frac{b}{3} \left(\frac{S_1 + S_3}{2} + 2S_2 \right), \text{ м}^3,$$

где V — объем, ограниченный параболической поверхностью и плоскостью, м^3 ;

b — расстояние между сквозными фильтрами, м ;

S_1, S_2, S_3 — площади крайних и среднего сечений, м^2 .

Площадь сечения AED — параболическая трапеция (см. рис. 13). Она равна

$$S_1 = S_3 = \frac{2}{3} ah_1, \text{ м}^2.$$

Площадь сечения $KLP MN(S_2)$ есть площадь прямоугольника $NLMN$ и площадь параболы LPM :

$$S_2 = h_2 a + \frac{2}{3} ah_3, \text{ м}^2.$$

Подставляя значения $S_1; S_2; S_3$ в формулу Симпсона, получим

$$V = \frac{ab}{3} \left(\frac{2}{3} h_1 + 2h_2 + \frac{4}{3} h_3 \right), \text{ м}^3.$$

Так как в нашем случае сквозные фильтры находятся на одинаковом расстоянии ($a=b$), то можем написать

$$V = \frac{a^2}{3} \left(\frac{8}{3} h_1 + \frac{4}{3} h_3 \right), \text{ м}^3,$$

где $h_1 = h_2$ — высота пониженного уровня между двумя сквозными фильтрами, м ;

$h_3 = h - h_1$ — разность пониженных уровней в центре между четырьмя сквозными фильтрами, м .

Ответы. $V = 46\,800 \text{ м}^3$.

Для всего участка объем неосушенных песков

$$V_{\text{общ. ост}} = \frac{1}{2} 10 \cdot 46\,800 = 234\,000 \text{ м}^3.$$

Количество воды в этом объеме

$$W_{\text{ост}} = \beta V_{\text{общ. ост}} = 0,2 \cdot 234\,000 = 46\,800 \text{ м}^3,$$

где β — коэффициент водоотдачи, равный 0,2.

Приток из водоносного слоя надугольного горизонта при подвигании фронта горных работ составит

$$q_{\text{ост}} = \frac{46\,800}{365 \cdot 24} = 5,3 \text{ м}^3/\text{час},$$

где $365 \cdot 24 = 8760$ час. — время, в течение которого этот слой будет выработан.

Если этот приток отнести на 1 пог. м фронта, то получим

$$q'_{\text{ост}} = \frac{5,3}{2000} = 0,0027 \text{ м}^3/\text{час} \text{ или } 2,7 \text{ л/час}.$$

Такой приток надо считать незначительным, и им можно пренебречь, если учесть, что надугольный горизонт дренируется открытыми выработками.

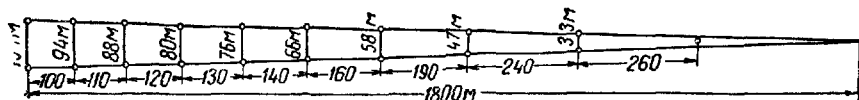


Рис. 14. Схема расположения сквозных фильтров

При $Q_{4 \text{ ск ф}}$ время формирования депрессионной воронки, по И. Козени, составит

$$t = \frac{R \cdot \beta}{12 \sqrt{\frac{\sum Q_K}{n}}}, \text{ час.}$$

Принимая время на прохождение сквозных фильтров равным 90 суткам, получим, что для осушения площади участка, вырабатываемой карьером за 1 год и 3 месяца, потребуется около 1 года.

Так как у границы карьера скорость подвигания фронта горных работ будет наибольшая, то и приток здесь будет максимальным. Для повышения эффективности водозабора сквозные фильтры располагаются по принципу осушения каждым сквозным фильтром равновеликой площади, т. е. чаще у границы карьера и реже у поворотного пункта. Схема размещения сквозных фильтров показана на рис. 14.

Количество сквозных фильтров, проходимых в год, будет равно

$$n = \frac{1}{2} 19 \cdot \frac{4}{5} = 7,5 \approx 8,$$

где $-\frac{4}{5}$ — множитель, учитывающий разницу между осушаемой площадью и площадью, вырабатываемой разрезом за год;

$\frac{1}{2}$ — множитель, учитывающий, что каждый фильтр работает 2 года.

2. Расчет дренажных штреков. Расчет производится из условия, что снижение уровня грунтовых вод на всю мощность пласта осуществляется штреками.

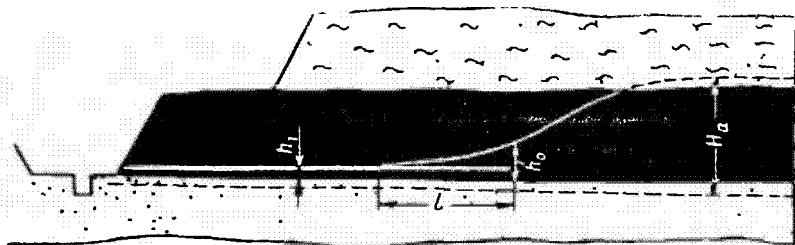


Рис. 15. Схема к расчету дренажных штреков

Расстояние между штреками определяется по формуле В. С. Козлова [7], учитывающей водозабор статических и динамических вод (рис. 15),

$$K(Mh_0^2 - Nh_1^2) = S \sqrt{\frac{\beta K}{3t_1} (H^3 - 3Hh_0^2 + 2h_0^3)} + \frac{\beta S^2 C (H - h_0)}{t_1},$$

где K — коэффициент фильтрации угля и подугольных песков равный 7,8 м/сутки;

M, N, C — коэффициенты, зависящие от соотношения $\frac{l}{S}$, принимаются по таблице [7];

l — длина штрека, равная 100 м;

S — половина расстояния между штреками, м;

h_0 — высота понижения уровня у начала штрека (принимаемая по условию), равная 12 м;

h_1 — высота заложения штрека над подошвой пласта плюс приведенный диаметр штрека:

$$h_1 = b + d; \quad d_1 = 2 \sqrt{\frac{F}{\pi}} = 2 \sqrt{\frac{3,2}{3,14}} = 2 \text{ м},$$

где F — сечение штрека, равное 3,2 м²;

$$h_1 = 1 + 2 = 3 \text{ м};$$

β — коэффициент водоотдачи, равный 0,02;
 H — мощность активной зоны водоносного горизонта, м;

$$H = H_a = \frac{5}{4} \Delta = \frac{5}{4} \cdot 48 = 60 \text{ м},$$

где Δ — величина понижения уровня, м;
 t_1 — время, в течение которого должно быть произведено понижение, равное 365 дням.

Данное уравнение в явном виде относительно S не решается, так как коэффициенты M , N , C зависят от соотношения $\frac{l}{S}$, т. е. от искомой величины. Поэтому решение производится графическим методом, для чего вводятся следующие обозначения:

$$\varphi(S) = K(Mh_0^2 - Nh_1^2); \quad (1)$$

$$\psi(S) = S \sqrt{\frac{\beta K}{3t_1} (H_a^3 - 3H_a h_0^2 + 2h_0^3)} + \frac{\beta S^2 C (H_a - h_0)}{t_1}. \quad (2)$$

Задаются несколькими значениями S , например S равно 20, 33, 40, 50 и 67 м.

Для каждого значения S находим отношение $\frac{l}{S}$ и по таблице

[7] определяем коэффициенты M , N , C .

Подставляя числовые значения, получим из уравнения (1):

$$\varphi(S_1) = 0,0000091 (1,11 \cdot 144 - 2,91 \cdot 9) = 0,00127;$$

$$\varphi(S_2) = 0,0000091 (1,12 \cdot 144 - 2,9 \cdot 9) = 0,001227;$$

$$\varphi(S_3) = 0,0000091 (1,13 \cdot 144 - 2,88 \cdot 9) = 0,001238;$$

$$\varphi(S_4) = 0,0000091 (1,15 \cdot 144 - 2,84 \cdot 9) = 0,001268;$$

$$\varphi(S_5) = 0,0000091 (1,21 \cdot 144 - 2,76 \cdot 9) = 0,001356.$$

Из уравнения (2):

$$\psi(S) = 50,0000187 + S^2 C 0,00000003;$$

$$\psi(S_1) = 20 \cdot 0,0000187 + 400 \cdot 1,81 \cdot 0,00000003 = 0,000384;$$

$$\psi(S_2) = 33 \cdot 0,0000187 + 1089 \cdot 1,58 \cdot 0,00000003 = 0,000661;$$

$$\psi(S_3) = 40 \cdot 0,0000187 + 1600 \cdot 1,48 \cdot 0,00000003 = 0,00082;$$

$$\psi(S_4) = 50 \cdot 0,0000187 + 2500 \cdot 1,33 \cdot 0,00000003 = 0,001036;$$

$$\psi(S_5) = 67 \cdot 0,0000187 + 4489 \cdot 1,25 \cdot 0,00000003 = 0,00142.$$

Результаты вычислений сводим в табл. 3.

Для определения искомого значения S строим график, откладывая значения S по оси абсцисс, а числовые значения $\varphi(S)$ и $\psi(S)$ по оси ординат (рис. 16).

Таблица 3

$S, м$	20	33	40	50	67
$l, м$	100	100	100	100	100
$\frac{l}{S}$	5	3	2,5	2,0	1,5
$\varphi(S)$	0,001217	0,001227	0,001238	0,001268	0,001356
$\psi(S)$	0,000384	0,000661	0,00082	0,001036	0,00142

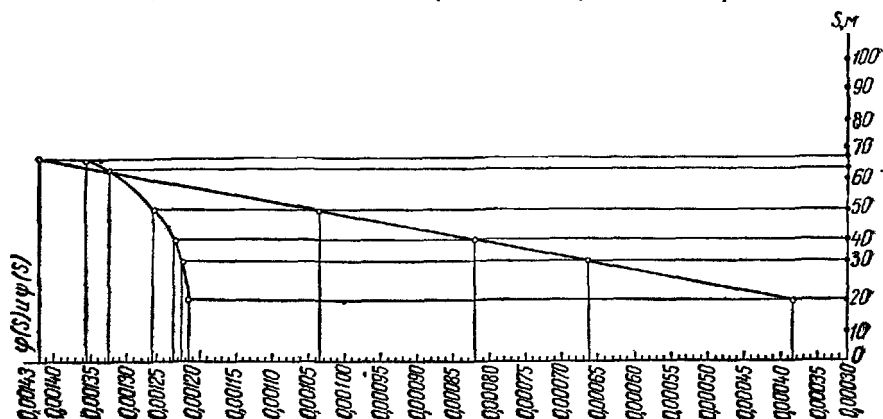


Рис. 16. График к определению расстояния между штреками

Из графика видно, что линии $\varphi(S)$ и $\psi(S)$ пересекаются. Проекция точки пересечения этих линий на ось абсцисс дает значение $S = 63 м$. Тогда искомое расстояние между штреками равно

$$E = 2S = 2 \cdot 63 = 126 м.$$

Определим средний приток воды на 100 пог. м штрека, используя для этого следующие формулы:

$$Q_{i \max} = KA (H_a^2 + h_1^2);$$

$$Q'_{i \max} = KA (h_0^2 + h_1^2),$$

где K — коэффициент фильтрации, равный 0,327 м/час;

A — коэффициент, зависящий от отношения $\frac{l}{S}$ и определяемый по таблице [7]:

$$\text{для } \frac{l}{S} = \frac{100}{63} \quad A = 1,012;$$

H_a — мощность активной зоны водоносного горизонта, равная 60 м;

h_0 — высота пониженного уровня у начала штрека, равная 12 м;

h_1 — высота заложения штрека над подошвой угля плюс приведенный диаметр штрека, равная 3 м.

$$Q_{l \max} = 0,327 \cdot 1,012 (60^2 - 3^2) = 119 \text{ м}^3/\text{час};$$

$$Q_{l' \max} = 0,327 \cdot 1,012 (12^2 - 3^2) = 4,3 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Среднее значение расхода на 1 пог. м штрека

$$Q_{\text{ср}} = \frac{119 + 4,3}{2 \cdot 100} = 0,61 \text{ м}^3/\text{час}.$$

При длине угольного фронта 1800 м и расстоянии между штреками 126 м количество их равно

$$n = \frac{1800}{126} = 14,3 \text{ шт.}$$

Учитывая, что, кроме дренажных штреков, для осушения пласта угля предусматривается также прохождение забивных фильтров и наклонных скважин, которые будут способствовать интенсификации осушения, количество дренажных штреков принимается несколько меньшим, равным числу сквозных фильтров, находящихся в одном ряду, т. е. 10.

Общая протяженность дренажных штреков составит 652 м. При этом можно будет дренировать следующее количество воды:

$$Q_{\text{общ}} = 652 \cdot 0,61 = 398 \text{ м}^3/\text{час}.$$

3. Расчет дренажной водосборной канавы и водосборника

Дренажная канава шириной 1 м и глубиной до 3 м проходится канавокопателем по обнаженным подугольным пескам. Канава крепится специальными деревянными щитами размером $1,2 \times 1,4$ м. В местах, где скорость воды значительна, дно ее также укрепляется.

Важным условием для успешного проведения дренажной канавы является наличие благоприятного профиля подошвы пласта. В тех случаях, когда профиль подошвы пласта сложный и пройти дренажную канаву на всю длину карьера не удастся, устраиваются перекачные колодцы.

С продвижением фронта работ через каждые 100—80 м проходится новая дренажная канава.

При сроке службы канавы, равном 1 году, радиус влияния ее можно определить по формуле И. П. Кусакина [6] для конечного периода работы дренажного устройства

$$R = 47 \sqrt{\frac{6HK\Gamma}{\mu}}, \text{ м,}$$

где H — глубина канавы, равная 3 м;

K — коэффициент фильтрации, равный 0,327 м/час;

Γ — срок службы канавы, равный 8760 час.;

μ — коэффициент водоотдачи для подугольных песков, равный 0,15.

$$R = 47 \sqrt{\frac{6 \cdot 3 \cdot 0,327 \cdot 8760}{0,15}} = 150 \text{ м.}$$

При таком радиусе влияния подугольные пески будут осушаться и под откосом отвала, и под нижним угольным уступом, что имеет большое значение.

Водосборник представляет собой четыре забетонированных отстойника размером $20 \times 10 \times 5$ м и расположенных попарно. Два отстойника находятся в работе и два в резерве или на очистке. Вода, попадая из дренажной канавы в первый отстойник, осветляется и затем стекает в зумпф. Из зумпфа вода насосами подается в нагорную канаву и по ней отводится за пределы карьера. Отстойники по мере заиливания чистятся грейферным экскаватором.

Литература к главе I

1. Абрамов С. К. Разработка методов расчета взаимодействующих скважин. Углетехиздат, 1948.
2. Абрамов С. К. Гидрогеологические расчеты притока воды в котлованы и искусственного понижения уровня грунтовых вод. Углетехиздат, 1952.
3. Абрамов С. К. Гидрогеологические расчеты дренажей на участках, защищаемых от подтопления. Углетехиздат, 1951.
4. Аверьянов С. Ф. Расчет осушительного действия глубоких дренажей. Научные записки Московского гидромелиоративного института им. В. Р. Вильямса, вып. 15, 1948.
5. Булдей В. Р. Новые схемы осушения буроугольных месторождений. Углетехиздат, 1951.
6. Кусакин И. П. Искусственное понижение уровня грунтовых вод. ОНТИ, 1935.
7. Козлов В. С. Расчет дренажных сооружений. Стройиздат, 1940.
8. Справочник по строительству угольных карьеров. Под редакцией Шешко Е. Ф. Углетехиздат, 1952.
9. Сыроватко М. В. Методика расчета притоков подземных вод к горным выработкам. Изд. АН УзССР, 1950.
10. Плотников Н. И., Сыроватко М. В., Щеголев Д. И. Подземные воды рудных месторождений. Metallургиздат, 1957.

Глава II

УСТОЙЧИВОСТЬ ОТКОСОВ

Методы расчета устойчивости необводненных откосов связанных горных пород (углов откоса) можно разделить на четыре группы: 1) при плоской поверхности скольжения [5, 7, 14, 15], 2) при цилиндрической поверхности скольжения [13, 16], 3) при сложной поверхности скольжения [1, 3, 5, 9, 10, 12], 4) расчет по так называемым углам сдвига без определения формы и положения поверхности скольжения [6].

Методы расчета при плоской и цилиндрической поверхностях скольжения применяются при откосах, сложенных однородными или близкими по своим геотехническим показателям породами.

Методы расчета углов откоса при сложной поверхности скольжения учитывают наслоение, трещиноватость и дизъюнктивные нарушения пород.

При определении устойчивости откосов необходимо знать показатели физико-механических свойств пород, которые могут быть подразделены на сравнительные и расчетные.

Сравнительные показатели в расчетах не участвуют, но широко используются в качестве классификационных признаков, а также для оценки однородности пород, выяснения причин и закономерностей изменения расчетных показателей пород и для их приближенного определения. К основным сравнительным показателям свойств относятся: гранулометрический (зерновой) состав породы, влажность, пределы пластичности, пористость, степень плотности.

К числу расчетных показателей относятся: объемный вес γ в t/m^3 ; угол внутреннего трения ρ в градусах; сцепление K в kg/cm^2 или t/m^2 .

§ 1. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ ПРИ СХЕМЕ С ПЛОСКИМИ ПОВЕРХНОСТЯМИ СКОЛЬЖЕНИЯ

10. Пример. Верхний уступ нерабочего борта карьера имеет высоту $h = 20$ м. Требуется определить устойчивый угол откоса уступа.

У с л о в и е. Сцепление пород уступа $K' = 2,1$ t/m^2 ; объемный вес породы $\gamma = 1,8$ t/m^3 ; угол внутреннего трения $\rho' = 22^\circ$; коэффициент запаса устойчивости $\eta = 2$.

Р е ш е н и е. Устойчивый угол откоса α определяем из уравнения П. М. Цимбаревича [15]

$$h = \frac{\frac{2K'}{\gamma} \sin \alpha \cos \rho}{\sin^2 \frac{\alpha - \rho}{2}}.$$

Введя коэффициент запаса в исходные данные, получаем расчетные значения характеристик пород:

$$K = \frac{K'}{\eta} = \frac{2,1}{2} = 1,05 \text{ т/м}^2;$$

$$\rho = \arctg \frac{\tg \rho'}{\eta} = \arctg \frac{\tg 22^\circ}{2} = 11^\circ 30';$$

$$20 = \frac{2 \frac{10,5}{1,8} \sin \alpha \cos 11^\circ 30'}{\sin 2 \frac{\alpha - 11^\circ 30'}{2}}.$$

Отсюда $\alpha = 32^\circ$.

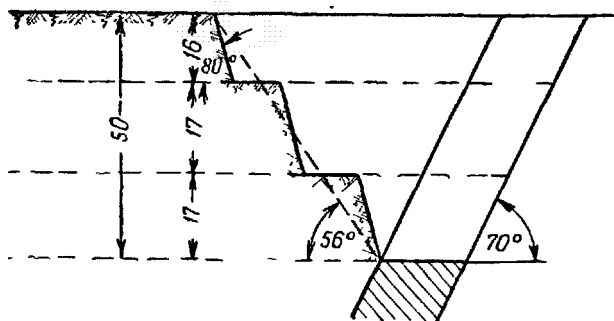


Рис. 17. Схема к определению устойчивого угла откоса борта карьера при однородных породах

11. **Задача.** Для условий примера 10 требуется определить устойчивый угол откоса при высоте уступа $h = 10 \text{ м}$.

12. **Пример.** Крутая залежь руды отрабатывается до глубины $H = 50 \text{ м}$ (рис. 17). Необходимо определить угол откоса рабочего борта карьера, сложенного однородными породами, на момент погашения, высоту уступа при угле его откоса $\alpha_1 = 80^\circ$ и число уступов n .

Условие. Объемный вес породы $\gamma = 2 \text{ т/м}^3$; сцепление $K' = 8 \text{ т/м}^2$; угол внутреннего трения $\rho' = 45^\circ$; коэффициент запаса $\eta = 2$.

Решение. Определяем расчетные значения характеристик:

$$K = \frac{K'}{\eta} = \frac{8}{2} = 4 \text{ т/м}^2;$$

$$\rho = \arctg \frac{\tg \rho'}{\eta} = \arctg \frac{\tg 45^\circ}{2} = 27^\circ.$$

Устойчивый угол откоса нерабочего борта получим из уравнения П. М. Цимбаревича [15]

$$H = \frac{2 \frac{K}{\gamma} \sin \alpha \cos \rho}{\sin^2 \frac{\alpha - \rho}{2}} = 50 = \frac{2 \frac{8}{2} \cdot \sin \alpha \cos 27^\circ}{\sin^2 \frac{\alpha - 27^\circ}{2}}.$$

Отсюда $\alpha = 56^\circ$.

Высота каждого уступа будет равна

$$h = \frac{2 \frac{4}{2} \sin 80^\circ \cos 27^\circ}{\sin^2 \frac{80^\circ - 27^\circ}{2}} = 17,5 \text{ м}$$

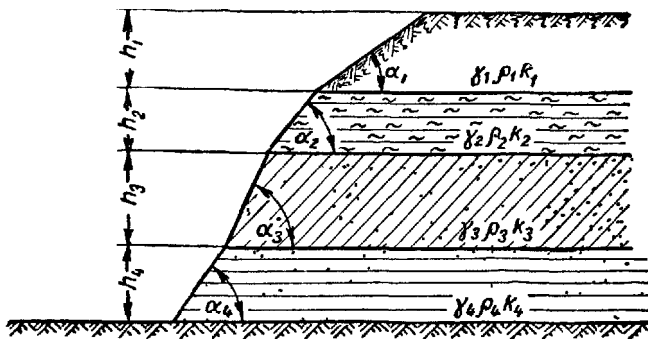


Рис 18 Схема к определению откоса борта карьера при горизонтально-залегающих разных породах

Число уступов

$$n = \frac{H}{h} = \frac{50}{17,5} \approx 3.$$

13. Задача. Наклонный пласт угля отрабатывается до глубины $H = 65 \text{ м}$. Требуется определить угол откоса рабочего борта карьера, сложенного однородными породами, на момент его погашения.

Условие Объемный вес породы $\gamma = 1,8 \text{ т/м}^3$; сцепление $K' = 5 \text{ т/м}^2$; угол внутреннего трения $\rho' = 26^\circ$, коэффициент запаса $\eta = 2$

14 Пример. Нерабочий борт карьера состоит из четырех горизонтальных слоев неоднородных пород (рис 18). Определить очертание устойчивого откоса борта карьера по методу П. М. Цимбаревича [15] при коэффициенте запаса $\eta = 2$.

Условие

Номер слоя	1	2	3	4
Вертикальная мощность h , м . . .	15	10	20	15
Объемный вес породы γ' , т/м^3 . . .	1,5	2,0	2,4	2,2

Угол внутреннего трения ρ' , град.	40	45	45	45
Сцепление K' , m/m^2	0,15	8,0	30,0	18,0
Расчетный угол внутреннего трения ρ , град.	23	27	27	27
Расчетное сцепление K , m/m^2	0,15	4,0	15,0	9,0

Решение.

1. Угол откоса для первого слоя

$$h_1 = \frac{2 \frac{K_1}{\gamma_1} \sin \alpha_1 \cos \rho_1}{\sin^2 \frac{\alpha_1 - \rho_1}{2}}, \quad 15 = \frac{2 \frac{0,15}{1,5} \sin \alpha_1 \cos 23^\circ}{\sin^2 \frac{\alpha_1 - 23^\circ}{2}}.$$

Отсюда $\alpha_1 = 32^\circ$,

где

$$\rho_1 = \arctg \frac{\lg \rho_1}{\gamma_1} = \arctg \frac{\lg 40^\circ}{2} = 23^\circ.$$

2. Угол откоса для второго слоя

$$h_2 = \frac{2 \frac{K_2}{\gamma_2} \sin \alpha_2 \cos \rho_2}{\sin^2 \frac{\alpha_2 - \rho_2}{2}} - 2 \frac{\gamma_1}{\gamma_2} h_1;$$

$$10 = \frac{2 \frac{4}{2} \sin \alpha_2 \cos 27^\circ}{\sin^2 \frac{\alpha_2 - 27^\circ}{2}} - 2 \frac{1,5}{2,0} \cdot 15.$$

Отсюда $\alpha_2 = 64^\circ$,

где

$$\rho_2 = \arctg \frac{\lg \rho_2}{\gamma_1} = \arctg \frac{\lg 45^\circ}{2} = 27^\circ.$$

3. Угол откоса для третьего слоя

$$h_3 = \frac{2 \frac{K_3}{\gamma_3} \sin \alpha_3 \cos \rho_3}{\sin^2 \frac{\alpha_3 - \rho_3}{2}} - 2 \left(\frac{\gamma_1}{\gamma_3} h_1 + \frac{\gamma_2}{\gamma_3} h_2 \right);$$

$$20 = \frac{2 \frac{15}{2,4} \sin \alpha_3 \cos 27^\circ}{\sin^2 \frac{\alpha_3 - 27^\circ}{2}} - 2 \left(\frac{1,5}{2,4} \cdot 15 + \frac{2,0}{2,4} \cdot 10 \right),$$

где

$$\rho_3 = \rho_2 = 27^\circ.$$

Отсюда $\alpha_3 = 79^\circ$.

4. Угол откоса для четвертого слоя

$$h_4 = \frac{2 \frac{K_4}{\gamma_4} \sin \alpha_4 \cos \rho_4}{\sin^2 \frac{\alpha_4 - \rho_4}{2}} - 2 \left(\frac{\gamma_1}{\gamma_4} h_1 + \frac{\gamma_2}{\gamma_4} h_2 + \frac{\gamma_3}{\gamma_4} h_3 \right);$$

$$15 = \frac{2 \frac{9}{2,2} \sin \alpha_4 \cos 27^\circ}{\sin^2 \frac{\alpha_4 - 27^\circ}{2}} - 2 \left(\frac{1,5}{2,2} \cdot 15 + \frac{2,5}{2,2} \cdot 10 + \frac{2,4}{2,2} \cdot 20 \right),$$

где $\rho_4 = \rho_2 = 27^\circ$.

Отсюда $\alpha_4 = 56^\circ$.

15. Задача. Нерабочий борт карьера состоит из трех горизонтальных слоев неоднородных пород. Вычертить в масштабе очертание устойчивого откоса борта карьера.

Номер слоя	1	2	3
Вертикальная мощность h , м	18	15	17
Объемный вес γ , $т/м^3$	1,8	2,2	2,4
Угол внутреннего трения ρ' , град.	40	43	48
Сцепление K' , $т/м^2$	0,8	18	26
Коэффициент запаса		$\eta = 2$	

16. Пример. Рудное тело горизонтальной мощностью $m = 100$ м имеет крутое падение и залегает в однородных породах. Определить угол откоса бортов карьера и его глубину.

Условие. Свойства вмещающих пород: угол внутреннего трения $\rho' = 45^\circ$, сцепление $K' = 25$ $т/м^2$, объемный вес породы $\gamma = 2,5$ $т/м^3$. Коэффициент запаса устойчивости $\eta = 2$. Коэффициент вскрыши $n = 5$.

Решение. 1. Угол откоса борта карьера по формуле С. Л. Иофина [4]

$$\begin{aligned} \beta &= \arctg \frac{\left(\frac{8K}{mn\gamma} + 1 \right) \sin \rho + \sqrt{\left(\frac{8K}{mn\gamma} + 1 \right)^2 - 1}}{\cos \rho} = \\ &= \arctg \frac{\left(\frac{8 \cdot 12,5}{100 \cdot 5 \cdot 2,5} + 1 \right) \sin 27^\circ + \sqrt{\left(\frac{8 \cdot 12,5}{100 \cdot 5 \cdot 2,5} + 1 \right)^2 - 1}}{\cos 27^\circ} = \\ &= \arctg 1,01; \\ \beta &= 45^\circ, \end{aligned}$$

где

$$\rho = \arctg \frac{\lg \rho'}{\eta} = \arctg \frac{\lg 45^\circ}{2} = 27^\circ;$$

$$K = \frac{K'}{\eta} = \frac{25}{2} = 12,5 \text{ } т/м^2.$$

2. Глубина карьера по формуле Б. П. Боголюбова [2]

$$H = 0,5mn \lg \beta = 0,5 \cdot 100 \cdot 5 \lg 45^\circ = 250 \text{ м.}$$

17. Задача. Рудная залежь с горизонтальной мощностью $m = 80$ м имеет крутое падение и залегает в однородных породах.

Требуется определить угол откоса бортов карьера по формуле С. Л. Иофина и его глубину по формуле Б. П. Боголюбова.

Условие. Свойства вмещающих пород: угол внутреннего трения $\rho' = 48^\circ$, сцепление $K' = 30 \text{ т/м}^2$, $\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3$. Коэффициент запаса устойчивости $\eta = 1,8$. Коэффициент вскрыши $n = 6$.

18. Пример. Определить углы откосов бортов карьера и глубину разработки железорудного месторождения при горизонтальной мощности рудного тела $m = 32 \text{ м}$ и коэффициенте вскрыши $n = 2$.

Условие. Висячий бок сложен джеспилитами (коэффициент крепости по проф. М. М. Протодьяконову $f = 10$) и гидрогематитовыми роговиками с кристаллами мартита ($f = 8$). Объемный вес породы висячего бока $\gamma_b = 2,6 \text{ т/м}^3$, сцепление пород висячего бока $K_b' = 30 \text{ т/м}^2$, угол внутреннего трения $\rho_b' = 45^\circ$, коэффициент запаса устойчивости борта $\eta_b = 2$.

Лежащий бок сложен джеспилитами ($f = 10$), гидрогематитовыми роговиками ($f = 8$) и хлорито-аспидными сланцами ($f = 6-8$).

Объемный вес пород лежачего бока $\gamma_n = 2,6 \text{ т/м}^3$, сцепление пород лежачего бока $K_n' = 30 \text{ т/м}^2$, угол внутреннего трения пород лежачего бока $\rho_n' = 45^\circ$.

Как видно из условия, вмещающие породы являются одинаковыми, но устойчивость борта лежачего бока ослаблена напластованиями, направленными в сторону карьера, и наличием пропластков хлорито-аспидных сланцев. Вследствие этого для борта лежачего бока принимаем коэффициент запаса устойчивости $\eta_n = 3$.

Решение. 1. Угол наклона борта у лежачего бока определяем по формуле С. Л. Иофина [4]

$$\beta_n = \arctg \frac{\left(\frac{8K_n}{mn\gamma_n} + 1 \right) \sin \rho_n + \sqrt{\left(\frac{8K_n}{mn\gamma_n} + 1 \right)^2 - 1}}{\cos \rho_n} =$$

$$= \arctg \frac{\left(\frac{8 \cdot 10}{32 \cdot 3,5 \cdot 2,6} + 1 \right) \sin 18^\circ + \sqrt{\left(\frac{8 \cdot 10}{32 \cdot 3,5 \cdot 2,6} + 1 \right)^2 - 1}}{0,95} = \arctg 1,24;$$

$$\beta_n = 51^\circ,$$

где

$$K_n = \frac{K_n'}{\eta_n} = \frac{30}{3} = 10 \text{ т/м}^2;$$

$$\rho_1 = \arctg \frac{\tg 45^\circ}{3} = 18^\circ.$$

2. Глубина карьера по формуле Б. П. Боголюбова [2]

$$H = 0,5 mn \operatorname{tg} \beta_n = 0,5 \cdot 32 \cdot 3,5 \operatorname{tg} 51^\circ = 70 \text{ м.}$$

3. Угол наклона борта у висячего бока определяем по формуле С. Л. Иофина (4)

$$\begin{aligned} \beta_B &= \arcsin \frac{\left(\frac{4K_B}{H\gamma_B} + \operatorname{tg} \rho_B \right) \sec \rho_B}{\left(\frac{4K_B}{H\gamma_B} + \operatorname{tg} \rho_B \right)^2 + 1} + \\ &+ \frac{\sqrt{\left(\frac{4K_B}{H\gamma_B} + \operatorname{tg} \rho \right)^2 \sec^2 \rho_B - \left[\left(\frac{4K_B}{H\gamma_B} + \operatorname{tg} \rho_B \right)^2 + 1 \right] (\sec^2 \rho_B - 1)}}{\left(\frac{4K_B}{H\gamma_B} + \operatorname{tg} \rho_B \right)^2 + 1} = \\ &= \arcsin \frac{\left(\frac{4 \cdot 15}{70 \cdot 2,6} + \operatorname{tg} 27^\circ \right) \sec 27^\circ}{\left(\frac{4 \cdot 15}{70 \cdot 2,6} + \operatorname{tg} 27^\circ \right)^2 + 1} + \\ &+ \frac{\sqrt{\left(\frac{4 \cdot 15}{70 \cdot 2,6} + \operatorname{tg} 27^\circ \right)^2 \sec^2 27^\circ - \left[\left(\frac{4 \cdot 15}{70 \cdot 2,6} + \operatorname{tg} 27^\circ \right)^2 + 1 \right] (\sec^2 27^\circ - 1)}}{\left(\frac{4 \cdot 15}{70 \cdot 2,6} + \operatorname{tg} 27^\circ \right)^2 + 1} = \\ &= \arcsin 0,9; \\ \beta &= 64^\circ. \end{aligned}$$

Здесь

$$K_B = \frac{K'_B}{\gamma_B} = \frac{30}{2} = 15 \text{ м/м}^2;$$

$$\rho_B = \operatorname{arctg} \frac{\operatorname{tg} \rho'_B}{\gamma_B} = \operatorname{arctg} \frac{\operatorname{tg} 45^\circ}{2} = 27^\circ.$$

19. Пример. Рабочий уступ сложен лёссовидными и красно-бурыми суглинками. Подошва уступа представлена более крепкими породами. Требуется определить ширину основания призмы обрушения (рис. 19) при работе многочерпакового экскаватора с нижним черпанием по Л. Е. Родионову [8].

Условие. Свойства пород: сцепление $K = 5,0 \text{ м/м}^2$, угол внутреннего трения $\rho = 25^\circ$, объемный вес $\gamma = 1,6 \text{ т/м}^3$, угол откоса $\alpha_{\max} = 75^\circ$. Максимальная глубина черпания многочерпаковым экскаватором $H_q = 12 \text{ м}$, максимальное давление экскаватора на грунт $p = 2 \text{ кг/см}^2$.

Решение. Ширина основания призмы обрушения (расстояние от черпачной рамы цепи до крайнего рельса подэкскаваторных путей)

$$l = H_{\text{ч}} \frac{\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \beta} = 12 \frac{\operatorname{tg} 75^\circ - \operatorname{tg} 62^\circ}{\operatorname{tg} 75^\circ \cdot \operatorname{tg} 62^\circ} = 2,6 \text{ м},$$

где β — угол устойчивого откоса уступа;

$$\beta = \operatorname{arctg} [1,47 (\xi - f)] = \operatorname{arctg} [1,47 (0,75 - 2,05)] = 62^\circ,$$

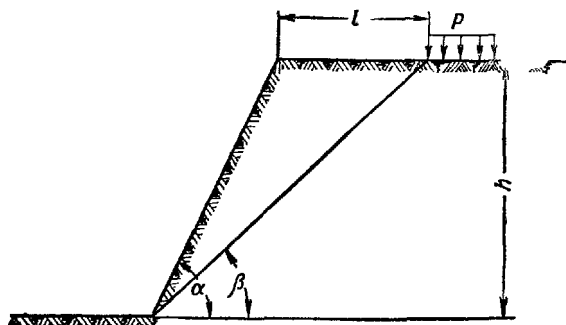


Рис. 19. Схема к определению ширины призмы обрушения при работе многочерпакового экскаватора нижнего черпания

где

$$\xi = \frac{\pi}{2} - \frac{1}{e^m} = \frac{3,14}{2} - \frac{1}{(2,72)^{0,204}} = 0,75;$$

$$m = \frac{H_{\text{ч}} \operatorname{ctg} \alpha (1 - \sin \rho) \gamma}{2K (1 + \sin \rho)} = \frac{12 \operatorname{ctg} 75^\circ (1 - \sin 25^\circ) 1,6}{2 \cdot 5 (1 + \sin 25^\circ)} = 0,204;$$

$$f = \frac{\pi}{2} + \operatorname{tg} \rho = \frac{3,14}{2} + \operatorname{tg} 25^\circ = 2,05.$$

20. Задача. Рабочий уступ, обрабатываемый многочерпаковым экскаватором нижнего черпания, состоит из красно-бурого и неогенового суглинка. Определить ширину основания призмы обрушения.

Условие. Свойства пород: сцепление $K = 7 \text{ т/м}^2$, угол внутреннего трения $\rho = 28^\circ$, объемный вес $\gamma = 1,8 \text{ т/м}^3$, угол откоса $\alpha_{\text{max}} = 73^\circ$. Характеристика многочерпакового экскаватора: максимальная глубина черпания $H_{\text{ч}} = 18 \text{ м}$, максимальное давление экскаватора на грунт $p = 2 \text{ кг/см}^2$.

§ 2. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ ПРИ СХЕМАХ СО СЛОЖНОЙ ПОВЕРХНОСТЬЮ СКОЛЬЖЕНИЯ

21. **Пример.** Нерабочий борт карьера сложен аргиллитами, алевролитами и песчаниками, залегающими под углом к горизонту (рис. 20). Требуется определить предельную глубину карьера по условию устойчивости борта.

Условие. Свойства пород: угол внутреннего трения по напластованию $\rho_0' = 25^\circ$, угол внутреннего трения под углом к напластованию $\rho' = 33^\circ$, сцепление под углом к напластованию

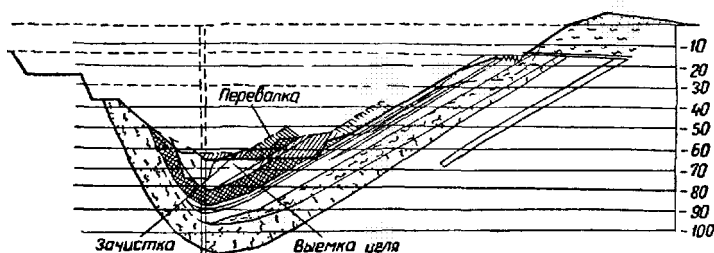


Рис. 20. Поперечный профиль карьера

нию $K' = 54,9 \text{ т/м}^2$, объемный вес породы $\gamma = 2,2 \text{ т/м}^3$. Коэффициент запаса $\eta = 2$, угол откоса борта карьера $\alpha = 25^\circ$.

Решение. Предельная глубина карьера по формуле Г. Л. Фисенко [12].

$$H = \frac{2K}{\gamma} \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) \left(\frac{1}{1 - \operatorname{ctg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \frac{\rho_0}{2}} \right) =$$

$$= \frac{2 \cdot 27,45}{2,2} \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{18^\circ}{2} \right) \left(\frac{1}{1 - \operatorname{ctg} 25^\circ \operatorname{tg} \frac{13^\circ 10'}{2}} \right) = 46 \text{ м},$$

где

$$K = \frac{K'}{2} = \frac{54,9}{2} = 27,45 \text{ т/м}^2;$$

$$\rho = \operatorname{arctg} \frac{\operatorname{tg} \rho'}{2} = \operatorname{arctg} \frac{\operatorname{tg} 33^\circ}{2} = 18^\circ;$$

$$\rho_0 = \operatorname{arctg} \frac{\operatorname{tg} \rho_0'}{2} = \operatorname{arctg} \frac{\operatorname{tg} 25^\circ}{2} = 13^\circ 10'.$$

22. **Задача.** Нерабочий борт карьера состоит из аргиллитов и алевролитов, залегающих слоями согласно с поверхностью борта под углом к горизонту. Требуется определить предель-

ную глубину карьера из условия устойчивости его борта по формуле Г. Л. Фисенко [12].

Условие. Свойства пород: угол внутреннего трения по напластованию $\rho_0' = 27^\circ$, угол внутреннего трения под углом к напластованию $\rho' = 35^\circ$, сцепление под углом к напластованию $K' = 52 \text{ т/м}^2$, объемный вес породы $\gamma = 2 \text{ т/м}^3$. Коэффициент запаса устойчивости $\eta = 1,8$, угол откоса борта карьера $\alpha = 20^\circ$.

23. Пример. Проверить коэффициент запаса устойчивости борта карьера по разведочной линии III (рис. 21).

Свойства пород, слагающих борт, следующие: средний объемный вес породы $\gamma = 2,3 \text{ т/м}^3$, угол внутреннего трения по наслоению $\rho_0 = 25^\circ$, угол внутреннего трения под углом к наслоению $\rho = 35^\circ$, сцепление по наслоению $K_0 = 2 \text{ т/м}^2$, сцепление под углом к наслоению $K = 66 \text{ т/м}^2$. Масштаб профиля по линии III 1:2000.

Проверим коэффициент запаса по контуру ABD при скольжении по наслоению BD (рис. 22, а), по контуру ABC при скольжении на участке CE и FB по наслоению (рис. 22, б) и на участке EF под углом к наслоению по методу Г. Л. Фисенко [11].

Решение. 1. Коэффициент запаса устойчивости борта карьера по контуру ABD

$$\eta_1 = \frac{\operatorname{tg} \rho_0 \sum N + \sum T_1 + LK_0}{\sum T_2},$$

где $\sum N$ — сумма нормальных составляющих веса пород по поверхности скольжения элементарной полоски;

$\sum T_1$ — сумма удерживающих (отрицательных) касательных составляющих веса пород по поверхности скольжения элементарной полоски;

$\sum T_2$ — сумма сдвигающих (положительных) касательных составляющих по поверхности скольжения элементарной полоски;

L — длина поверхности скольжения, м.

Нормальные и касательные составляющие веса элементарных полосок (призм) находим графическим путем. Для этого на чертеже контур оползающего массива делим на отдельные элементарные полоски шириной $a = 25 \text{ мм}$.

Нормальная составляющая веса элементарной полоски равна

$$N = am^2 \gamma P \cos \alpha,$$

где m — масштаб чертежа;

P — высота элементарной полоски, мм;

α — угол ослабленной плоскости скольжения, град.

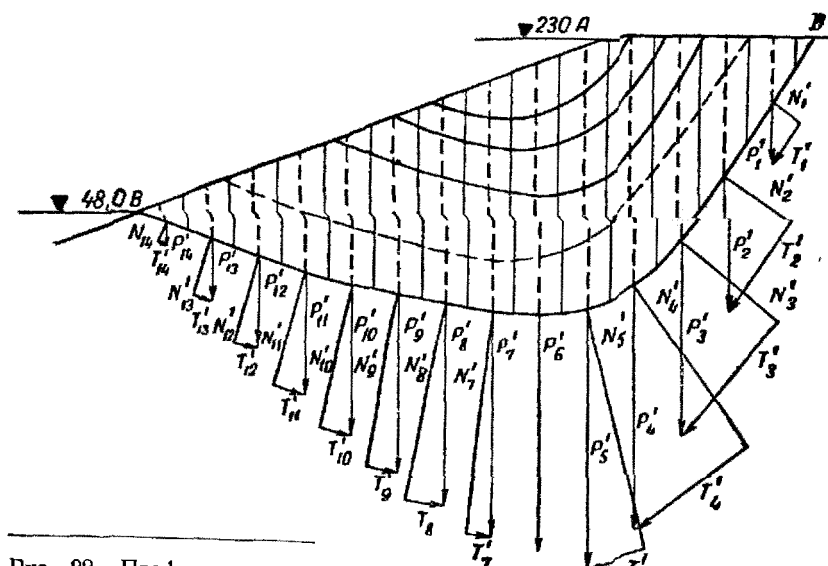
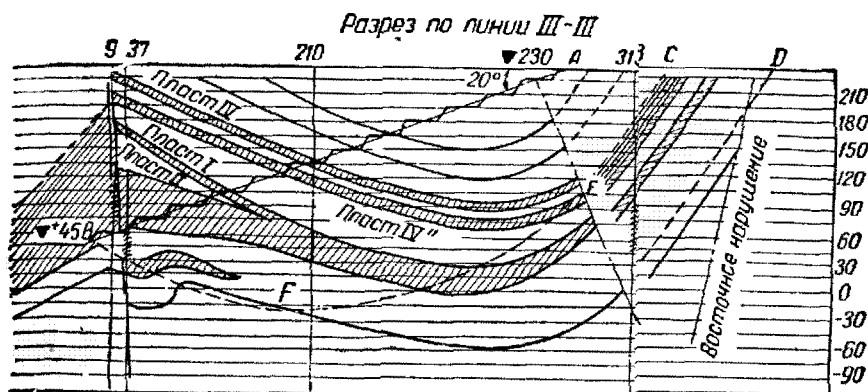
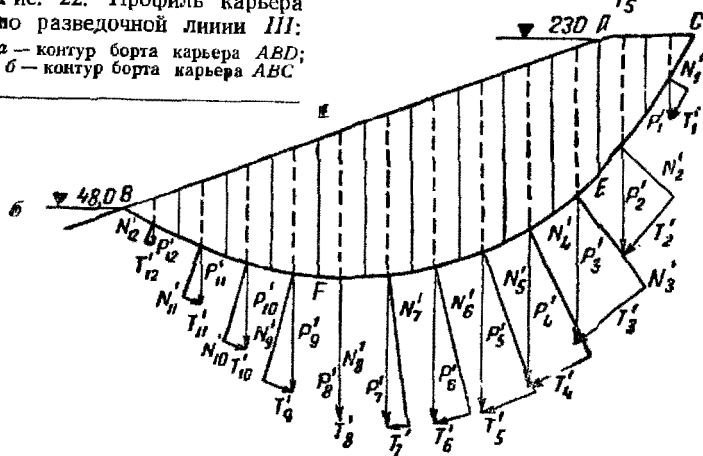


Рис. 22. Профиль карьера по разведочной линии III:
 а — контур борта карьера ABD;
 б — контур борта карьера ABC



Касательная составляющая веса элементарной полоски равна

$$T = am^2 \gamma P \sin \alpha.$$

Для подсчета суммы нормальных и касательных составляющих их значения для каждой элементарной полоски заносим в табл. 4.

Таблица 4

№ элементарных полосок	Нормальные составляющие $P \cos \alpha$	Касательные составляющие $P \sin \alpha$	
		отрицательные	положительные
1	19,0		29,5
2	42,0		60,5
3	68,0		82,0
4	106,0		76,5
5	133,0		31,7
6	130,5	0	0
7	119,0	11,5	
8	106,0	18,0	
9	92,0	17,5	
10	77,4	18,0	
11	61,5	16,7	
12	46,0	13,0	
13	29,0	10,5	
14	10,0	4,4	
Σ	1059,4	109,6	280,2
$\operatorname{tg} \rho_0 am^2 \gamma = \operatorname{tg} 25^\circ \cdot 25 \times 2^2 \cdot 2,3$		$am^2 \gamma = 25 \cdot 2^2 \cdot 2,3$	$am^2 \gamma = 25 \cdot 2^2 \cdot 2,3$
$\operatorname{tg} \rho_0 \Sigma N = 111\ 200$		$\Sigma T_1 = 25\ 100$	$\Sigma T_2 = 64\ 500$

$$\eta_1 = \frac{\operatorname{tg} \rho_0 \Sigma N + \Sigma T_1 + LK_0}{\Sigma T_2} = \frac{111\ 200 + 25\ 100 + 850 \cdot 2}{64\ 500} = \frac{138\ 000}{64\ 500} = 2,14.$$

2. Коэффициент запаса устойчивости борта карьера по контуру ABC (рис. 22, б) при скольжении на участке CE и FB по насллоению, на участке EF под углом к насллоению (табл. 5)

$$\eta_2 = \frac{\operatorname{tg} \rho_0 \Sigma N + \operatorname{tg} \rho \Sigma N + \Sigma T_1 + \Sigma T_2 + L_1 K_0 + L_2 K}{\Sigma T_2};$$

Таблица 5

№ элемент- тарных полосок	Нормальные составляющие $P \cos \alpha$		Касательные составляющие $P \sin \alpha$	
	скольжение по наслоению	скольжение под углом к наслоению	отрицательные	положительные
1	11,5			18,6
2	38,0			45,2
3		63,0		46,0
4		76,0		39,0
5		83,0		30,2
6		83,0		21,6
7		82,0		12,0
8		76,0		1,0
9	61,5		16,7	
10	46,0		13,0	
11	29,9		10,5	
12	10,0		4,4	
Σ	176	463	44,7	213,7
	$\operatorname{tg} \rho_0 am^3 \gamma =$ $= \operatorname{tg} 25^\circ \cdot 25 \times$ $\times 2^2 \cdot 2,3$	$\operatorname{tg} \rho am^2 \gamma =$ $= \operatorname{tg} 35^\circ \cdot 25 \cdot 2^2 \cdot 2,3$	$am^2 \gamma =$ $= 25 \cdot 2^2 \cdot 2,3$	$am^2 \gamma =$ $= 25 \cdot 2^2 \cdot 2,3$
	$\operatorname{tg} \rho_0 \Sigma N =$ $= 18\ 810$	$\operatorname{tg} \rho \Sigma N =$ $= 68\ 500$	$\Sigma T_1 = 10\ 300$	$\Sigma T_2 = 49\ 200$

$$\eta_2 = \frac{18\ 810 + 68\ 500 + 390 \cdot 2 + 360 \cdot 66 + 10\ 300}{49\ 200} = \frac{120\ 560}{49\ 200} = 2,45,$$

где L_1 — длина поверхности скольжения по наслоению, 390 м;

L_2 — длина поверхности скольжения под углом к наслоению, 360 м.

24. **Пример.** При разработке пологого угольного пласта породы вскрыши размещается во внутренние отвалы. Найти устойчивую высоту внутренних отвалов по методу Ю. Г. Скабичевского [10].

Условие. Подстилающими породами пласта угля являются глины. Породы вскрыши представлены аргиллитами; алевролитами и песчаниками с объемным весом $\gamma = 2 \text{ т/м}^3$.

Сдвигение отвалов происходит по ослабленной поверхности контакта насыпной породы и глины (рис. 23). С учетом коэффициента запаса сцепление пород по поверхности ослабления равно $K_0 = 2 \text{ т/м}^2$, угол внутреннего трения по поверхности

ослабления $\rho_0 = 5^\circ$, сцепление пород в отвале $K = 2 \text{ т/м}^2$, угол внутреннего трения породы в отвале $\rho = 30^\circ$, падение пласта $\alpha = 10^\circ$, угол откоса отвала 25° .

Решение. Максимальная устойчивая высота отвала в случае возможного оползания по критической поверхности скольжения 1 за бровкой откоса (рис. 23) определяется по следующей формуле:

$$H'_{\max} = \frac{K_0 m + K n}{\gamma(a + d)} = \frac{2 \cdot 3,50 + 2 \cdot 1,33}{2(0,160 + 0,153)} = 15,5 \text{ м},$$

где значения m , n , a и d определены по соответствующим графикам рис. 24:

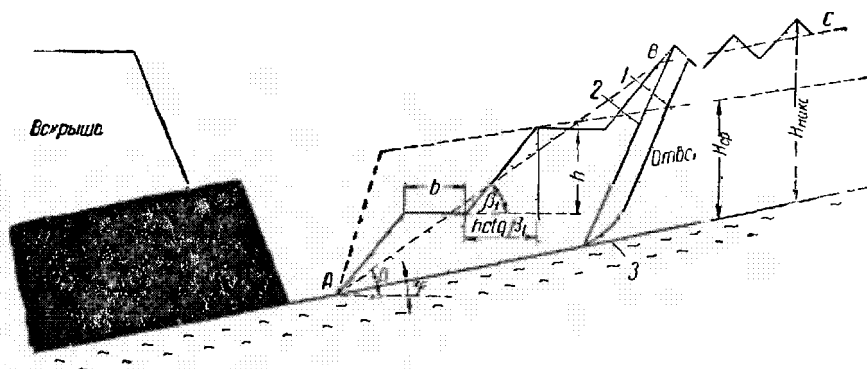


Рис. 23. Схема расположения возможных поверхностей скольжения внутренних отвалов

1 — поверхность скольжения находится за бровкой откоса, 2 — поверхность скольжения проходит через бровку откоса, 3 — поверхность ослабления располагается на контакте насыпных и подстилающих пород

для $\beta = 25^\circ$ и $\alpha = 10^\circ$ по рис. 24, $z \ m = 3,5$;

для $\rho = 30^\circ$ и $\alpha = 10^\circ$ по рис. 24, $d \ n = 1,33$, $a = a_1 \Phi_1$;

для $\beta = 25^\circ$ и $\alpha = 10^\circ$ по рис. 24, $a \ a_1 = 1,75$;

для $\rho_0 = 5^\circ$ и $\alpha = 10^\circ$ по рис. 24, $b \ \Phi_1 = 0,09$, $a = 1,75 \times 0,09 = 0,16$;

для $\rho = 30^\circ$ и $\alpha = 10^\circ$ по рис. 24, $v \ d = 0,153$.

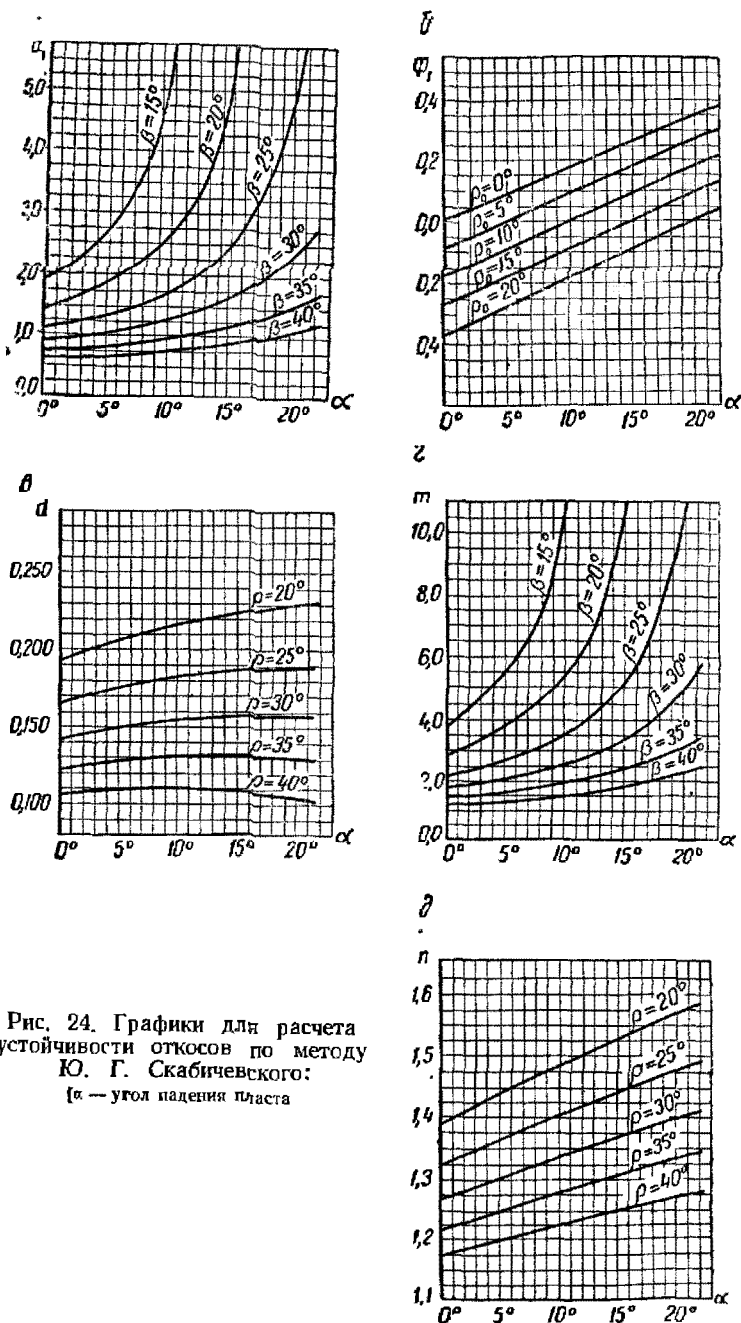


Рис. 24. Графики для расчета устойчивости откосов по методу Ю. Г. Скабичевского:

α — угол падения пласта

Максимальная устойчивая высота отвала при условии возможного оползания массива по критической поверхности скольжения 2, проходящей через бровку откоса (рис. 23):

$$H'_{\max} = \frac{2 \sin (\mu - \alpha + \beta) \cos \beta \left[\frac{K_0 \sin \mu}{\sin (\beta - \alpha)} + K \right]}{\gamma \sin \mu \cos \alpha \left[\frac{\Phi_1 \sin \mu \cos \alpha}{\sin (\beta - \alpha)} + \Phi_2 \cos (\mu + \beta) \right]} =$$

$$= \frac{2 \sin (30^\circ - 10^\circ + 25^\circ) \cos 25^\circ \left[\frac{2 \sin 30^\circ}{\sin (25^\circ - 10^\circ)} + 2 \right]}{2 \sin 30^\circ \cos 10^\circ \left[\frac{0,09 \sin 30^\circ \cos 10^\circ}{\sin (25^\circ - 10^\circ)} + 0,49 \cos (30^\circ + 25^\circ) \right]} = 17,0 \text{ м},$$

где

$$\mu = \frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2} = \frac{180^\circ}{4} - \frac{30^\circ}{2} = 30^\circ;$$

$$\Phi_1 = 0,09;$$

$$\Phi_2 = \frac{\sin \left(\frac{\pi}{4} - \frac{3}{2} \rho + \beta \right)}{\cos \rho} = \frac{\sin \left(\frac{180^\circ}{4} - \frac{3}{2} 30^\circ + 25^\circ \right)}{\cos 30^\circ} = 0,49.$$

Средняя устойчивая высота отвала при условии возможного оползания всего массива отвала по поверхности ослабления 3 на контакте насыпных и подстилающих пород (см. рис. 23)

$$H_{\text{ср}} = \frac{K_0}{\gamma \Phi_1} = \frac{2}{2 \cdot 0,09} = 11,1 \text{ м}.$$

Из сопоставления результатов расчета для трех возможных случаев оползания отвалов следует, что максимальная допустимая высота отвала должна быть принята равной 15,5 м из условия критической поверхности скольжения за бровкой откоса. При этом средняя высота отвала не должна превышать 11,1 м.

25. Задача. При открытой разработке свиты угольных пластов, имеющих падение $\alpha = 8^\circ$, выработанное пространство используется для размещения в нем породы. Требуется определить устойчивую высоту внутренних отвалов по методу Ю. Г. Скабичевского.

Условие. Подстилающими породами нижнего пласта угля являются аргиллиты. Породы вскрыши представлены алевролитами и песчаниками с объемным весом $\gamma = 2 \text{ т/м}^3$. Сдвигение отвалов происходит по ослабленной поверхности контакта насыпной породы и подстилающих пород. С учетом коэффициента

запаса сцепления по поверхности ослабления $K_0 = 4 \text{ т/м}^2$, угол внутреннего трения по поверхности ослабления $\rho_0 = 6^\circ$, сцепление пород в отвале $K = 5 \text{ т/м}^2$, угол внутреннего трения породы в отвале $\rho = 20^\circ$, угол откоса отвала $\beta = 35^\circ$.

26. Пример. Внутренние отвалы высотой $h = 25 \text{ м}$, расположенные в выработанном пространстве, имеют падение в сторону рабочего борта $\alpha = 10^\circ$. Определить по методу Ю. Г. Скабичевского угол откоса отвала β , соответствующий предельному равновесию.

Условие. В основании отвалов залегают глинистые породы. Породы вскрыши представлены алевролитами, аргиллитами и песчаниками с объемным весом $\gamma = 2,2 \text{ т/м}^3$. Сдвигение отвалов происходит по ослабленной поверхности контакта насыпной породы и подстилающих пород и по поверхности скольжения за бровкой откоса. Сцепление по поверхности ослабления равно $K_0 = 3 \text{ т/м}^2$, угол внутреннего трения по поверхности ослабления $\rho_0 = 5^\circ$, сцепление пород в теле отвала $K = 4 \text{ т/м}^2$, угол внутреннего трения породы в теле отвала $\rho = 20^\circ$.

Решение. Угол откоса отвала определяем по формуле [10]

$$\begin{aligned} \operatorname{tg} \beta &= \frac{2K_0 - \gamma H \Phi_1}{2 \cos \alpha (\gamma H d - K n)} + \operatorname{tg} \alpha = \\ &= \frac{2 \cdot 3 - 2,2 \cdot 25 \cdot 0,0874}{2 \cos 10^\circ (2,2 \cdot 25 \cdot 0,219 - 4 \cdot 1,48)} + \operatorname{tg} 10^\circ = 0,764, \end{aligned}$$

отсюда

$$\beta = 37^\circ 30',$$

где $\Phi_1 = 0,09$, как и в предыдущем примере;

$n = 1,48$ при $\alpha = 10^\circ$ и $\rho = 20^\circ$ (см. рис. 24, б);

$d = 0,22$ при $\alpha = 10^\circ$ и $\rho = 20^\circ$ (см. рис. 24, в).

27. Задача. Внутренние отвалы высотой $h = 22 \text{ м}$, расположенные в выработанном пространстве, имеют падение в сторону рабочего борта $\alpha = 12^\circ$. Требуется найти по методу Ю. Г. Скабичевского угол откоса отвала β , соответствующий предельному равновесию.

Условие. В основании отвалов залегают аргиллиты. Породы вскрыши представлены аргиллитами, алевролитами и песчаниками с объемным весом $\gamma = 2,1 \text{ т/м}^3$; сдвигение отвалов происходит по ослабленной поверхности контакта насыпной породы и подстилающих пород. Сцепление по поверхности ослабления $K_0 = 4 \text{ т/м}^2$, угол внутреннего трения по поверхности ослабления $\rho_0 = 7^\circ$, сцепление пород в теле отвала $K = 6 \text{ т/м}^2$, угол внутреннего трения породы в теле отвала $\rho = 25^\circ$.

Литература к главе II

1. Бернацкий Л. Н. Прикладная геотехника. Трансжелдориздат, 1935.
 2. Боголюбов Б. П. Целесообразные границы открытых работ. «Горный журнал», 1950, № 1.
 3. Голушкевич С. С. Плоская задача теории предельного равновесия сыпучей среды. Гостехиздат, 1948.
 4. Иофин С. Л. Устойчивость бортов карьеров. Металлургиздат, 1953.
 5. Малюшицкий Ю. Н. К вопросу об устойчивости бортов карьеров. Углетехиздат, 1952.
 6. Маслов Н. Н. Прикладная механика грунтов. Машстройиздат, 1949.
 7. Орнатский Н. В. Механика грунтов. Изд-во Московского университета, 1950.
 8. Родионов Л. Е. Определение углов откоса рабочих уступов угольного разреза. Углетехиздат, 1956.
 9. Соколовский В. В. Статика сыпучей среды. Изд-во АН СССР, 1954.
 10. Скабичевский Ю. Г. К вопросу о влиянии горногеологических условий на открытую разработку месторождений, сб. «Совершенствование открытой разработки месторождений полезных ископаемых» Углетехиздат, 1950.
 11. Фисенко Г. Л. Определение углов заоткоски бортов Коркинских угольных карьеров. Углетехиздат, 1958.
 12. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов угольных карьеров. Углетехиздат, 1956.
 13. Феллениус В. Статика грунтов. Госстройиздат, 1933.
 14. Хеннес. Оползни и меры борьбы с ними. «Бюллетень инженерной опытной станции Вашингтонского университета», 1936, № 91.
 15. Цимбаревич П. М. Механика горных пород. Углетехиздат, 1948.
 16. Цытович Н. А. Механика грунтов. Стройиздат, 1951.
-

ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Под вскрытием месторождения понимается проведение горных выработок, открывающих доступ от поверхности к рабочим горизонтам карьера или от какой-либо разрабатываемой его части к другой части, подлежащей разработке, и обеспечивающих возможность проведения разрезных траншей.

Целью вскрытия является установление грузотранспортной связи между горизонтами разработки в карьере и пунктами приема карьерных грузов (или техническими сооружениями) на поверхности.

Способы вскрытия месторождений характеризуются положением, количеством и назначением капитальных горных выработок как транспортных коммуникаций (табл. 6).

Таблица 6

Наименование способа	Сущность способа вскрытия
1. Вскрытие отдельными траншеями	Каждый уступ вскрывают независимой траншеей
2. Вскрытие групповыми траншеями	Группы уступов вскрывают зависимыми траншеями, разные группы уступов вскрыты независимо друг от друга
3. Вскрытие общими траншеями	Все уступы вскрываются одной общей системой траншей
4. Вскрытие парными траншеями	Способы 1, 2, 3 с двумя траншеями для вскрытия каждого уступа, нескольких или всех уступов карьера
5. Бестраншейное вскрытие	Вскрытие без проведения капитальных траншей
6. Вскрытие подземными выработками	Вскрытие, при котором капитальные траншеи заменены подземными выработками
7. Комбинированное вскрытие	Вскрытие, осуществленное двумя или большим числом основных способов (1—6)

Глава III

ОКОНТУРИВАНИЕ КАРЬЕРОВ

При проектировании разработки месторождений возможны следующие случаи [3]:

1) по условиям залегания разработка всего запаса полезного ископаемого производится только открытым способом;

2) все месторождение разрабатывается только подземным способом (например, при залегании на большой глубине);

3) часть месторождения может быть выработана открытым способом, остальная же часть — подземным.

В последнем случае возникает задача выбора экономически целесообразной границы между открытыми и подземными работами.

Методы решения этой задачи можно разделить на четыре группы:

а) аналитический [1, 3, 6, 7];

б) графоаналитический [4, 6];

в) графический [1, 3, 5];

г) метод вариантов.

При пользовании любым из этих методов учитываются следующие факторы [5]: геометрические, экономические и организационно-технические

Геометрическими факторами учитываются извлекаемые при разработке объемы пустых пород и запасы полезного ископаемого, экономическими — постоянные и конъюнктурные показатели по себестоимости добычи полезного ископаемого открытым и подземным способами, по себестоимости производства вскрышных работ, капиталовложениям на строительство предприятия и т. п.

К организационно-техническим относятся те факторы, которые невозможно или трудно выразить в экономических показателях, например безопасность работ, использование поверхности и т. п.

Аналитический метод определения границ открытых работ применяется в первоначальной стадии проектирования для получения приближенного ответа

Графический метод и метод вариантов используются при точных расчетах, когда необходимо учесть морфологические особенности залегания месторождения.

§ 1. АНАЛИТИЧЕСКИЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОБЪЕМА, ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА И КОЭФФИЦИЕНТОВ ВСКРЫШИ

28. Пример. Определить объем карьера, имеющего поверхность и дно горизонтальными, при глубине $H = 200$ м

Условие. Площадь дна карьера $S = 60\,000 \text{ м}^2$; длина по простиранию $l_1 = l_2 = 1000 \text{ м}$; угол откоса борта у висячего бока $\beta_1 = 25^\circ$; угол откоса борта у лежащего бока $\beta_2 = 35^\circ$; по торцам карьера $l_3 = l_4 = 120 \text{ м}$; угол откоса борта $\beta_0 = 30^\circ$.

Решение. Объем карьера по формуле В. В. Ржевского [5] равен

$$\begin{aligned} V &= SH + \frac{1}{2} \sum l_x H^2 \operatorname{ctg} \beta_x + \frac{\pi}{3} H^3 \operatorname{ctg}^2 \beta_{\text{ср}} = \\ &= 60\,000 \cdot 200 + \frac{1}{2} 200^2 (1000 \operatorname{ctg} 25^\circ + 1000 \operatorname{ctg} 35^\circ + \\ &\quad + 2 \cdot 120 \operatorname{ctg} 30^\circ) + \frac{\pi}{3} 200^3 \operatorname{ctg}^2 30^\circ = 117,1 \text{ млн. м}^3, \end{aligned}$$

где

$$\beta_{\text{ср}} = \frac{25^\circ + 35^\circ + 2 \cdot 30^\circ}{4} = 30^\circ.$$

29. Задача. Определить по формуле В. В. Ржевского объем карьера, имеющего поверхность и дно горизонтальными, при глубине $H = 175 \text{ м}$.

Условие. Площадь дна карьера $S = 32\,000 \text{ м}^2$; при длине по простиранию $l_1 = l_2 = 750 \text{ м}$, углах откоса бортов $\beta_1 = \beta_2 = 28^\circ$; по торцам карьера $l_3 = l_4 = 80 \text{ м}$; угол откоса $\beta_0 = 34^\circ$.

30. Пример. Требуется определить угол откоса борта карьера, обеспечивающий размещение на нем рабочих площадок.

Условие. Высота уступа $h = 15 \text{ м}$; количество уступов $n = 6$; ширина рабочей площадки $\text{Ш}_{\text{р. н}} = 45 \text{ м}$, угол откоса уступа $\alpha = 60^\circ$.

Решение. Угол откоса борта равен [5]

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{\frac{h}{\frac{n-1}{n} \text{Ш}_{\text{р. н}} + h \operatorname{ctg} \alpha}}{1} = \frac{15}{\frac{6-1}{6} 45 + 15 \operatorname{ctg} 60^\circ} = 0,324.$$

Отсюда $\beta = 18^\circ$.

31. Задача. Определить угол откоса борта карьера, обеспечивающий размещение на нем транспортных берм.

Условие. Высота уступа $h = 13,5 \text{ м}$; количество уступов $n = 10$; ширина транспортных берм $\text{Ш}_{\text{т. б}} = 12 \text{ м}$; угол откоса уступа $\alpha = 65^\circ$.

32. Пример. Карьер глубиной $H = 150 \text{ м}$ отрабатывается одиннадцатью уступами. Высота уступа верхней группы ($n_1 = 5$) составляет $h_1 = 12 \text{ м}$, а нижней группы $h_2 = 15 \text{ м}$. Требуется определить угол откоса борта карьера, обеспечивающий размещение рабочих площадок.

Условие. Угол откоса уступа для верхней группы $\alpha_1 = 60^\circ$, ширина рабочей площадки $\text{Ш}_{\text{р.п}}' = 45 \text{ м}$; угол откоса уступа для нижней группы $\alpha_2 = 70^\circ$; ширина рабочей площадки $\text{Ш}_{\text{р.п}}' = 50 \text{ м}$.

Решение. Угол откоса борта равен

$$\begin{aligned} \operatorname{tg} \beta &= \frac{H}{\sum \text{Ш}_{\text{р.п}} + \sum h \operatorname{ctg} \alpha} = \\ &= \frac{150}{5 \cdot 45 + 6 \cdot 50 + 5 \cdot 12 \operatorname{ctg} 60^\circ + 6 \cdot 15 \operatorname{ctg} 70^\circ} = 0,253. \end{aligned}$$

Отсюда $\beta = 14^\circ$.

33. Задача. Определить угол откоса борта карьера, обеспечивающий размещение на нем рабочих площадок.

Условие. Глубина карьера $H = 157,5 \text{ м}$; высота уступа верхней группы $h_1 = 13,5 \text{ м}$, а число уступов $n_1 = 5$; ширина рабочей площадки $\text{Ш}_{\text{р.п}}' = 48 \text{ м}$, угол откоса уступа $\alpha_1 = 67^\circ$; высота нижней группы уступов $h_2 = 15 \text{ м}$; число их $n_2 = 6$; ширина рабочей площадки $\text{Ш}_{\text{р.п}}' = 53 \text{ м}$.

34. Пример. Требуется установить дополнительный разнос борта карьера, связанный с необходимостью размещения соединительных берм и капитальной траншеи.

Условие. Глубина вскрытия карьера $H = 180 \text{ м}$; средняя протяженность борта $\Phi = 1000 \text{ м}$; устойчивый угол откоса борта $\varphi = 40^\circ$; угол откоса борта, обеспечивающий размещение берм и траншей, $\beta = 36^\circ$; ширина капитальной траншеи $b_{\text{к.т}} = 12 \text{ м}$; руководящий подъем $i_p = 0,03$; коэффициент удлинения трассы $K_y = 1,2$.

Решение. Дополнительный разнос борта определяем по формуле [5]

$$\begin{aligned} V_{\text{а}} &= \frac{1}{2} \Phi H^2 (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \varphi) + K_y \frac{H^2}{2i_p} \cdot b_{\text{к.т}} = \\ &= \frac{1}{2} 1000 \cdot 180^2 (\operatorname{ctg} 36^\circ - \operatorname{ctg} 40^\circ) + 1,2 \frac{180^2}{2 \cdot 0,030} 12 = 10,25 \text{ млн. м}^3. \end{aligned}$$

35. Задача. Требуется установить дополнительный разнос борта карьера, связанный с необходимостью размещения на его борту соединительных берм и капитальной траншеи.

Условие. Глубина вскрытия карьера $H = 130 \text{ м}$; средняя протяженность борта карьера $\Phi = 1250 \text{ м}$; устойчивый угол откоса борта карьера $\varphi = 36^\circ$; угол откоса борта, обеспечивающий размещение берм и траншей, $\beta = 28^\circ$; ширина капитальной траншеи $b_{\text{к.т}} = 12,1 \text{ м}$; руководящий подъем $i_p = 35\text{‰}$; коэффициент удлинения трассы $K_y = 1,25$.

36. Пример. Определить на данном горизонте контурный коэффициент вскрыши для крутой залежи сложного строения (рис. 25).

Условие. Высота борта карьера по висячему боку $H_v = 120$ м; высота борта по лежачему боку $H_l = 135$ м; угол падения залежи со стороны висячего бока $\alpha_v = 60^\circ$; угол падения залежи со стороны лежачего бока $\alpha_l = 70^\circ$; угол откоса борта по висячему боку $\beta_v = 40^\circ$; угол откоса борта по лежачему боку $\beta_l = 30^\circ$; горизонтальная мощность залежи $M = 40$ м; горизонтальная мощность прослоев пустых пород $m = 5$ м.

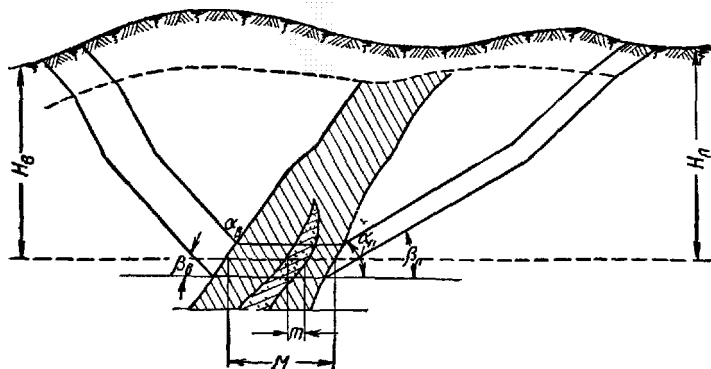


Рис. 25. Схема к расчету контурного коэффициента вскрыши для залежи сложного строения

Решение. Контурный коэффициент вскрыши равен [5]

$$K_k = \frac{H_v (\operatorname{ctg} \beta_v + \operatorname{ctg} \alpha_v) + H_l (\operatorname{ctg} \beta_l - \operatorname{ctg} \alpha_l) + m}{M - m} =$$

$$= \frac{120 (\operatorname{ctg} 40^\circ + \operatorname{ctg} 60^\circ) + 135 (\operatorname{ctg} 30^\circ - \operatorname{ctg} 70^\circ) + 5}{40 - 5} = 10,2 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

37. Задача. Определить контурный коэффициент вскрыши для крутого угольного пласта сложного строения.

Условие. Высота борта по висячему боку $H_v = 115$ м; высота борта по лежачему боку $H_l = 98$ м; угол падения пласта со стороны висячего бока $\alpha_v = 65^\circ$; угол падения пласта со стороны лежачего бока $\alpha_l = 70^\circ$; угол откоса борта по висячему боку $\beta_v = 38^\circ$; угол откоса борта по лежачему боку $\beta_l = 32^\circ$; горизонтальная мощность пласта $M = 43$ м; общая мощность прослоев $m = 2,5$ м.

38. Пример. Определить контурный коэффициент вскрыши для пласта однородного строения с выдержанной мощностью и углом падения.

Условие. Высота борта $H = 120$ м; горизонтальная мощность залежи $M = 35$ м; угол откоса борта по висячему боку $\beta_v = 30^\circ$; угол откоса борта по лежачему боку $\beta_n = 35^\circ$.

Решение. Контурный коэффициент вскрыши определяем по формуле [5]

$$K_k = \frac{1}{M} H (\operatorname{ctg} \beta_v + \operatorname{ctg} \beta_n) = \frac{1}{35} 120 (\operatorname{ctg} 30^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ) = 10,8 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

39. Задача. Однородный пласт выдержанной мощности $M = 42$ м и с неизменными углами падения отрабатывается открытым способом на глубину $H = 110$ м. Определить контурный коэффициент вскрыши.

Условие. Угол откоса борта по висячему боку $\beta_v = 32^\circ$; угол откоса борта по лежачему боку $\beta_n = 28^\circ$.

40. Пример. Требуется определить по формуле В. В. Ржевского [5] контурный коэффициент вскрыши с учетом разноса торцовых бортов карьера.

Условие. Глубина карьера $H = 150$ м; длина бортов карьера по простиранию $l_v = l_n = 1000$ м; угол откоса борта по висячему борту $\beta_v = 45^\circ$; угол откоса борта по лежачему боку $\beta_n = 25^\circ$; средний угол откоса борта карьера $\beta_{cp} = 35^\circ$; длина торцовых участков бортов вкrest простирания $l_t = l'_t = 50$ м; площадь дна карьера $S = 1000 \cdot 50 = 50\,000$ м²; площадь полезного ископаемого $S_n = 40\,000$ м².

Решение. Контурный коэффициент вскрыши с учетом разноса борта карьера равен

$$\begin{aligned} K_k &= \frac{H}{S_n} \sum l_x \operatorname{ctg} \beta_x + \frac{\pi H^2}{S_n} \operatorname{ctg}^2 \beta_{cp} + \frac{S}{S_n} - 1 = \\ &= \frac{150}{40\,000} (1000 \operatorname{ctg} 45^\circ + 1000 \operatorname{ctg} 25^\circ + 2 \cdot 50 \operatorname{ctg} 35^\circ) + \\ &\quad + \frac{\pi 150^2}{40\,000} \operatorname{ctg}^2 35^\circ + \frac{50\,000}{40\,000} - 1 = 16,4 \text{ м}^3/\text{м}^3. \end{aligned}$$

41. Задача. Карьер глубиной $H = 180$ м имеет длину по простиранию $l_v = l_n = 1200$ м. Определить контурный коэффициент вскрыши с учетом разноса торцовых бортов карьера по формуле В. В. Ржевского [5].

Условие. Угол откоса борта по висячему боку $\beta_v = 35^\circ$; угол откоса борта по лежачему боку $\beta_n = 23^\circ$; средний угол откоса борта $\beta_{cp} = 29^\circ$; длина торцовых участков бортов вкrest простирания $l_t = l'_t = 55$ м; площадь дна карьера $S = 1200 \cdot 55 = 66\,000$ м²; площадь полезного ископаемого $S_n = 50\,000$ м².

42. Пример. Угольный пласт средней мощностью $M = 40$ м отрабатывается открытым способом до глубины $H = 170$ м. Требуется определить средний коэффициент вскрыши.

Условие. Ширина дна карьера $B = 40$ м; мощность наносов $h_n = 12$ м; средняя мощность прослоек $m = 5$ м; угол откоса борта: по лежащему боку $\beta_n = 30^\circ$, по висячему боку $\beta_n = 35^\circ$.

Решение. Средний коэффициент вскрыши равен [5]

$$K_{\text{ср}} = \frac{[2B + H(\text{ctg } \beta_n + \text{ctg } \beta_n)] H}{2(H - h_n)(M - m)} - 1 =$$

$$= \frac{[2 \cdot 40 + 170(\text{ctg } 35^\circ + \text{ctg } 30^\circ)] 170}{2(170 - 12)(40 - 5)} - 1 = 8,5 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

43. Задача. Крутой угольный пласт со средней горизонтальной мощностью $M = 50$ м разрабатывается открытым способом до глубины $H = 200$ м. В пласте имеются выдержанные прослойки пустой породы средней мощностью $m = 6$ м. Определить средний коэффициент вскрыши.

Условие. Ширина дна карьера $B = 50$ м; средняя мощность наносов $h_n = 10$ м; угол откоса борта карьера по лежащему боку $\beta_n = 28^\circ$, по висячему боку $\beta_n = 30^\circ$.

44. Пример. Пластообразная залежь руды имеет средний угол падения $\alpha = 5^\circ$. Вертикальная мощность рудной залежи $m = 6$ м. Определить по методу П. И. Городецкого [3] геологический коэффициент вскрыши, удовлетворяющий экономически целесообразной границе открытых работ.

Условие. Отработка месторождения производится системой с непосредственной перевалкой породы в выработанное пространство. Средний угол откоса бортов карьера $\beta = 40^\circ$.

Стоимостные показатели:

1) стоимость добычи 1 м^3 руды открытым способом без учета погашения вскрышных работ, $a = 9$ руб.;

2) стоимость 1 м^3 вскрышных работ $b = 2,5$ руб.;

3) стоимость добычи 1 м^3 руды подземным способом $c = 24$ руб.;

4) цена руды за 1 м^3 как для открытых работ, так и для подземных $p = 25$ руб.

Разубоживание при открытых и подземных работах одинаково. Коэффициент извлечения запасов руды при открытых работах $k_2 = 0,97$, при подземной разработке $k_1 = 0,90$.

Решение. Геологический коэффициент вскрыши, удовлетворяющий экономически целесообразной границе открытых работ, определяем по формуле

$$K_2 = \frac{k_2 d_2 - k_1 d_1}{b} \cdot \frac{1}{1 + \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \beta}} =$$

$$= \frac{0,97 \cdot 16 - 0,90 \cdot 1}{2,5} \cdot \frac{1}{1 + \frac{\operatorname{tg} 5^\circ}{\operatorname{tg} 40^\circ}} = 5,1 \text{ м}^3/\text{м}^3,$$

где

$$d_1 = p - c = 25 - 24 = 1 \text{ руб./м}^3;$$

$$d_2 = p - a = 25 - 9 = 16 \text{ руб./м}^3.$$

45. Задача. Залежь марганцевой руды имеет средний угол падения $\alpha = 8^\circ$. Вертикальная мощность залежи $m = 5,8 \text{ м}$. Определить геологический коэффициент вскрыши, удовлетворяющий экономически целесообразной границе открытых работ, по методу П. И. Городецкого [3].

Условие. Средний угол откоса бортов карьера $\beta = 37^\circ$. Стоимостные показатели:

1) стоимость добычи 1 м^3 руды открытым способом без учета погашения вскрышных работ $a = 8 \text{ руб.}$;

2) стоимость 1 м^3 вскрышных работ $b = 2,8 \text{ руб.}$;

3) стоимость добычи 1 м^3 руды подземным способом $c = 40 \text{ руб.}$;

4) цена руды за 1 м^3 как для открытых работ, так и для подземных $p = 45 \text{ руб.}$

Разубоживание при открытых и подземных работах одинаково. Коэффициент извлечения запасов руды при открытых работах $k_2 = 0,96$, при подземной разработке $k_1 = 0,85$.

46. Пример. Линза медной руды различной мощности с углом падения $\alpha = 70^\circ$ имеет размер по простиранию $L = 500 \text{ м}$.

Определить по методу П. И. Городецкого [3] экономически целесообразную границу открытых работ и срок службы карьера.

Условие. Расчет производится по трем геологическим профилям (рис. 26, I, II, III), которые имеют следующую характеристику:

Геологические профили

	I—I	II—II	III—III
Горизонтальная мощность залежи (средняя) M , м	30	35	30
Мощность покрывающих пород (над выходом рудного тела) h , м	8	6	6
Абсолютные отметки поверхности, м	+312	+308	+306
Средние углы откоса бортов карьера, град. . .	$\beta_B = 60$	$\beta_A = 50$	
Угол откоса борта карьера в наносах, град. . .		$\beta_0 = 40$	
Объемный вес полезного ископаемого $\gamma_{\text{и}}$, т/м ³ . .		3,0	
Объемный вес вмещающих пород $\gamma_{\text{в}}$, т/м ³ . . .		2,5	

Объемный вес покрывающих пород $\gamma_n, \text{т/м}^3$. . .	2,0
Среднее содержание меди в руде (в массе) $a_m, \%$	2,5

Породы лежачего и всисячего боков одной крепости, что позволяет стоимость вскрышных пород для них принять одинаковой. Вмещающие породы полезных компонентов не содержат.

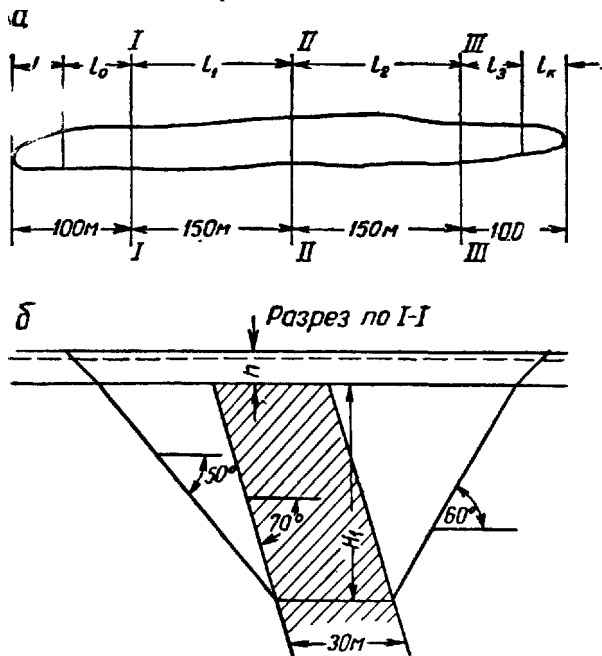


Рис. 26 Схема к определению экономически целесообразной глубины карьера:

a — контур месторождения в плане, *б* — геологический профиль

В руде содержится небольшое количество ценных металлов, извлекаемых попутно с медью и увеличивающих ценность 1 т руды на $v_{\text{доп}} = 15$ руб. Чтобы получить увеличение извлекаемой ценности добытой руды, нужно учесть разубоживание при добыче.

Годовая производительность рудника составляет $A = 150\,000 \text{ т}$.

Производственный цикл включает добычу руды, получение концентрата на обогатительной фабрике и выплавку на заводе черновой меди. Попутно извлекаемые ценные металлы остаются в меди.

Стоимостные данные: стоимость добычи 1 т руды открытыми работами без учета погашения вскрышных работ $a =$

$= 15$ руб.; стоимость 1 м^3 вскрышных работ по коренным породам $b_1 = 15$ руб.; стоимость 1 м^3 вскрышных работ по наносам $b' = 9$ руб.; стоимость добычи 1 т руды подземным способом $c = 35$ руб.

При открытом способе разработки предусматривается экскаваторная погрузка и валовая выемка; при подземном способе применяется система разработки с камерами с подэтажной отбойкой при последующей закладке камер и выемке междукammerных целиков системой разработки с подэтажным обрушением. В соответствии с этим принимается:

разубоживание руды: при открытых работах $r_2 = 10\%$, при подземных работах $r_1 = 8\%$;

коэффициенты извлечения запасов руды: при открытой разработке $k_2 = 0,95$; при подземной разработке $k_1 = 0,85$;

технологические показатели; извлечение меди при обогащении $\epsilon_o = 90\%$, извлечение меди при плавке $\epsilon_n = 94\%$,

общее извлечение меди $\epsilon = \frac{\epsilon_o \cdot \epsilon_n}{100} = \frac{90 \cdot 94}{100} = 84\%$; содержание

меди в концентрате $\lambda_m = 15\%$, содержание меди в черновом металле $\delta = 99\%$; расходы по обогащению 1 т руды $f_k = 16$ руб., расходы по выплавке черновой меди, отнесенные к 1 т концентрата, $f_n = 130$ руб.; стоимость доставки 1 т руды до фабрики $t_p = 3$ руб., стоимость доставки 1 т концентрата до завода $t_k = 5$ руб.; цена 1 т меди (условно) $P = 4000$ руб.

Решение. 1. Рациональная глубина открытых работ из условия сравнения открытых и подземных работ по разности суммарных производственных расходов на добычу руды (без учета переработки):

а) для геологического профиля $I - I$

$$H_I = \frac{k_2 (c - a) \gamma_n}{b} \cdot \frac{M}{\text{ctg } \beta_n + \text{ctg } \beta_n} - h_{\text{прив}} =$$

$$= \frac{0,95 (35 - 15) 3,0}{15} \cdot \frac{30}{\text{ctg } 60^\circ + \text{ctg } 50^\circ} - 5 = 75 \text{ м};$$

$h_{\text{прив}}$ — приведенная мощность наносов

$$h_{\text{прив}} = \frac{b'}{b} h = \frac{9}{15} 8 = 4,8 \approx 5 \text{ м};$$

б) для геологического профиля II — II

$$H_{II} = \frac{0,95(35 - 15) 3,0}{15} \cdot \frac{35}{\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ} - 4 = 89 \text{ м};$$

$$h_{\text{прив}} = \frac{9}{15} 6 = 3,6 \approx 4 \text{ м};$$

в) для геологического профиля III — III

$$H_{III} = \frac{0,95(35 - 15) 3,0}{15} \cdot \frac{30}{\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ} - 4 = 76 \text{ м};$$

$$h_{\text{прив}} = \frac{9}{15} 6 = 3,6 \approx 4 \text{ м}.$$

2. Рациональная глубина открытых работ по условиям суммарных производственных затрат на добычу и переработку руды при подземных и открытых работах

$$H = \frac{k(U_1 - U_2)\gamma}{b} \cdot \frac{M}{\operatorname{ctg} \beta_{\text{в}} + \operatorname{ctg} \beta_{\text{л}}} - h_{\text{прив}},$$

где U_1 — производственные расходы по добыче и переработке при подземной разработке, приходящиеся на 1 т руды;

$$\begin{aligned} U_1 &= \frac{\alpha_{\text{м}} \varepsilon_{\text{п}} (100 - r_1)}{100^2 \lambda_{\text{м}}} (f_{\text{п}} + t_{\text{к}}) (c + f_0 + t_{\text{р}}) = \\ &= \frac{2,5 \cdot 90 (100 - 8)}{100^2 \cdot 15} (130 + 5) + (35 + 16 + 3) = 72,5 \text{ руб.}; \end{aligned}$$

U_2 — производственные расходы по добыче и переработке при открытой разработке, приходящиеся на 1 т добытой и переработанной руды

$$\begin{aligned} U_2 &= \frac{\alpha_{\text{м}} \varepsilon_{\text{п}} (100 - r_2)}{100^2 \lambda_{\text{м}}} (f_{\text{м}} + t_{\text{к}}) + (a + f_{\text{к}} + t_{\text{р}}) = \\ &= \frac{2,5 \cdot 90 (100 - 10)}{100^2 \cdot 15} (130 + 5) + (15 + 16 + 3) = 52 \text{ руб.} \end{aligned}$$

Глубина открытых работ:

а) для геологического профиля I — I

$$\begin{aligned} H_I &= \frac{k(U_1 - U_2)\gamma}{b} \cdot \frac{M}{\operatorname{ctg} \beta_{\text{в}} + \operatorname{ctg} \beta_{\text{л}}} - h_{\text{прив}} = \\ &= \frac{0,95(72,5 - 52,0) 3,0}{15} \cdot \frac{30}{\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ} - 5 = 77 \text{ м}; \end{aligned}$$

б) для геологического профиля II — II

$$H_{II} = \frac{0,95 (72,5 - 52,0) 3,0}{15} \cdot \frac{35}{\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ} - 4 = 92 \text{ м};$$

в) для геологического профиля III — III

$$H_{III} = \frac{0,95 (72,5 - 52,0) 3,0}{15} \cdot \frac{30}{\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ} - 4 = 78 \text{ м}.$$

3. Рациональная глубина открытых работ из условия рентабельной разработки месторождения

$$H = \frac{k_2 d_2 - k_1 d_1}{b} \cdot \frac{M}{\operatorname{ctg} \beta_n + \operatorname{ctg} \beta_n} - h_{\text{прив}},$$

где d_1 — показатель рентабельности промышленного использования руды при подземном способе

$$d_1 = V_1 - U_1 = 92,0 - 72,5 = 19,5 \text{ руб/т} = 58,5 \text{ руб/м}^3;$$

V_1 — показатель ценности 1 т руды при подземной разработке

$$\begin{aligned} V_1 &= \frac{\alpha_m \epsilon (100 - r_1)}{100\%} P + \frac{100 - r_1}{100} V_{\text{доп}} = \\ &= \frac{2,5 \cdot 84 (100 - 8)}{100 \cdot 99} 4000 + \frac{100 - 8}{100} 15 = 92,0 \text{ руб.}; \end{aligned}$$

d_2 — показатель рентабельности промышленного использования руды при открытом способе ее добычи

$$d_2 = V_2 - U_2 = 90,5 - 52,0 = 38,5 \text{ руб/т} = 115,5 \text{ руб/м}^3;$$

$$\begin{aligned} V_2 &= \frac{\alpha_m \epsilon (100 - r_2)}{100\%} P + \frac{(100 - r_2)}{100} V_{\text{доп}} = \\ &= \frac{2,5 \cdot 84 (100 - 10)}{100 \cdot 99} 4000 + \frac{(100 - 10)}{100} 15 = 90,5 \text{ руб/т}. \end{aligned}$$

Глубина открытых работ:

а) для геологического профиля I — I

$$\begin{aligned} H_I &= \frac{k_2 d_2 - k_1 d_1}{b} \cdot \frac{M}{\operatorname{ctg} \beta_n + \operatorname{ctg} \beta_n} - h_{\text{прив}} = \\ &= \frac{0,95 \cdot 115,5 - 0,85 \cdot 58,5}{15} \cdot \frac{30}{\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ} - 5 = 80 \text{ м}; \end{aligned}$$

б) для геологического профиля II — II

$$H_{II} = \frac{0,95 \cdot 115,5 - 0,85 \cdot 58,5}{15} \cdot \frac{35}{\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ} - 4 = 95 \text{ м};$$

в) для геологического профиля III — III

$$H_{III} = \frac{0,95 \cdot 115,5 - 0,85 \cdot 58,5}{15} \cdot \frac{30}{\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ} - 4 = 81 \text{ м}.$$

Полученные результаты расчета сводим в табл. 7.

Таблица 7

Вариант расчета	Глубина открытых работ для профилей, м		
	I—I	II—II	III—III
А	75	89	76
Б	77	92	78
В	80	95	81

Из сопоставления результатов для трех вариантов видно, что разница между ними сравнительно невелика. Примем глубину карьера по третьему варианту расчета и откорректируем полученные значения, имея в виду, что дно карьера должно иметь одинаковую отметку для всех геологических профилей.

Определим отметки дна карьера на основании известных отметок поверхности. Абсолютные отметки дна карьера (по расчету):

профиль I—I + 312 — h_I — H_I = + 312 — 8 — 80 = + 224 м.

профиль II—II + 308 — h_{II} — H_{II} = + 207 — 6 — 95 = + 207 м.

профиль III—III + 306 — h_{III} — H_{III} = + 306 — 6 — 81 = + 219 м.

Вследствие того, что абсолютные отметки дна карьера в значительной мере колеблются от изменения поверхностных отметок и принимая во внимание, что отработка верхних горизонтов не представляет трудностей, выбираем отметку дна карьера +207 м. В этом случае откорректированные значения глубины карьера будут:

профиль I—I + 312 — (+ 207) = 105 м

профиль II—II + 308 — (+ 207) = 101 м

профиль III—III + 306 — (+ 207) = 99 м

Подсчитаем по приближенной формуле запасы полезного ископаемого для открытых работ (см. рис. 26)

$$Q = S_I (l_0 - l_k) + \frac{S_I + S_{II}}{2} l_1 + \frac{S_{II} + S_{III}}{2} l_2 + \\ + S_{III} (l_3 - l_k) = 2810 (100 - 56) + \frac{2810 + 3325}{2} 150 + \\ + \frac{3325 + 2770}{2} 150 + 2790 (100 - 54) = 1,170 \text{ млн. м}^3,$$

где S_I , S_{II} , S_{III} — площади полезного ископаемого, заключенного в геологических профилях I—I, II—II, III—III; $S_I = 30 (105 - 8) = 2810 \text{ м}^2$; $S_{II} = 35 (101 - 6) = 3325 \text{ м}^2$; $S_{III} = 30 (99 - 6) = 2790 \text{ м}^2$;

l_0, l_1, l_2, l_3 — расстояния между геологическими профилями по простиранию месторождения;

$$l_k = (105 - 8) \operatorname{ctg} 60^\circ = 56 \text{ м};$$

$$l'_k = (99 - 6) \operatorname{ctg} 60^\circ = 54 \text{ м}.$$

Извлекаемые запасы

$$Q_{\text{извл}} = Q_{\text{из}} k_2 = 1,170 \cdot 3,0 \cdot 0,95 = 3,35 \text{ млн. т.}$$

Срок службы карьера

$$t = \frac{Q_{\text{извл}}}{A} = \frac{3,35}{0,15} \approx 22 \text{ года.}$$

47. Задача. Для условий предыдущего примера найти рациональную глубину открытых работ при условии, что разубоживание руды при открытых работах составляет $r_2 = 7\%$, а при подземных работах $r_1 = 12\%$.

48. Задача. Определить по методу П. И. Городецкого [3] экономически целесообразную границу открытых работ и срок службы карьера для крутой залежи железной руды, представленной магнетитовой и окисленными разностями.

Условие. Расчет производится для четырех геологических профилей $I—I$, $II—II$, $III—III$, $IV—IV$, которые имеют следующую характеристику:

Геологические профили

$I—I$ $II—II$ $III—III$ $IV—IV$

80 70 60 80

Горизонтальная мощность залежи (средняя) M , м

Мощность пород над выходом рудного тела h , м

Абсолютные отметки поверхности, м

Средние углы откоса бортов карьера, град.

Угол откоса борта карьера в наносах, град.

Угол падения рудной залежи, град.

Длина по простиранию L , м

Объемный вес руды $\gamma_{\text{и}}$, т/м³

Объемный вес вмещающих пород $\gamma_{\text{в}}$, т/м³

Объемный вес покрывающих пород $\gamma_{\text{п}}$, т/м³

Среднее содержание железа в руде, %

12	18	15	14
+340	+335	+328	+322
$\beta_0 = 48$		$\beta_0 = 35$	$\beta_0 = 42$
		$\alpha = 62$	
		1800	
		3,0	
		2,6	
		1,8	
		48	

В процессе добычи магнетитовые руды могут подвергаться нежелательному разубоживанию окисленными разностями. Годовая производительность карьера составляет $A = 4$ млн. т. Производственный цикл включает добычу руды, получение концентрата на обогатительной фабрике и выплавку чугуна в доменных печах.

Стоимостные данные: стоимость добычи 1 т руды открытым способом (без учета затрат на вскрышу) $a = 4$ руб.; стоимость 1 м³ вскрышных работ по коренным породам $b = 7$ руб.; стоимость 1 м³ вскрышных работ по наносам $b' = 6$ руб.; стоимость добычи 1 т руды подземным способом $c = 35$ руб.

При открытом способе разработки предусматривается селективная экскаваторная выемка, при подземном способе применяется система разработки с массовым обрушением руды.

Разубоживание руды: при открытых работах $r_2 = 8\%$, при подземных работах $r_1 = 10\%$.

Коэффициент извлечения запасов руды: при открытой разработке $k_2 = 0,94$, при подземной разработке $k_1 = 0,84$.

Технологические показатели: извлечение железа при обогащении $\epsilon_0 = 81\%$, извлечение железа при плавке $\epsilon_n = 92\%$; общее извлечение железа $\epsilon = \frac{81 \cdot 92}{100} = 75\%$; содержание железа в концентрате $\lambda_{ж} = 65\%$; содержание железа в чугуна $\delta = 97\%$; расходы по обогащению одной тонны руды $f_0 = 21$ руб.; расходы по выплавке чугуна, отнесенные к 1 т концентрата, $f_n = 110$ руб.; стоимость доставки 1 т руды до фабрики $t_p = 1,5$ руб.; стоимость доставки 1 т концентрата до завода $t_k = 4$ руб.; цена 1 т чугуна (условно) $P = 500$ руб.

49. **Пример.** Определить по методу П. И. Городецкого [3] рациональную глубину открытых работ для короткого замкнутого карьера (под коротким понимается карьер, у которого длина по простиранию менее четырехкратной глубины) (рис. 27).

Условие. Средняя горизонтальная мощность рудного тела $M = 40$ м; средний угол падения залежи $\alpha = 80^\circ$; угол откоса бортов карьера в коренных породах $\beta_n = \beta_a = \varphi = 50^\circ$; угол откоса бортов карьера в покрывающих породах $\beta_0 = 40^\circ$, минимальная ширина дна карьера в торцах $m = 10$ м; средняя мощность наносов $h = 8$ м; коэффициент извлечения запасов $k = 0,95$; объемный вес руды в массиве $\gamma = 3,0$ т/м³; длина карьера $L = 200$ м.

Стоимостные данные: стоимость 1 м³ руды при подземной разработке $c = 60$ руб.; стоимость 1 м³ руды при открытой разработке $a = 30$ руб.; стоимость 1 м³ вскрыши в коренных породах $b = 10$ руб.; стоимость 1 м³ вскрыши в наносах $b' = 5$ руб.

Решение. 1. Глубина карьера равна

$$H = \frac{-C_1 + \sqrt{C_1^2 + 3C_2C_1}}{3C_2} =$$

$$= \frac{-1922 + \sqrt{(1922)^2 + 3 \cdot 13,2 \cdot 211\,900}}{3 \cdot 13,2} = 41,5 \text{ м},$$

где

$$C_1 = MLk(c - a) - [(\operatorname{ctg} \beta_a + \operatorname{ctg} \beta_n) hL + 2mh \operatorname{ctg} \varphi] b' =$$

$$= 40 \cdot 200 \cdot 0,95 (60 - 30) - [(\operatorname{ctg} 50^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ) 8 \cdot 200 +$$

$$+ 2 \cdot 10 \cdot 8 \operatorname{ctg} 50^\circ] 5 = 211\,900;$$

$$C_2 = \frac{\pi}{6} (\operatorname{ctg} \beta_a + \operatorname{ctg} \beta_n) b \operatorname{ctg} \varphi = \frac{\pi}{6} (\operatorname{ctg} 50^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ) 10 \operatorname{ctg} 50^\circ = 13,2;$$

$$C_3 = 0,5 [(\operatorname{ctg} \beta_{\text{в}} + \operatorname{ctg} \beta_{\text{л}}) Lb + 2mb \operatorname{ctg} \varphi + \pi h (\operatorname{ctg} \beta_{\text{в}} + \operatorname{ctg} \beta_{\text{л}}) \cdot \operatorname{ctg} \varphi b'] = 0,5 [(\operatorname{ctg} 50^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ) 200 \cdot 10 + 2 \cdot 10 \cdot 10 \operatorname{ctg} 50^\circ + \pi 8 (\operatorname{ctg} 50^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ) \operatorname{ctg} 50^\circ \cdot 5] = 1922.$$

2. Экономия от применения открытых работ

$$S = C_1 H - C_2 H^3 - C_3 H^2 - C_4 = 211\,900 \cdot 41,5 - 13,2 (41,5)^3 - 1922 (41,5)^2 - 415\,000 = 4140 \text{ тыс. руб.},$$

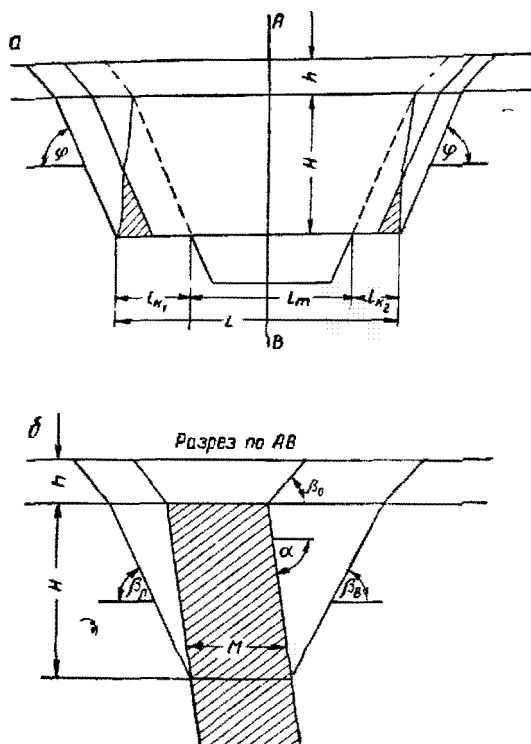


Рис 27. Схема к определению целесообразной глубины карьера при короткой залежи:
а — геологический разрез; б — профиль карьера

где

$$C_4 = (m + h \operatorname{ctg} \beta_0) (L + h \operatorname{ctg} \beta_0) h b' = \\ = (10 + 8 \operatorname{ctg} 40^\circ) (200 + 8 \operatorname{ctg} 40^\circ) 8 \cdot 5 = 415\,000.$$

50. Задача. Определить по методу П. И. Городецкого [3] экономически целесообразную глубину открытых работ для короткого замкнутого карьера.

Условие. Средняя горизонтальная мощность рудного тела $M = 35$ м; средний угол падения залежи $\alpha = 70^\circ$, угол откоса

борта карьера по лежащему боку $\beta_{\text{л}} = 45^\circ$; по висячему боку $\beta_{\text{в}} = 42^\circ$; угол откоса торцовых бортов $\varphi = 48^\circ$; угол откоса бортов карьера в покрывающих породах $\beta_0 = 35^\circ$; минимальная ширина дна карьера в торцах $m = 15$ м; средняя мощность наносов $h = 6$ м; коэффициент извлечения запасов $k = 0,94$; объемный вес руды в массиве $\gamma = 3$ т/м³; длина карьера $L = 250$ м.

Стоимостные данные: стоимость 1 м³ руды при подземной разработке $c = 55$ руб.; стоимость 1 м³ руды при открытой разработке $a = 23$ руб.; стоимость 1 м³ вскрыши в коренных породах $b = 7$ руб.; стоимость 1 м³ вскрыши в наносах $b' = 4$ руб.

51. Пример. Длина короткого карьера по простиранию $L_1 = L_2 = 500$ м; ширина торцовой части $L_3 = L_4 = 50$ м; площадь полезного ископаемого $S_{\text{п}} = 20\,000$ м². Определить по формуле В. В. Ржевского [5] экономически целесообразную глубину карьера.

Условие. Угол откоса борта карьера по висячему боку $\beta_{\text{в}} = 40^\circ$; по лежащему боку $\beta_{\text{л}} = 30^\circ$; угол откоса в торцовой части $\beta_0 = 35^\circ$.

Стоимостные данные: стоимость 1 м³ полезного ископаемого при подземной разработке $c = 90$ руб.; стоимость 1 м³ полезного ископаемого при открытой разработке $a = 20$ руб.; стоимость 1 м³ вскрыши $b = 7$ руб.

Решение. Рациональная глубина карьера равна

$$H = \operatorname{tg} \beta_{\text{ср}} \left(\sqrt{0,025P^2 + 0,32 \left(\frac{c-a}{b} \right) S_{\text{п}}} - 0,16P \right) = \\ = \operatorname{tg} 35^\circ \left(\sqrt{0,025(1100)^2 + 0,32 \left(\frac{90-20}{7} \right) 20\,000} - 0,16 \cdot 1100 \right) = 92 \text{ м,}$$

где

$$\beta_{\text{ср}} = \frac{40^\circ + 30^\circ + 35^\circ}{3} = 35^\circ;$$

$$P = L_1 + L_2 + L_3 + L_4 = 500 + 500 + 50 + 50 = 1100 \text{ м.}$$

52. Задача. Длина короткого карьера по простиранию $L_1 = 700$ м, $L_2 = 600$ м; ширина торцовой части $L_3 = 40$ м, $L_4 = 55$ м; площадь полезного ископаемого $S_{\text{п}} = 25\,000$ м². Определить по формуле В. В. Ржевского [5] экономически целесообразную глубину карьера.

Условие. Угол откоса борта карьера по висячему боку $\beta_{\text{в}} = 38^\circ$; угол откоса борта по лежащему боку $\beta_{\text{л}} = 32^\circ$; угол откоса торцовой части $\beta_0 = 35^\circ$.

Стоимостные данные: стоимость 1 м³ полезного ископаемого при подземной разработке $c = 80$ руб.; стоимость 1 м³ полезного ископаемого при открытой разработке $a = 25$ руб.; стоимость 1 м³ вскрыши $b = 5$ руб.

Литература к главе III

1. Боголюбов Б. П. Целесообразные границы открытых работ. «Горный журнал», 1950, № 11.
2. Брнчкин А. В. Проектно-графический метод определения экономически целесообразной глубины открытых горных работ. «Геология, горное дело, металлургия», сб. № 8. Металлургиздат, 1953.
3. Городецкий П. И. Проектирование горнорудных предприятий. Металлургиздат, 1949.
4. Капустин Н. Г. Диаграммный метод определения глубины карьера. «Горный журнал», 1953, № 3.
5. Ржевский В. В. Проектирование контуров карьеров. Металлургиздат, 1956.
6. Фиделев А. С. Оконтуривание месторождений для комплексно-механизированных карьеров. Изд-во АН УССР, 1953.
7. Шевяков Л. Д. Новый метод определения предельной глубины открытых работ. «Горный журнал», 1947, № 5.

Глава IV

РАСЧЕТ РАЗМЕРОВ ТРАНШЕЙ

Строительство траншей в зависимости от размеров их поперечного сечения, типа и рабочих параметров экскаваторов производится разнообразными способами. При проведении траншей с поверхности имеют значение рельеф местности и возможность располагать на бортах траншеи отвалы породы, получаемой от проходки. Различают следующие основные способы проведения траншей: 1) бестранспортные; 2) транспортные и 3) комбинированные.

При бестранспортных способах породу экскаваторами размещают на бортах траншеи или в непосредственной близости от них. При транспортных способах порода перевозится за пределы траншей на значительные расстояния; при этом средства транспорта располагаются на подошве траншей или на ее борту. При комбинированном способе траншеи строятся частично транспортным и частично бестранспортным способами.

§ 1. ТРАНСПОРТНЫЕ СПОСОБЫ ПРОХОДКИ ТРАНШЕЙ

53. **Пример.** Требуется определить по методу Ю. А. Ветрова [1] наибольшие размеры забоя траншеи при работе экскаватора СЭ-3 с погрузкой на подошве траншеи (рис. 28).

Условие. Наибольший радиус черпания экскаватора $R_q = 13,5$ м; наибольший радиус черпания на уровне стояния $R_0 = 8,2$ м; наибольшая длина передвижки $I_n = 3$ м; наибольшая высота черпания $H_q = 9,5$ м.

Решение. Высота забоя траншеи

$$h \approx H_q \approx 9,5 \text{ м.}$$

Максимальная ширина забоя траншеи

$$b = 2b_1 = 2 \sqrt{R_q^2 - l_n^2} = 2 \sqrt{13,5^2 - 3,0^2} = 26,4 \text{ м.}$$

Ширина нижнего основания траншеи

$$2b_2 = b \frac{R_0}{R_q} = 26,4 \frac{8,1}{13,5} = 16,0 \text{ м.}$$

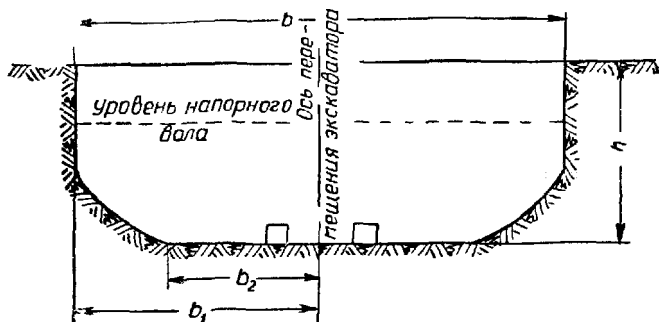


Рис. 28. Схема к определению размеров забоя траншеи при работе механической лопаты и погрузочных путей, расположенных на дне траншеи

54. Задача. Траншея проходится отдельными слоями с верхней погрузкой (рис. 29). Требуется определить по методу Ю. А. Ветрова [1] наибольшие размеры забоя каждого слоя траншеи для экскаваторов ЭКГ-4 и ЭКГ-8 и вычертить его в масштабе. Погрузка породы производится в автосамосвалы МАЗ-525.

Условие	ЭКГ-4	ЭКГ-8
Наибольший радиус черпания R_q , м	14,3	17,2
Наибольший радиус черпания на уровне стояния R_0 , м	8,66	11,0
Наибольшая длина рабочей передвигки l_n , м	3,8	4,2
Наибольшая высота черпания H_q , м	10,0	12,5
Наибольшая высота разгрузки H_p , м	6,3	8,2
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки R_p , м	12,16	14,8
Высота кузова автосамосвала $h_{тр}$, м	3,7	
Ширина колеи задних колес автосамосвала $b_{тр}$, м	2,2	

Указания к решению.

1. Высота забоя $h = H_q$.

2. Наибольшее превышение погрузочного пути над уровнем стояния экскаватора

$$h_{погр} = H_p - h_{тр} - s,$$

где H_p — наибольшая высота разгрузки экскаватора, м;
 $h_{тр}$ — высота транспортных средств, м;
 s — безопасный зазор, равный 0,8 м.

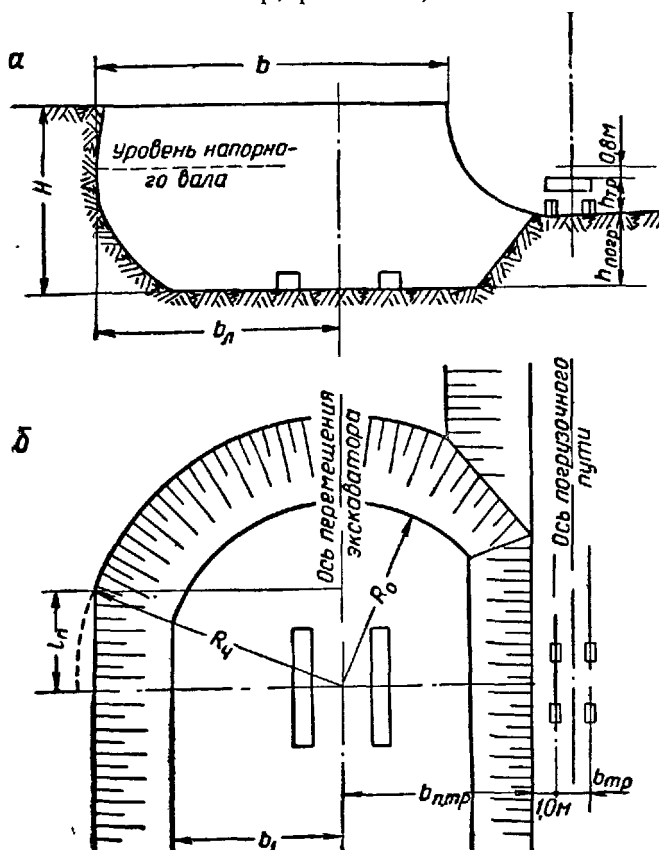


Рис. 29. Схема к определению размеров забоя траншеи при работе механической лопаты и погрузочных путей, расположенных на промежуточном горизонте
 а — профиль забоя; б — план забоя

3. Расстояние от оси хода экскаватора до погрузочного пути

$$b_{т.тр} = R_{р. \max} - \frac{b_{тр}}{2} - c, \text{ м},$$

где $R_{р. \max}$ — радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки, м;

$b_{тр}$ — ширина колеи, м;

c — ширина призмы обрушения; здесь $c = 1,0$ м.

4. Наибольшее расстояние от оси хода экскаватора до бокового откоса траншей

$$b_{\text{л}} = \sqrt{R_{\text{ч}}^2 - l_{\text{п}}^2}, \text{ м.}$$

5. Наибольшее расстояние от оси хода экскаватора до нижней бровки бокового откоса траншей

$$b_1 = b_{\text{л}} \frac{R_0}{R_{\text{ч}}}, \text{ м.}$$

6. Заложение бокового откоса траншей

$$b_{\text{л}} - b_1 = b_{\text{л}} \frac{R_{\text{ч}} - R_0}{R_{\text{ч}}}, \text{ м.}$$

55. Пример. При проходке траншей экскаватором ЭКГ-8 погрузка породы производится в думпкары, располагаемые на подошве траншей. Требуется определить по методу Е. Ф. Шешко [2] длину, на которую загружается думпкар с одной позиции экскаватора.

Условие. Радиус разгрузки экскаватора R'_p на высоте разгрузки 3,6 м равен 13,2 м; радиус вращения хвостовой части кузова $R_{\text{хв}}$ равен 7,0 м. Длина думпкара завода им. «Правды» $l = 12,45$ м, Калининградского завода — 10,25 м.

Решение. Общая длина вагонов, которые могут быть погружены с одной стоянки экскаватора,

$$l = \sqrt{R_p^2 - L_p^2} = \sqrt{13,2^2 - 10,8^2} = 7,34 \text{ м,}$$

где L_p — минимально допустимое расстояние между осью хода экскаватора и осью железнодорожного пути по условиям безопасности;

$$L_p = R_{\text{хв}} + s_r + s = 7 + 3 + 0,8 = 10,8 \text{ м,}$$

где s_r — габарит железнодорожного пути, м;

$s = 0,8$ — безопасный зазор, м.

Расстояние между крайними положениями ковша при выгрузке в думпкар равно

$$l' = l - c = 10,25 - 2,65 = 7,6 \text{ м,}$$

где c — сумма двух расстояний от крайнего положения ковша при выгрузке до торцового борта думпкара, равная 2,65 м.

Практически можно считать, что с одной позиции экскаватор загружает думпкар Калининградского завода.

56. Пример. Траншея проходится на полное сечение экскаватором типа механической лопаты с верхней погрузкой. Определить необходимые радиус разгрузки экскаватора R_p и высоту разгрузки экскаватора по формулам Е. Ф. Шешко [2].

Условие. Максимальная высота траншеи $h = 15$ м; ширина нижнего основания траншеи $b = 24$ м; угол откоса траншеи $\beta = 60^\circ$; расстояние от бровки устойчивого откоса до оси погрузочного пути $s = 4,0$ м; высота думпкара, включая зазор между верхней обвязкой борта думпкара и ковшом экскаватора, $c = 3,6$ м.

Решение. 1. Радиус разгрузки экскаватора

$$R_p = \frac{b}{2} + H \operatorname{ctg} \beta + s = \frac{24,0}{2} + 15,0 \operatorname{ctg} 60^\circ + 4,0 = 24,65 \text{ м.}$$

2. Высота разгрузки экскаватора

$$H_p = h^2 + c = 15,0 + 3,6 = 18,6 \text{ м.}$$

57. **Пример.** Требуется определить по методу Ю. А. Ветрова [1] размеры забоя траншеи глубиной $h = 15$ м при проходке экскаватором ЭШ-4/40 с погрузкой в железнодорожный транспорт, размещаемый на борту траншеи. Экскаватор передвигается по прямой на наибольшую возможную величину.

Условие. Угол наклона стрелы $\alpha = 25^\circ$; наибольший радиус черпания $R_q = 48$ м; наименьший радиус черпания на уровне стояния $R_{q, \min} = 5,9$ м; наибольшая глубина черпания $H_{q, \max} = 32$ м; радиус разгрузки $R_p = 40,5$ м; наибольшая высота разгрузки $H_p = 13,4$ м; угол откоса борта траншеи $\beta = 60^\circ$; угол откоса забоя $\varphi = 45^\circ$.

Решение. 1. Наименьший радиус черпания на уровне нижней бровки забоя

$$R = R_{q, \min} + h \operatorname{ctg} \varphi = 5,9 + 15 \operatorname{ctg} 45^\circ = 20,9 \text{ м.}$$

2. Наибольшая возможная длина рабочей передвижки экскаватора

$$l_n = R_q - R = 48 - 20,9 = 27,1 \text{ м.}$$

3. Ширина верхнего основания траншеи

$$B = 2 \sqrt{R_q^2 - l_n^2} = 2 \sqrt{48^2 - 27,1^2} = 78,4 \text{ м.}$$

4. Ширина нижнего основания траншеи

$$b = B - 2h \operatorname{ctg} 60^\circ = 78,4 - 2 \cdot 15 \operatorname{ctg} 60^\circ = 61,1 \text{ м.}$$

§ 2. БЕСТРАНСПОРТНЫЕ СПОСОБЫ ПРОХОДКИ ТРАНШЕЙ

58. **Пример.** Определить по методу Ю. А. Ветрова [1] размеры забоя заходки траншеи глубиной $h = 8$ м при проходке ее экскаватором ЭШ-4/40 с погрузкой породы в отвал (рис. 30).

Условие. Угол откоса борта траншеи $\varphi = 50^\circ$; угол откоса забоя $\alpha = 40^\circ$; ширина бермы $c = 10$ м; угол естественного отко-

Размеры забоя и сечения заходки по данным расчета приведены на рис. 30.

59. Пример. Для условий предыдущей задачи определить уширение заходки при зигзагообразном рабочем перемещении экскаватора (рис. 31).

Решение. 1. Уширение заходки

$$\Delta b = \frac{(b - b_1) h k_p}{h_0} = \frac{(37,6 - 29,9) 8,0 \cdot 1,25}{17,3} = 4,4 \text{ м.}$$

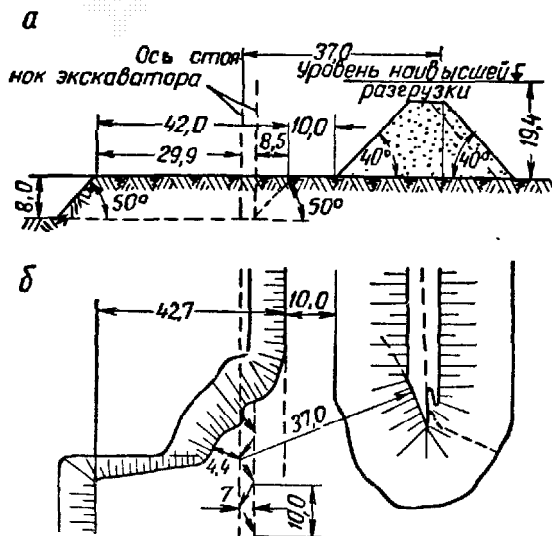


Рис. 31. Забой траншеи при зигзагообразном рабочем перемещении экскаватора ЭШ-4/40:

a — профиль забоя; *б* — план забоя

2. Величина зигзага

$$\Delta b_s = \Delta b \frac{h_0 + h k_p}{h_0} = 4,4 \frac{17,3 + 1,25 \cdot 8}{17,3} = 7 \text{ м.}$$

3. Полная ширина заходки

$$B = b + \Delta b = 37,6 + 4,4 = 42 \text{ м.}$$

60. Пример. Определить по методу Ю. А. Ветрова [1] размеры забоя траншеи глубиной $h = 21$ м при проходке ее экскаватором ЭШ-10/75 в отвал (рис. 32).

Условие. Угол откосов траншеи со стороны отвала $\varphi_1 = 50^\circ$, с противоположной стороны $\varphi_2 = 65^\circ$; угол откоса забоя $\alpha = 35^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 36^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$; ширина бермы $c = 12,5$ м. Рабочие размеры

экскаватора: наибольший радиус черпания $R_0 = 77,9$ м; наименьший радиус черпания на уровне стояния $R_1 = 14,8$ м; наибольший радиус разгрузки $R_p = 77$ м; наибольшая высота разгрузки $H_p = 20$ м.

Решение. 1. Наименьший радиус черпания на уровне нижней бровки забоя

$$R_h = R_0 + h \operatorname{ctg} \alpha = 14,8 + 21,0 \operatorname{ctg} 35^\circ = 44,8 \text{ м.}$$

2. Длина рабочей передвижки

$$l_{\Pi} = R_{\text{y}} - R_{\text{h}} = 77,9 - 44,8 = 33,1 \text{ м.}$$

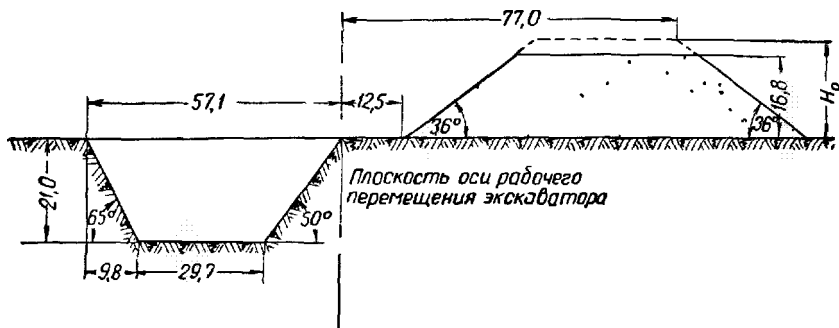


Рис 32 Схема к определению размеров забоя траншеи при работе экскаватора ЭШ 10/75

Для увеличения емкости отвала длину передвижки принимаем равной $l_n = 17,5 \text{ м}$.

3. Расчетная высота отвала

$$h_0 = H_0 - 0,25l_n \operatorname{tg} \beta = 20,0 - 0,25 \cdot 17,5 \operatorname{tg} 36^\circ = 16,8 \text{ м.}$$

4. Наибольшее расстояние от оси экскаватора до верхней левой бровки траншеи

$$b_1 = \sqrt{R_y^2 - l_n^2} = \sqrt{77,9^2 - 17,5^2} = 75,1 \text{ м.}$$

5. Наибольшая ширина заходки

$$b = \frac{(b_1 + R_p + 0,25I_n - c) h_0 + 0,25k_p h^2 (\text{ctg } \varphi_1 + \text{ctg } \varphi_2)}{k_p h + h_0} =$$

$$= \frac{(75,1 + 77,0 + 0,25 \cdot 17,5 - 12,5) 16,8 + 0,25 \cdot 1,2 (\text{ctg } 50^\circ + \text{ctg } 65^\circ)}{1,2 \cdot 21 + 16,8} =$$

$$= 64,3 \text{ м,}$$

т. е. правая верхняя бровка траншеи должна быть на $75,1 - 64,3 = 10,8$ м левее от оси перемещения экскаватора. Однако из такого положения нельзя экскаватором проходить

траншеи на полное сечение. Необходимо дополнительно уменьшить ширину траншеи со стороны, противоположной отвалу, что позволит уменьшить ширину отвала и совместить ось экскаватора с бровкой.

6. Сужение заходки

$$\Delta b = (b_1 - b) \frac{h_0}{k_p h} = (75,1 - 64,3) \frac{16,8}{1,2 \cdot 21} = 7,2 \text{ м.}$$

7. Сужение отвала и смещение оси экскаватора

$$\Delta b_0 = 75,1 - 64,3 = 10,8 \text{ м.}$$

8. Окончательная ширина верхнего основания траншеи

$$B_1 = b + \Delta b = 64,3 - 7,2 = 57,1 \text{ м.}$$

9. Ширина нижнего основания траншеи

$$B_2 = B_1 - h (\operatorname{ctg} \varphi_1 + \operatorname{ctg} \varphi_2) = 57,1 - 21 (\operatorname{ctg} 50^\circ + \operatorname{ctg} 65^\circ) = 29,7 \text{ м.}$$

Размеры забоя траншеи приведены на рис. 32.

61. Пример. Драглайном Э-1003 со стрелой длиной 16 м, установленной под углом 30° , должна проходиться вспомогательная траншея глубиной $h = 3,75$ м. Требуется определить: а) наибольшую ширину траншеи при рабочем перемещении экскаватора по прямой и размещении породы на каждом борту траншеи; б) наибольшую ширину траншеи при зигзагообразном рабочем перемещении экскаватора; в) целесообразные размеры забоя при ширине верхнего основания траншеи 20 м. Задачу решить по методу Ю. А. Ветрова [1].

Условие. Угол откоса борта траншеи $\varphi = 35^\circ$; угол откоса забоя $\alpha = 45^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 40^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,25$; ширина бермы $c = 3,0$ м.

Параметры экскаватора: наибольший радиус черпания $R_q = 15,4$ м; наименьший радиус черпания на уровне стояния $R_0 = 3,5$ м; наибольший радиус разгрузки $R_p = 15,4$ м; наибольшая высота разгрузки $H_p = 5,7$ м.

Решение. 1. Наименьший радиус черпания на уровне нижней бровки забоя

$$R_h = R_0 + h \operatorname{ctg} \alpha = 3,5 + 3,75 \operatorname{ctg} 45^\circ = 7,25 \text{ м.}$$

2. Возможная длина передвижки

$$l_n = R_q - R_h = 15,4 - 7,25 = 8,15 \text{ м.}$$

3. Для увеличения емкости отвала принимаем длину рабочей передвижки $l_n = 5$ м. Тогда расчетная высота отвала будет равна

$$h_0 = H_p - 0,25 l_n \operatorname{tg} \beta = 5,7 - 0,25 \cdot 5 \operatorname{tg} 40^\circ = 4,65 \text{ м.}$$

4. Ширина траншеи поверху при рабочем перемещении экскаватора по прямой

$$b_n = \frac{2(R_q + 0,25I_n - c)h_0 + k_p h^2}{1,25h + h_0} = \frac{2(15,4 + 0,25 \cdot 5,0 - 3,0)4,65 +}{1,25 \cdot 3,75 + 4,65} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{+ 1,25(3,75)^2}{1,25 \cdot 3,75 + 4,65} = 15,50 \text{ м},$$

т. е. траншея не будет пройдена до заданной ширины.

5. Ширина траншеи поверху при зигзагообразном рабочем перемещении экскаватора

$$b_s = \frac{2(x + R_q + 0,25I_n - c)h_0}{k_p h + h_0},$$

где

$$x = \sqrt{R_q^2 - I_n^2} - h \operatorname{ctg} \varphi =$$

$$= \sqrt{15,4^2 - 5,0^2} - 3,75 \operatorname{ctg} 35^\circ = 9,2 \text{ м};$$

$$c = 2 \text{ м};$$

$$b_s = \frac{2(9,2 + 15,4 + 0,25 \cdot 5 - 2)4,65}{1,25 \cdot 3,75 + 4,65} = 23,1 \text{ м}.$$

Траншея заданной ширины 20 м может быть пройдена за одну заходку с перемещением экскаватора по зигзагу.

Смещение стоянок экскаватора x от оси траншеи находится из выражения

$$20 = \frac{2(x + R_q + 0,25I_n - c)h_0}{k_p h + h_0} = \frac{2(x + 15,4 + 0,25 \cdot 5 - 2,0)4,65}{1,25 \cdot 3,75 + 4,65};$$

$$x = 6,6 \text{ м}.$$

Таким образом, каждая половина забоя разрабатывается со стоянки, находящейся в 6,6 м от оси выемки (рис. 33).

6. Ширина траншеи понизу

$$b = 20 - 2 \cdot 3,75 \operatorname{ctg} 35^\circ = 9,3 \text{ м}.$$

62. **Задача.** Экскаватором ЭШ-4/40 должна проходиться траншея глубиной 14 м с расположением породы на обоих бортах траншеи. Требуется определить по методу Ю. А. Ветрова [1] размеры забоя при зигзагообразном перемещении экскаватора.

Условие. Угол откоса борта траншеи $\varphi = 60^\circ$; угол откоса забоя $\alpha = 30^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 32^\circ$. Параметры экскаватора: радиус черпания $R_q = 37$ м; наименьший радиус черпания на уровне стояния $R_0 = 5,9$ м; наибольший радиус разгрузки $H_p = 19,4$ м; наибольшая высота разгрузки $H_p = 19,4$ м.

63. **Пример.** Требуется пройти разрезную траншею глубиной $h = 15$ м с шириной нижнего основания $b = 20$ м. Определить

2. Радиус разгрузки равен [2]

$$R_p = \frac{b}{2} + h \operatorname{ctg} \varphi + H_p \operatorname{ctg} \beta + c = \frac{20,0}{2} + 15,0 \operatorname{ctg} 45^\circ + \\ + 19,2 \operatorname{ctg} 30^\circ + 3,0 = 39 \text{ м.}$$

64. **Пример.** Для подготовки нового горизонта необходимо пройти разрезную траншею на косогоре.

Требуется определить по формулам Е. Ф. Шешко [2] высоту разгрузки и радиус разгрузки экскаватора типа механической лопаты.

Условие. Ширина траншеи понизу $b = 18 \text{ м}$; угол откоса отвала $\beta = 30^\circ$; угол косогора $\gamma = 16^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$; угол откоса борта траншеи $\varphi = 60^\circ$.

Решение. 1. Высота разгрузки экскаватора

$$H_p = b \sqrt{0,5 k_p \psi \operatorname{tg} \beta \frac{\operatorname{tg} \beta - \operatorname{tg} \gamma}{\operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \gamma}},$$

где

$$\psi = \frac{\operatorname{tg} \varphi \operatorname{tg} \gamma}{\operatorname{tg} \varphi - \operatorname{tg} \gamma} = \frac{\operatorname{tg} 60^\circ \operatorname{tg} 16^\circ}{\operatorname{tg} 60^\circ - \operatorname{tg} 16^\circ} = 0,34.$$

$$H_p = 18 \sqrt{0,5 \cdot 1,2 \cdot 0,34 \operatorname{tg} 30^\circ \frac{\operatorname{tg} 30^\circ \operatorname{tg} 16^\circ}{\operatorname{tg} 30^\circ - \operatorname{tg} 16^\circ}} = 4,8 \text{ м.}$$

2. Радиус разгрузки

$$R_p = H_p \operatorname{ctg} \beta + 0,5b = 4,8 \operatorname{ctg} 30^\circ + 0,5 \cdot 18,0 = 11,8 \text{ м.}$$

65. **Пример.** Определить максимальную величину руководящего подъема i_p капитальной траншеи.

Условие. Часовой грузооборот карьера $f \frac{W}{T} = 2250 \text{ т/час}$; число путей в траншее $\rho = 2$; разность высотных отметок раздельных пунктов $h_x = 20 \text{ м}$; расчетно-минимальная скорость движения поездов $v = 20 \text{ км/час}$; скорость движения поездов по постоянным путям ограничивающего перегона с уклоном меньше руководящего $v_1 = 30 \text{ км/час}$; коэффициент расчетного веса локомотива $\gamma = 1,0$; время на поездные сношения $\tau = 0,05 \text{ часа}$; сцепной вес локомотива $P_c = 100 \text{ т}$; $\frac{1000\psi}{\omega} = 180$.

Решение. Руководящий подъем определяем по формуле Е. Ф. Шешко [2]

$$i_p = \frac{\frac{1000\psi}{\omega} P_c - f \frac{W}{T} \cdot \frac{K}{0,5\rho} \cdot \frac{h_x}{v}}{\gamma P_c + f \frac{W}{T} \cdot \frac{K}{0,5\rho} \left(\frac{L_n'}{v_1} + \tau \right)},$$

где $K = 1 + k$; k — коэффициент тары вагонов, равный 0,75;
 L_n — длина постоянных путей с уклоном меньше
 руководящего, равная 1,0 км.

$$i_p = \frac{180 \cdot 100 - 2250 \frac{1,75}{0,5 \cdot 2} \cdot \frac{20}{20}}{1 \cdot 100 + 2250 \cdot \frac{1,75}{0,5 \cdot 2} \left(\frac{1,0}{30} + 0,05 \right)} = \frac{18000 - 3940}{100 + 3940 (0,033 + 0,05)} =$$

$$= \frac{14060}{100 + 327} \approx 33\%.$$

66. Задача. Породные горизонты карьера вскрываются общей внутренней капитальной траншеей при железнодорожном транспорте. Требуется определить величину максимального руководящего подъема i_p .

У с л о в и е. Годовая производительность карьера по вскрыше $W_r = 10500$ тыс. m ; число рабочих дней в году $D = 330$; число часов работы карьера в сутки $T = 21$ час; число путей в траншее $q = 2$; разность высотных отметок отдельных пунктов $h_x = 22$ м; расчетно-минимальная скорость движения поездов $v_1 = 22$ км/час; скорость движения поездов по постоянным путям ограничивающего перегона с уклоном меньше руководящего $v_2 = 35$ км/час; коэффициент расчетного веса локомотива $\gamma = 1,0$; время на поездные сношения $\tau = 0,055$ часа; сцепной вес локомотива $P_c = 150$ т; длина постоянных путей с уклоном меньше руководящего $L_n = 1,5$ км; общий коэффициент тары вагонов $k = 1,63$; $\frac{1000\phi}{\omega} = 180$.

67. Пример. Рудная залежь вскрывается внешней общей капитальной траншеей. Транспортирование руды осуществляется автосамосвалами МАЗ-525 грузоподъемностью 25 т. Определить предельный подъем капитальной траншеи.

У с л о в и е. Полный вес самосвала МАЗ-525 $Q = 41,7$ т; вес самосвала, приходящийся на ведущие колеса $P_c = 31,5$ т; коэффициент сцепления шин с дорогой $\phi = 0,25$; основное сопротивление движению $W_0 = 30$ кг/т; ускорение движения самосвала $a = 0,1$ м/сек²; ускорение силы тяжести $g = 9,81$ м/сек²; коэффициент инерции вращающихся масс $J = 0,35$; коэффициент, учитывающий перераспределение весов, приходящихся на оси, при подъеме — $K = 1,15$. Автосамосвалы при движении по капитальной траншее работают на третьей передаче. Динамическая характеристика двигателя МАЗ-525 при работе на третьей передаче $D_{III} = 120\%_{00}$.

Р е ш е н и е. 1. Предельный подъем капитальной траншеи из условия движения самосвалов МАЗ-525 на третьей передаче

$$i = D_{III} - W_0 = 120 - 30 = 90\%_{00}.$$

2. Предельный подъем капитальной траншеи по условию сцепления шин с дорогой

$$i = 1000\psi \frac{P_c K}{Q} - W_0 - 1000 \frac{(1+J)}{g} a = 1000 \cdot 0,25 \cdot \frac{31,5 \cdot 1,15}{41,7} - 30 - 1000 \frac{(1+0,35)}{9,81} \cdot 0,1 = 163\%.$$

Таким образом, предельный подъем капитальной траншеи $i = 90\%$, полученный из условия движения самосвала на третьей передаче, обеспечивается также и условием сцепления. Следовательно, предельный подъем принимаем равным 90% .

В случае, если динамическая характеристика самосвала и вес, приходящийся на ведущие оси, не известны, то их можно определить по формулам.

Динамический фактор

$$D = 2500 \frac{N_g \eta i_0 i_c}{\pi d n Q},$$

где N_g — мощность на валу двигателя, л. с.;

η — коэффициент полезного действия передачи, составляющий примерно 0,9—0,95;

i_0 — передаточное число главной передачи;

i_c — передаточное число коробки скоростей;

d — диаметр ведущих колес автосамосвала, м;

n — число оборотов коленчатого вала в 1 мин.;

Q — полный вес автосамосвала, т.

Вес самосвала, приходящийся на ведущие оси,

$$P_c = 0,7Q, \text{ т.}$$

68. **Задача.** Месторождение железной руды вскрывается парными траншеями. Транспортирование руды осуществляется автосамосвалами МАЗ-525 грузоподъемностью 25 т. Требуется определить предельный уклон капитальной траншеи.

Условие. Полный вес самосвала МАЗ-525 $Q = 41,7$ т, вес самосвала, приходящийся на ведущие колеса, $P_c = 31,5$ т; коэффициент сцепления шин с дорогой $\psi = 0,22$; основное сопротивление движению $W_0 = 28$ кг/т; ускорение силы тяжести $g = 9,81$ м/сек²; ускорение движения самосвала $a = 0,1$ м/сек²; коэффициент инерции вращающихся масс $J = 0,35$; коэффициент, учитывающий перераспределение весов, приходящихся на оси, при подъеме — $K = 1,15$. Автосамосвалы при движении по капитальной траншее работают на третьей передаче. Динамическая характеристика двигателя МАЗ-525 при работе на третьей передаче $D_{III} = 120\%$.

69 Пример. Установить ширину нижнего основания капитальной траншеи при железнодорожном транспорте груза

Условие Грузооборот карьера $\frac{W}{T} = 3000 \text{ т/час}$; коэффициент тары вагонов $k = 0,75$; сцепной вес локомотива $P_c = 125 \text{ т}$; коэффициент сцепления $\psi = 0,21$; руководящий подъем $i_p = 30^\circ/100$; основное сопротивление движению $w_0 = 2,5 \text{ кг/т}$; коэффициент расчетного веса локомотива $\gamma = 1$, коэффициент неравномерности подхода поездов из забоев и отвалов к путям капитальной траншеи $f = 1,25$; разность высотных отметок раздельных пунктов $h_x = 35 \text{ м}$; скорость движения поездов в грузовом направлении $v_r = 25 \text{ км/час}$; скорость движения поездов в порожняковом направлении $v_n = 40 \text{ км/час}$; время, расходуемое на железнодорожную связь, $\tau = 0,05 \text{ часа}$.

Решение Ширина основания капитальных траншей (в метрах) зависит от количества уложенных в ней путей.

Характеристика породы	Ширина основания траншеи, м			
	Однколей- ный путь	Двухколей- ный путь	Трехколей- ный путь	Четырехколей- ный путь
Мягкие	8,0	12,1	15,2	20,3
Крепкие	7,6	11,7	14,8	19,9

Число железнодорожных путей по формуле Е. Ф. Шешко [2].

$$p = 2 \left\{ \frac{W}{T} \cdot \frac{1 + k}{P_c \left(\frac{1000\psi}{i_p} + w_0 - \gamma \right)} f \left[\frac{h_x}{i_p} \left(\frac{1}{v_r} + \frac{1}{v_n} \right) + \tau \right] \right\} =$$

$$= 2 \left\{ 3000 \frac{1 + 0,75}{125 \left(\frac{1000}{30} \cdot 0,21 + 2,5 - 1 \right)} 1,25 \left[\frac{35}{30} \left(\frac{1}{25} + \frac{1}{40} \right) + 0,05 \right] \right\} \approx 2.$$

Имея в виду, что капитальная траншея частично проходит по мягким породам, ее ширину b можно принять равной 12,1 м.

70 Задача. Определить ширину нижнего основания капитальной траншеи при транспортировании из карьера груза автосамосвалами

Условие Часовой грузооборот карьера $f \frac{W}{T} = 1500 \text{ т/час}$; грузоподъемность самосвалов МАЗ-525 $P = 25 \text{ т}$

Решение Ширина нижнего основания траншей

$$b = 2a + nk + (n - 1)m + c = 2 \cdot 0,5 + 2 \cdot 3,21 + 1,0 + 1,8 = 10,2 \text{ м},$$

где a — расстояние между колесами автомобиля и краем проезжей дороги, равное 0,5 м;
 n — количество полос движения, равное 2;
 k — ширина автосамосвала; для МАЗ-525, равная 3,21 м;
 m — расстояние между машинами, равное 1,0 м;
 c — ширина дренажных кюветов, равная 1,8 м.

Литература к главе IV

1. Ветров Ю. А. Экскаваторный забой. Гостехиздат УССР, Киев, 1955.
2. Шешко Е. Ф. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. Углетехиздат, 1957.

Глава V

КОМПЛЕКСНЫЕ ЗАДАЧИ

Способ вскрытия месторождений тесно связан с технологией открытой разработки, с использованием горнотранспортного оборудования. Например, экскаваторы и локомотивосоставы при вскрытии парными траншеями используются лучше, чем при вскрытии одинарными траншеями. Однако это резко увеличивает объем горнокапитальных работ, и, как правило, этот способ применяется лишь при автомобильном транспорте, допускающем относительно крутые подъемы, особенно при движении в порожнем направлении. При вскрытии групповыми и общими траншеями производительность экскаваторов и локомотивов можно увеличить путем уменьшения величины руководящего подъема капитальных траншей.

В связи с этим возникают задачи, которые включают рассмотрение комплекса вопросов как по способу вскрытия, так и по совместному учету результатов работы горнотранспортного оборудования. Метод решения этих задач, предложенный Е. Ф. Шешко [3], использует приемы аналитического, графоаналитического и сметно-расчетного методов. В наиболее общем виде расчетная схема решения задач заключается в следующем:

1. На основе производственно-технических соображений принимается производительность экскаваторов, а также несколько вариантов искомой величины (полезного веса поезда, сцепного веса локомотива, емкости кузова автосамосвала, руководящего подъема капитальной траншеи, способа вскрытия) и применительно к ним определяется число экскаваторов рабочего парка, обеспечивающих заданную производительность карьера или его участка, число локомотивов и вагонов, объем горнокапитальных работ, длину путей или дорог и др.

2. Для каждого варианта подсчитываются технико-экономические показатели (капитальные и эксплуатационные затраты, производительность труда, производительность на 1 м³ емкости ковша экскаватора, производительность локомотивосостава или автосамосвала и др.).

3. Из ряда искомых величин (вариантов) отбирается наилучший в технико-экономическом отношении.

§ 1 СЦЕПНОЙ ВЕС ЛОКОМОТИВА

71. **Пример.** Угольный карьер с глубиной по вскрыше $H = 77$ м вскрыт общими траншеями. Три верхних уступа вскрыты внешними траншеями, два нижних — внутренними (рис. 34).

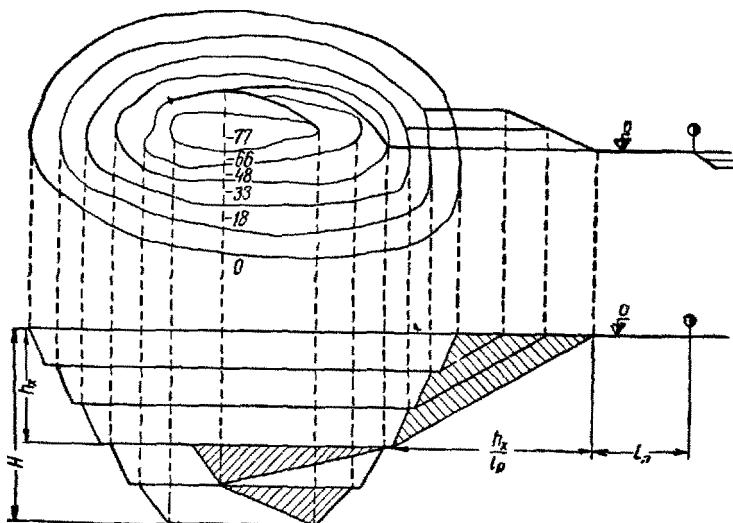


Рис. 34 Схема вскрытия карьера (к примеру определения рационального веса локомотива)

На вскрышных работах заняты одноковшовые экскаваторы ЭКГ-4.

Обосновать по методу Е. Ф. Шешко [2] рациональный сцепной вес локомотива

Условие. Годовая производительность карьера по вскрыше $W_r = 4800$ тыс. м³; объемный вес породы $\gamma = 2,08$ т/м³; число рабочих дней в году $D = 330$; время работы карьера в сутки $T = 21$ час; коэффициент резерва $f = 1,25$; грузоподъемность думпкара $q = 50$ т; коэффициент тары думпкара $k = 0,63$; ограничивающий перегон включает участок пути на поверхности длиной $L = 1,6$ км: полезный вес поезда nq , установленный из условий обеспечения забоя порожняком, составляет 400 т; количество думпкаров в составе $n = 8$ шт.; время обмена поездов

на отвале $t_0' = 7$ мин; время обмена поездов в забое $t_0' = 14$ мин.

Высота уступов в нисходящем порядке: $h_1 = 18$ м, $h_2 = 15$ м, $h_3 = 15$ м, $h_4 = 15$ м, $h_5 = 14$ м

Решение Задачу решаем методом вариантов. С этой целью задаемся следующими сцепными весами локомотивов:

$$P_c = 150 \text{ т}, \quad P_c = 100 \text{ т}, \quad P_c = 75 \text{ т}.$$

Влияние различных сцепных весов локомотивов на технические факторы

Руководящий подъем i_p определяется в зависимости от сцепного веса локомотива P_c при постоянном полезном весе поезда $mq = \text{const}$.

Руководящий уклон находим из следующего выражения:

$$i_p = \frac{\frac{1000\psi}{\omega} P_c - f \frac{W}{T} \cdot \frac{K}{0,5\rho} \cdot \frac{h_x}{v_1}}{\gamma' P_c + f \frac{W}{T} \cdot \frac{K}{0,5\rho} \left(\frac{L_n}{v_2} + \tau \right)} \cdot 100,$$

где ψ — коэффициент сцепления, равный 0,2;

$\omega = \frac{w_0}{i_p} + 1$ — поправочный коэффициент, зависящий от i_p , равный 1,1;

w_0 — основное удельное сопротивление движению, кг/т;

W — суточный грузооборот;

$$W = \frac{W_r}{D} \cdot \gamma = \frac{4\,800\,000}{330} \cdot 2,08 = 30\,200 \text{ т/сутки};$$

v_1 — скорость движения на руководящем подъеме, равная 25 км/час;

v_2 — скорость движения на подъеме меньше руководящего, равная 40 км/час;

ρ — число путей на ограничивающем перегоне;

τ — время сношений при полуавтоматической блокировке; для $\rho = 1$ $\tau = 0,05$ часа, при $\rho = 2$ $\tau = 0,03$ часа;

h_x — разность отметок ограничивающего перегона;

$$h_x = h_1 + h_2 + h_3 = 18 + 15 + 15 = 48 \text{ м};$$

γ' — коэффициент расчетного веса электровоза, равный 1;

K — коэффициент общего веса думпкаров;

$$K = 1 + k = 1 + 0,63 = 1,63.$$

1 Определяем величину руководящего подъема i_p при $\rho = 1$ для различных сцепных весов локомотивов. Подставив данные, получаем

$$i_p = \frac{\frac{1000 \cdot 0,2}{1,1} P_c - 1,25 \frac{30\,200}{21} \frac{1,63}{1} \frac{48}{0,5 \cdot 25}}{1,0 P_c + 1,25 \frac{30\,200}{21} \frac{1,63}{0,5} \left(\frac{1,6}{40} + 0,05 \right)};$$

после упрощений

$$i_p = \frac{182P_c - 11\,230}{P_c + 529}, \text{ ‰}.$$

Для $P_c = 150 \text{ т}$

$$i_p^{150} = \frac{182 \cdot 150 - 11\,230}{150 + 529} \cong 24 \text{ ‰}.$$

Для $P_c = 100 \text{ т}$

$$i_p^{100} = \frac{182 \cdot 100 - 11\,230}{100 + 529} \cong 11 \text{ ‰}.$$

Для $P_c = 75 \text{ т}$

$$i_p^{75} = \frac{182 \cdot 75 - 11\,230}{75 + 529} \cong 4 \text{ ‰}.$$

II. Проверяем руководящий подъем i_p из условия соответствия весовой нормы поезда силе тяги принятых локомотивов

$$nq = \frac{P_c}{K} \left(\frac{1000\psi}{\omega i_p} - \gamma' \right), \text{ т},$$

откуда

$$i_p = \frac{1000\psi P_c}{\omega (Knq + \gamma' P_c)} = 182 \frac{P_c}{652 + P_c}, \text{ ‰}.$$

Для $P_c = 150 \text{ т}$

$$i_p^{150} = 182 \frac{150}{652 + 150} \cong 34 \text{ ‰}.$$

Для $P_c = 100 \text{ т}$

$$i_p^{100} = 182 \frac{100}{652 + 100} \cong 24 \text{ ‰}.$$

Для $P_c = 75 \text{ т}$

$$i_p^{75} = 182 \frac{75}{652 + 75} = 19 \text{ ‰}.$$

III. Проверяем пропускную способность ограничивающего перегона при различных сцепных весах локомотивов.

Определяем необходимое количество пар поездов в час по ограничивающему перегону

$$N_c = \frac{f \frac{W}{T}}{nq} = \frac{1,25 \frac{30\,200}{21}}{400} = 4,5 \text{ пар/час}.$$

По однокорейному пути ($q = 1$) за час в двух направлениях пройдет $4,5 \cdot 2 = 9$ поездов.

Интервал между поездами равен $\frac{60}{9} = 6,7$ мин.

Проверяем время хода поезда по ограничивающему перегону

$$t_{0. n} = \frac{h_1 + h_2 + h_3}{i_p v_1} + L_n \frac{1}{v_2}.$$

Для $P_c = 150 \text{ т}$

$$t_{0. n}^{150} = \frac{48}{34 \cdot 25} + 1,6 \frac{1}{40} = 0,11 \text{ часа} = 6,6 \text{ мин.}$$

Для $P_c = 100 \text{ т}$

$$t_{0. n}^{100} = \frac{48}{24 \cdot 25} + 1,6 \frac{1}{40} = 0,12 \text{ часа} = 7,2 \text{ мин.}$$

Для $P_c = 75 \text{ т}$

$$t_{0. n}^{75} = \frac{48}{19 \cdot 25} + 1,6 \frac{1}{40} = 0,14 \text{ часа} = 8,4 \text{ мин.}$$

Как видно, при однокорейном движении на ограничивающем перегоне электровозы со сцепным весом $P_c = 100 \text{ т}$ и $P_c = 75 \text{ т}$ при полезном весе поезда $nq = 400 \text{ т}$ не обеспечивают расчетно-часовой производительности карьера.

IV. Определяем величину руководящего подъема i_p при двухкорейном движении на ограничивающем перегоне ($q = 2$)

$$i_p = \frac{182P_c - 1800 \frac{1,63}{0,5 \cdot 2} \cdot \frac{48}{25}}{P_c + 1800 \frac{1,63}{0,5 \cdot 2} \left(\frac{1,6}{25} + 0,03 \right)} = \frac{182P_c - 5620}{P_c + 264}, \text{ ‰}.$$

Для $P_c = 150 \text{ т}$

$$i_p^{150} = \frac{182 \cdot 150 - 5620}{150 + 264} = 52 \text{ ‰}.$$

Для $P_c = 100 \text{ т}$

$$i_p^{100} = \frac{182 \cdot 100 - 5620}{100 + 264} = 34 \text{ ‰}.$$

Для $P_c = 75 \text{ т}$

$$i_p^{75} = \frac{182 \cdot 75 - 5620}{75 + 264} = 24 \text{ ‰}.$$

Проверим руководящий подъем (i_p) из условия соответствия весовой нормы поезда силе тяги принятых локомотивов.

Для $P_c = 150 \text{ т}$ и $i_p = 52 \text{ ‰}$

$$nq = \frac{150}{1,63} \left(\frac{182}{52} - 1 \right) = 230 \text{ т.}$$

Для $P_c = 100 \text{ т}$ и $i_p = 34 \text{ ‰}$

$$nq = \frac{100}{1,63} \left(\frac{182}{34} - 1 \right) = 267 \text{ т.}$$

$$\text{Для } P_c = 75 \text{ т и } i_p = 24^0_{/00} \\ nq = \frac{75}{1,63} \left(\frac{183}{24} - 1 \right) = 304 \text{ т.}$$

Следовательно, при проверке значения руководящих уклонов (i_p) выяснилось, что их величина при двухпутном движении не обеспечивает забой заданным количеством порожняка при $nq = 400 \text{ т}$. Вследствие этого для двухколейного движения ($\rho = 2$) принимаем руководящий уклон, полученный для однокольного движения ($\rho = 1$).

Проверяем пропускную способность ограничивающего перегона при различных весах электровоза для двухколейного движения $\rho = 2$.

Необходимая пропускная способность

$$N_c = \frac{fW}{Tnq} = \frac{1,25 \cdot 30 \cdot 200}{21 \cdot 400} = 4,5 \text{ пары поездов в час.}$$

Интервал следования поездов $60 : 4,5 = 13,3 \text{ мин.}$ Время движения поездов по ограничивающему перегону составит:

для $P_c = 150 \text{ т}$ при $i_p = 34^0_{/00} - 6 \text{ мин.};$

для $P_c = 100 \text{ т}$ при $i_p = 24^0_{/00} - 7,2 \text{ мин.};$

для $P_c = 75 \text{ т}$ при $i_p = 19^0_{/00} - 8,4 \text{ мин.}$

Таким образом, действительный интервал следования поездов меньше расчетного, что обеспечивает заданную пропускную способность и создает некоторый резерв.

Результаты расчетов сведены в табл. 8.

Таблица 8

Сцепной вес, т	Однокольное движение $\rho=1$; ширина траншеи понизу $b=8,0 \text{ м}$				Двухколейное движение $\rho=2$; ширина траншеи понизу $b=12,1 \text{ м}$			
	Руководящий подъем, $^0_{/00}$		Интервал между поездами, мин.	Время хода по ограничивающему перегону, мин.	Руководящий подъем, $^0_{/00}$		Интервал между поездами, мин.	Время хода по ограничивающему перегону, мин.
	по грузообороту	по сцепному весу			по грузообороту	по сцепному весу		
150	24	34	6,6	6,0	52	34	13,3	6,0
100	11	24	6,6	7,2	34	24	13,3	7,2
75	4	19	6,6	8,4	24	19	13,3	8,4

Для последующих расчетов принимаются данные, приведенные в табл. 9.

Таблица 9

Сцепной вес локомотива, <i>т</i>	Руководящий подъем, % ₁₀₀	Число путей	Ширина траншеи понижу, <i>м</i>
150	34	1	8,0
100	24	2	12,1
75	19	2	12,1

Время рейса поезда t_p в зависимости от различных сцепных весов локомотивов будет

$$t_p = \frac{K_y H''}{0,5 i_p v_1} + \frac{2L_n}{v_2} + t_0 + \tau_n n q, \text{ час.},$$

где t_0 — время обмена поездов на отвале и в забое $t_0 = t_0' + t_0'' = 14 + 7 = 21$ мин. = 0,35 часа;

τ_n — время погрузки и разгрузки, приходящееся на 1 *т* породы;

$$\tau_n = \frac{1}{\Xi} + \frac{\tau_n}{q} = \frac{1}{770} + \frac{0,03}{50} \cong 0,002 \text{ часа};$$

Ξ — техническая производительность экскаватора;

$$\Xi = 60 E n \eta_s \eta_b \gamma = 60 \cdot 4,5 \cdot 2 \cdot 0,77 \cdot 0,9 \cdot 2,08 = 770 \text{ м}^3/\text{час.}$$

Здесь $E = 4,5 \text{ м}^3$ — емкость ковша экскаватора;

$n = 2$ — число циклов в минуту;

$\eta_s = 0,77$ — коэффициент экскавации;

η_b — коэффициент использования экскаватора во времени;

H'' — средневзвешенная высота подъема груза из карьера, *м*;

$$H'' = \frac{\gamma_1 S_1 h_1 K_{y1} h_1 + \gamma_2 S_2 h_2 (K_{y1} h_1 + K_{y2} h_2) + \dots + \gamma_n S_n h_n \sum_1^n K_{y1} h_1}{\gamma_1 S_1 h_1 + \gamma_2 S_2 h_2 + \dots + \gamma_n S_n h_n},$$

где h — высота уступа, *м*;

γ — объемный вес породы, *т/м*³;

S — площадь уступов, *м*² (принимая $S_1 = S_2 = S_3 = \dots = S_n$);

K_y — коэффициент удлинения трассы (для внешних траншей $K_y' = 1,15$; для внутренних $K_y'' = 1,25$).

$$H'' = \{1,15 [18 \cdot 18 + (18 + 15) 15 + (18 + 15 + 15) 15] + 1,25 [(18 + 15 + 15 + 15) 15 + (18 + 15 + 15 + 15 + 14) 14]\} : (18 + 15 + 15 + 15 + 14) = 57 \text{ м.}$$

Время рейса

$$t_p = \frac{1,17 \cdot 57}{0,5 \cdot 25 i_p} + \frac{2 \cdot 16}{40} + 0,35 + 0,002 \cdot 400 =$$

$$= \frac{5,29}{i_p} + 1,23 \text{ часа.}$$

Для $P_c = 150 \text{ т}$ и руководящего подъема $i_p = 34\text{‰}$

$$t_p^{150} = \frac{5,29}{34} + 1,23 \cong 1,38 \text{ часа.}$$

Для $P_c = 100 \text{ т}$ и $i_p = 24\text{‰}$

$$t_p^{100} = \frac{5,29}{24} + 1,23 = 1,47 \text{ часа.}$$

Для $P_c = 75 \text{ т}$ и $i_p = 19\text{‰}$

$$t_p^{75} = \frac{5,29}{19} + 1,23 = 1,5 \text{ часа.}$$

Потребность карьера в подвижном составе

Для подсчета потребности в подвижном составе при различных вариантах сцепного веса локомотива и числе вагонов в поезде $n = 8$ составим табл. 10.

Таблица 10

Потребность карьера в подвижном составе

Показатели	Сцепной вес локомотива, т		
	150	100	75
Необходимое число локомотивов-составов:			
по расчету	6,2	6,6	6,8
принятое	6	7	7
Коэффициент резерва	1,21	1,32	1,28
Суммарный сцепной вес электровозного парка, т	900	700	525
Число вагонов в парке, шт.	48	56	56

Объем горностроительных работ по проходке капитальных траншей.

Для $P_c = 150 \text{ т}$, $i_p = 34\text{‰}$, $\rho = 1$ и $b = 8,0 \text{ м}$

$$V = V_2 + V_4 = \frac{K_y'}{i_p} \left(\frac{b}{2} \sum_1^n h_c^2 + \frac{H^3}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \\ + \frac{K_y''}{i_p} \left(\frac{b}{2} \sum_1^n h^2 + \frac{1}{3 \operatorname{tg} \alpha} \sum_1^n h^3 \right) \mp C, \text{ м}^3,$$

где

$$\sum_1^n h_c^2 = h_1^2 + (h_1 + h_2)^2 + (h_1 + h_2 + h_3)^2 = 18^2 + \\ + (18 + 15)^2 + (18 + 15 + 15)^2; \\ \sum_1^n h^2 = h_4^2 + h_5^2 = 15^2 + 14^2; \\ \sum_1^n h^3 = h_4^3 + h_5^3 = 15^3 + 14^3;$$

C — поправка на рельеф местности;

α — угол откоса траншеи, град.

$$V_{150} = 2507 \text{ тыс. м}^3.$$

Для $P_c = 100 \text{ м}$, $i_p = 24^\circ/00$, $\rho = 2$ и $b = 12,1 \text{ м}$

$$V_{100} = 3893 \text{ тыс. м}^3.$$

Для $P_c = 75 \text{ м}$, $i_p = 19^\circ/00$, $\rho = 2$ и $b = 12,1 \text{ м}$

$$V_{75} = 4933 \text{ тыс. м}^3.$$

Протяженность путей.

Для $P_c = 150 \text{ м}$, $i_p = 34^\circ/00$ и $\rho = 1$

$$L_{150} = \frac{K_y' [h_1 + (h_1 + h_2) + (h_1 + h_2 + h_3)] \rho}{i_p} + \frac{K_y'' (h_4 + h_5) \rho}{i_p} = \\ = \frac{1,15 [18 + (18 + 15) + (18 + 15 + 15)] 1}{34} + \frac{1,25 (15 + 14) 1}{34} = 4,38 \text{ км.}$$

Для $P_c = 100$, $i_p = 24^\circ/00$ и $\rho = 2$

$$L_{100} = \frac{1,15 \cdot 99 \cdot 2}{24} + \frac{1,25 \cdot 29 \cdot 2}{24} = 12,6 \text{ км.}$$

Для $P_c = 75 \text{ м}$, $i_p = 19^\circ/00$ и $\rho = 2$

$$L_{75} = \frac{1,15 \cdot 99 \cdot 2}{19} + \frac{1,25 \cdot 29 \cdot 2}{19} = 15,8 \text{ км.}$$

Влияние различных сцепных весов локомотивов на стоимостные показатели

Стоимостные показатели по строительству и эксплуатации карьеров при рассматриваемых вариантах определяются установленными выше техническими параметрами и соответствующими им ценностными показателями.

Таблица 11

Примерные капитальные затраты на приобретение подвижного состава, сооружение капитальных траншей с путями, жилищно-коммунальное строительство при применении электровозов различного веса, тыс. руб.

Показатели	Сцепной вес электровоза, т		
	150	100	75
Суммарная стоимость электровозного парка (по 6 тыс. руб. за 1 т сцепного веса)	5 400	4 200	3 150
Стоимость вагонного парка (по 60 тыс. руб. за вагон)	2 980	3 360	3 360
Стоимость сооружения капитальных траншей (по 8 руб. за 1 м³)	20 060	31 200	39 380
Стоимость строительства путей (100 тыс. руб. за 1 км)	438	1 260	1 580
Жилищно-коммунальное строительство (по 9 чел. на поезд и по 20 тыс. руб. на 1 чел.)	1 080	1 260	1 260
Строительная стоимость варианта	29 958	41 280	4 873
В процентах к I варианту	100	139	162

Таблица 12

Примерные годовые эксплуатационные расходы для различного веса электровозов, тыс. руб.

Показатели	Сцепной вес электровоза, т		
	150	100	75
Содержание поездов (оплата бригад по 125 тыс. руб. в год)	750	875	875
Содержание электровозов (энергия, ремонт, амортизация по 2 тыс. руб. в год на 1 т сцепного веса)	1800	1400	1050
Содержание вагонов (по 12 тыс. руб. за вагон в год)	576	672	672

Продолжение табл 12

Показатели	Сцепной вес электровоза, т		
	150	100	75
Погашение стоимости траншеи (срок службы 25 лет)	802	1247	1572
Содержание путей в траншее (по 20 тыс. руб. в год на 1 км)	86,8	252	318
Эксплуатационные затраты по вариантам в год	4014,8	4446,0	4487,0
В процентах к I варианту .	100	111	112

Выводы. Таким образом, как по строительной, так и по эксплуатационной стоимости оптимальным вариантом является вариант с применением электровозов со сцепным весом 150 т. Этот вариант по сравнению с вариантом 100-тонного электровоза обеспечивает экономию на эксплуатационных затратах за срок существования карьера на сумму около 11 млн. руб. и на единовременных капитальных вложениях на сумму 11,22 млн. руб.

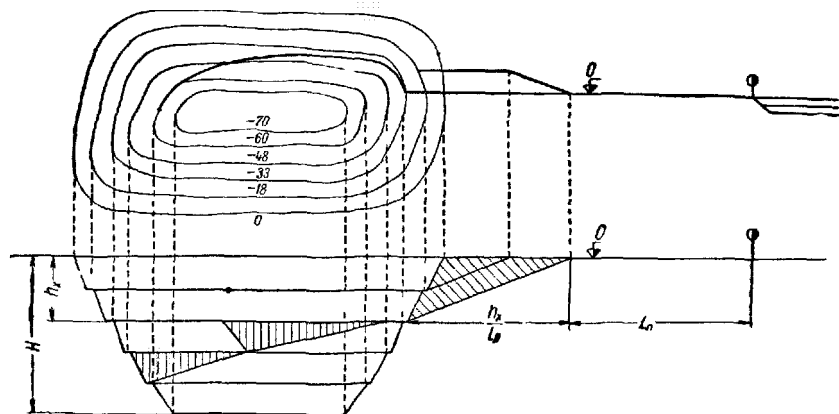


Рис. 35. Схема вскрытия карьера (к задаче определения рационального веса локомотива)

72. Задача. Рудный карьер с глубиной работ по вскрытию $H = 72$ м вскрыт общими траншеями. Два верхних горизонта вскрыты общими внешними траншеями, два следующих — внутренними общими. Нижний горизонт обрабатывается с верхней погрузкой (рис. 35). На вскрышных работах заняты одноковшовые экскаваторы ЭКГ-8 с ковшом емкостью $E = 8$ м³. Требуется обосновать рациональный сцепной вес локомотива.

У с л о в и е. Годовая производительность карьера по вскрыше $W_r = 6400$ тыс. m^3 ; объемный вес породы $\gamma = 2,15$ t/m^3 ; число рабочих дней в году $D = 330$; число часов работы карьера в сутки $T = 18$ часов; коэффициент резерва $f = 1,25$; думпкары Калининградского завода грузоподъемностью $q = 90$ t ; коэффициент тары думпкара $k = 0,65$; ограничивающий перегон включает участок пути длиной $L = 1,8$ $км$; полезный вес поезда установлен из условия обеспечения забоя порожняком $nq = 450$ t ; количество думпкаров в составе $n = 5$ шт.; время обмена поездов в забое $t_0 = 16$ мин.; время обмена поездов на отвале $t'_0 = 8$ мин.; коэффициент удлинения трассы внешних траншей $k_y = 1,12$; коэффициент удлинения трассы внутренних траншей $k_y = 1,22$.
Высота уступов: $h_1 = 18$ $м$, $h_2 = 15$ $м$, $h_3 = 15$ $м$, $h_4 = 12$ $м$, $h_5 = 12$ $м$.

Площадь всех уступов принять одинаковой; поправка на рельеф при проходке траншей $C = 0$, угол откоса внешних траншей $\alpha_1 = 40^\circ$, внутренних $\alpha_2 = 70^\circ$; время на сношение поездов $\tau = 0,03$ часа.

Число циклов черпания экскаватора ЭКГ-8 в минуту $n_1 = 1,75$; коэффициент экскавации $\eta_a = 0,73$; коэффициент использования экскаватора во времени $\eta_{в} = 0,9$; скорость движения поездов на руководящем подъеме $v_1 = 20$ $км/час$; скорость движения поездов по путям с подъемом меньше руководящего $v_2 = 30$ $км/час$; коэффициент сцепления $\psi = 0,215$; сопротивление движению $w_0 = 3$ $кг/т$; ширина однопутевой траншеи $b_1 = 8,0$ $м$; ширина двухпутевой траншеи $b_2 = 12$ $м$.

Стоимостные данные: стоимость 1 t сцепного веса локомотива 7 тыс. руб.; стоимость одного думпкара 95 тыс. руб.; стоимость 1 m^3 горнокапитальных работ 8 руб.; стоимость строительства 1 $км$ путей 300 тыс. руб.; стоимость жилищно-коммунального строительства на одного рабочего 30 тыс. руб.; количество рабочих на один состав в сутки 9 чел.; стоимость содержания поезда 130 тыс. руб.; стоимость содержания 1 t сцепного веса локомотива 3,0 тыс. руб.; стоимость содержания думпкара 25 тыс. руб.; стоимость содержания 1 $км$ путей в траншее 40 тыс. руб. в год; срок службы карьера 40 лет.

§ 2. ДЛИНА ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ И ЕМКОСТЬ КУЗОВА АВТОСАМОСВАЛА

73. **Пример.** Мощная рудная залежь вскрыта с применением комбинированного транспорта — железнодорожного с автомобильным. Следует определить целесообразную длину транспортирования автосамосвалами с тем, чтобы правильно выбрать место для перегрузочного пункта.

Условие. Самосвалы МАЗ-525 грузоподъемностью $P = 25 \text{ т}$; думпкары Калининградского завода грузоподъемностью $q = 50 \text{ т}$; в поездном составе $n = 8$ думпкаров; полезный груз, приходящийся на 1 т сцепного веса электровоза, $C_1 = 2,67 \text{ т}$; техническая производительность экскаватора ЭКГ-4 $\Xi = 475 \text{ т/час}$; средняя скорость движения железнодорожных поездов $v_{\text{т}} = 10 \text{ км/час}$; средняя скорость движения автотранспорта $v_{\text{м}} = 15 \text{ км/час}$; длительность погрузки и разгрузки 1 т груза при железнодорожном транспорте $\tau_{\text{п}} = 0,0028 \text{ часа}$; время обмена составов $t_0 = 0,25 \text{ часа}$; время разгрузки самосвала $t_{\text{р}} = 0,02 \text{ часа}$; время обмена самосвала $t'_0 = 0,0083 \text{ часа}$.

Стоимостные данные: размер годовых расходов по содержанию поезда независимо от его веса $K_{\text{п}} = 130 \text{ тыс. руб.}$; полная стоимость содержания вагонов в год $K_{\text{в}} = 15 \text{ тыс. руб.}$. Годовая стоимость содержания электровозов, отнесенная к 1 т его сцепного веса, $K_{\text{т}} = 3,0 \text{ тыс. руб.}$; полная стоимость годового содержания экскаватора $K_{\text{э}} = 300 \text{ тыс. руб.}$; размер годовых расходов на содержание автосамосвалов, зависящих от их числа, $K_{\text{а}} = 25 \text{ тыс. руб.}$; годовая стоимость содержания самосвала, отнесенная к 1 т его грузоподъемности, $K_{\text{г}} = 7,5 \text{ тыс. руб.}$.

Решение. Длина транспортирования при перевозке руды автосамосвалами по формуле Б. А. Симкина [1]

$$\begin{aligned}
 L &= 0,5 \frac{\tau_{\text{п}} \left(K_{\text{п}} + nK_{\text{в}} + \frac{nqK_{\text{т}}}{C_1} \right) + \frac{t_0 K_{\text{э}}}{nq} - \frac{1}{P} (t_{\text{р}} K_{\text{а}} + t'_0 K_{\text{э}}) - \frac{1}{\Xi} (K_{\text{а}} + PK_{\text{г}}) - t_{\text{р}} K_{\text{г}}}{\frac{1}{v_{\text{м}}} \left(\frac{K_{\text{а}}}{P} + K_{\text{г}} \right) - \frac{1}{v_{\text{т}}} \left(\frac{K_{\text{п}}}{nq} + \frac{K_{\text{в}}}{q} + \frac{K_{\text{т}}}{C_1} \right)} = \\
 &= 0,5 \frac{0,0028 \left(130 + 8 \cdot 15 + \frac{8 \cdot 50 \cdot 3}{2,67} \right) + \frac{0,25 \cdot 300}{8 \cdot 50} -}{\frac{1}{15} \left(\frac{25}{25} + 7,5 \right) - \frac{1}{10} \left(\frac{130}{8 \cdot 50} + \frac{15}{50} + \frac{3}{2,67} \right)} \rightarrow \\
 &\rightarrow \frac{- \frac{1}{25} (0,02 \cdot 25 + 0,0083 \cdot 300) - \frac{1}{475} (25 + 25 \cdot 7,5) - 0,02 \cdot 7,5}{\frac{1}{15} \left(\frac{25}{25} + 7,5 \right) - \frac{1}{10} \left(\frac{130}{8 \cdot 50} + \frac{15}{50} + \frac{3}{2,67} \right)} = 1,8 \text{ км.}
 \end{aligned}$$

74. **Задача.** Для условий примера 73 определить длину транспортирования руды автосамосвалами МАЗ-530 грузоподъемностью $P = 40 \text{ т}$ при работе совместно с железнодорожным транспортом.

75. **Пример.** Для перевозки руды из карьера до обогатительной фабрики, расположенной на расстоянии $l = 2 \text{ км}$;

применяются автосамосвалы. Необходимо по методу Б. А. Симкина [1] определить экономически целесообразную емкость кузова самосвала.

Условие. Погрузка руды осуществляется экскаваторами ЭКГ-4 с емкостью ковша $E_3 = 3 \text{ м}^3$; число циклов экскаватора в час $n = 120$; коэффициент экскавации $\eta_3 = 0,7$; коэффициент использования экскаватора $\eta_{\text{и}} = 0,95$; время обмена самосвалов $t_0 = 0,017$ часа; время разгрузки самосвала $t_p = 0,025$ часа; средняя скорость движения $v_{\text{м}} = 15 \text{ км/час}$.

Стоимостные показатели: полная стоимость годового содержания экскаваторов $K_3 = 400$ тыс. руб.; размер годовых расходов на содержание автосамосвалов, зависящих от их числа, $K_{\text{а}} = 25$ тыс. руб.; годовая стоимость содержания самосвалов, отнесенная к 1 t их грузоподъемности, $K_{\text{г}} = 7,5$ тыс. руб.; стоимость экскаватора $K_3' = 800$ тыс. руб., стоимость самосвала, приходящаяся на 1 t грузоподъемности, $K_{\text{а}}' = 15$ тыс. руб.; расходы на жилбыткультстроительство, приходящиеся на одного списочного рабочего, $K_{\text{ж}}' = 20$ тыс. руб.

Списочное число рабочих на экскаваторе $P_3 = 12$ чел., на самосвале $P_{\text{а}} = 4$.

Решение. 1. Оптимальная емкость кузова самосвала, определенная с учетом эксплуатационных затрат,

$$E = \sqrt{\frac{E_3 n \eta_3 \eta_{\text{и}} (t_0 K_3 v_{\text{м}} + I K_{\text{а}} + t_p P_{\text{а}} K_{\text{а}}' v_{\text{м}})}{K_{\text{г}} v_{\text{м}}}} =$$

$$= \sqrt{\frac{3 \cdot 120 \cdot 0,7 \cdot 0,95 (0,017 \cdot 400 \cdot 15 + 2 \cdot 25 + 0,025 \cdot 25 \cdot 15)}{7,5 \cdot 15}} = 18,4 \text{ м}^3.$$

2. Оптимальная емкость кузова самосвала, определенная с учетом капитальных затрат,

$$E' = \sqrt{\frac{E_3 n \eta_3 \eta_{\text{и}} (t_0 K_3' v_{\text{м}} + t_0 P_3 K_{\text{ж}}' v_{\text{м}} + I P_{\text{а}} K_{\text{ж}}' + t_p P_{\text{а}} K_{\text{ж}}' v_{\text{м}})}{K_{\text{а}}' v_{\text{м}}}} =$$

$$= \sqrt{\frac{3 \cdot 120 \cdot 0,7 \cdot 0,95 (0,017 \cdot 800 \cdot 15 + 0,017 \cdot 12 \cdot 20 \cdot 15 + 2 \cdot 4 \cdot 20 + 0,025 \cdot 4 \cdot 20 \cdot 15)}{15 \cdot 15}} =$$

$$= 21,9 \text{ м}^3.$$

Таким образом, разница в емкости кузова самосвала, определенная по эксплуатационным и капитальным затратам, составляет 12%. Оптимальному решению для условий настоящего примера будет удовлетворять самосвал МАЗ-530 грузоподъемностью 40 t с емкостью кузова 22 м^3 .

76. Задача. Для условий примера 75 определить оптимальную емкость кузова самосвала при длине транспортирования руды $l = 3,5 \text{ км}$

§ 3. ПОЛЕЗНЫЙ ВЕС ПОЕЗДА

77. Пример. Угольный карьер глубиной $H = 117$ м имеет девять уступов высотой $h = 13$ м. Три верхних уступа вскрыты общей внешней траншеей, остальные пять — общей внутренней. Нижний уступ отрабатывается с верхней погрузкой (рис. 36). На вскрышных работах заняты одноковшовые экскаваторы ЭКГ-4 с ковшом емкостью $E = 4$ м.

Обосновать по методу Е. Ф. Шешко [2] полезный вес поезда.

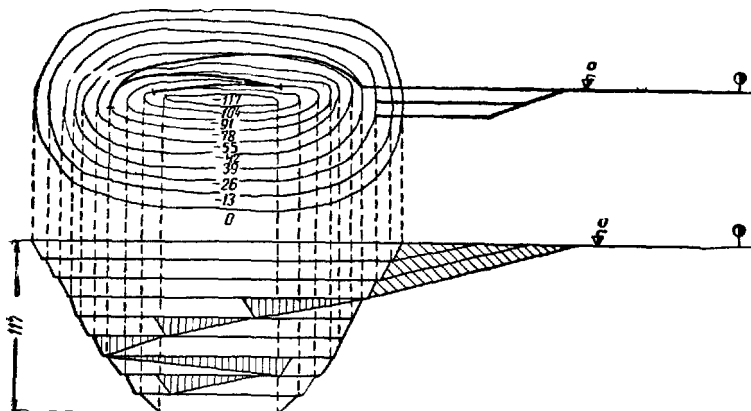


Рис. 36. Схема вскрытия карьера (к примеру определения рационального веса поезда)

Условие. Годовой объем вскрыши $W_r^в = 10\,400$ тыс. $м^3$; годовая добыча угля $W_r^у = 2600$ тыс. $м^3$; число дней работы по вскрыше $D' = 330$, по углю $D'' = 300$; число часов работы карьера в сутки $T = 21$; время обмена поездов на уступе $t_0' = 12$ мин.; время обмена поездов на отвале $t_0'' = 7$ мин.; руководящий уклон капитальных траншей $i_p = 30^{00}/_{00}$; коэффициент удлинения трассы: для внешних траншей $K_y' = 1,15$, для внутренних траншей $K_y'' = 1,35$; время нахождения поезда на постоянных путях с уклоном меньше руководящего $t_n = 20$ мин.; объемный вес породы $\gamma_n = 2,2$ $т/м^3$; объемный вес угля $\gamma_y = 1,1$ $т/м^3$; грузоподъемность думпкаров $q = 60$ $т$; полезный вес поезда, приходящийся на 1 $т$ сцепного веса электровоза, $C_1 = 4,6$ $т$; техническая производительность экскаватора $\Xi = 730$ $м^3/час$.

Решение. Задачу решаем методом вариантов. С этой целью задаемся следующими весами поездов: $n_1 q = 240$ $т$, $n_2 q = 360$ $т$, $n_3 q = 480$ $т$, $n_4 q = 720$ $т$.

Исходные данные:

среднесуточная производительность карьера:

$$\text{по вскрыше} \quad W^в = \frac{10\,400\,000}{330} = 31\,500 \text{ м}^3/\text{сутки};$$

$$\text{по углю} \quad W^у = \frac{2\,600\,000}{300} = 8700 \text{ м}^3/\text{сутки};$$

среднечасовая производительность карьера:

$$\text{по вскрыше} \quad f \frac{W^в}{T} \gamma_n = 1,25 \frac{31\,500}{21} 2,2 = 4100 \text{ т/час};$$

$$\text{по углю} \quad f \frac{W^у}{T} \gamma_y = 1,25 \frac{8700}{21} 1,1 = 570 \text{ т/час}.$$

Итого . . 4670 т/час.

Технические параметры, зависящие от веса поезда

1. Потребное количество экскаваторов для различных вариантов веса поезда

$$N_s = f \frac{W}{\Xi} \left(1 + t_0 \frac{\Xi}{nq} \right) = \frac{4670}{730} \left(1 + 0,2 \frac{730}{nq} \right) =$$

$$= 6,4 + \frac{1040}{nq}, \text{ шт.}$$

Таблица 13

Показатели	Полезный вес поезда, т			
	240	360	480	720
Рабочий парк экскаваторов, шт. . .	11	9	9	8
Действительный коэффициент резерва	1,28	1,21	1,31	1,28

2. Необходимая пропускная способность путей капитальных траншей:

Таблица 14

Количество пар поездов в сутки	Полезный вес поезда, т			
	240	360	480	720
$f \frac{W}{nq}$	410	270	200	136

3. Объем горнокапитальных работ по проходке траншей

$$V = V_2 + V_4 = \frac{K_{y'}}{i_p} \left(\frac{b}{2} \sum_1^n h_c^2 + \frac{H^3}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \\ + \frac{K_{y''}}{i_p} \left(\frac{b}{2} \sum_1^n h^2 + \frac{1}{3 \operatorname{tg} \alpha} \sum_1^n h^3 \right) + C,$$

где V_2 и V_4 — объемы системы соответственно внешних и внутренних траншей, м^3 ;

$$\sum_1^n h_c^2 = 13^2 + (13 + 13)^2 + (13 + 13 + 13)^2;$$

$$\sum_1^n h^2 = \sum_1^5 13^2;$$

$$\sum_1^n h^3 = \sum_1^n 13^3;$$

$C = 0$ — поправка на рельеф местности;

$$V = 66\,175b + 1\,410\,600 \text{ м}^3.$$

Ширина карьера b , очевидно, определяется количеством путей, уложенных в траншее, число которых в свою очередь должно обеспечить необходимую пропускную способность траншей (табл. 15).

Таблица 15

Показатели	Полезный вес поезда, t			
	240	360	480	720
Пар поездов в сутки	410	270	200	136
Число путей p	4	3	2	2
Ширина траншей понизу, м	19,2	15,8	12,1	12,1
Объем горнокапитальных работ V , тыс. м^3	2670	2450	2210	2210

4. Потребность в подвижном составе.

Время рейса поезда

$$t_p = t_i + t_n + t_0 + \tau_n n q, \text{ час.},$$

где τ_n — время погрузки и разгрузки, приходящееся на 1 t груза, равное 0,0018 часа;

t_n — время движения поезда по путям с уклоном меньше руководящего, равное 20 мин.;

t_0 — общее время обмена поездов в забое и на отвале;

t_i — время движения поезда по руководящему подъему;

$$t_i = \frac{H''}{0,5v_{ip}} = \frac{47}{0,5 \cdot 20 \cdot 30}.$$

Здесь v — скорость движения поезда на руководящем подъеме, равная 20 км/час;

H'' — средневзвешенная высота подъема груза;

$$H'' = \frac{\gamma_1 S_1 h_1 K_1 h_1 + \gamma_2 S_2 h_2 (K_1 h_1 + K_2 h_2) + \dots + \gamma_n S_n h_n \sum_1^n K h}{\gamma_1 S_1 h_1 + \gamma_2 S_2 h_2 + \dots + \gamma_n S_n h_n}, \text{ м.}$$

Здесь h — высота уступа, м;

γ — объемный вес породы или угля, т/м³;

S — площадь уступов (принимая $S_1 \approx S_2 \approx \dots \approx S_y$), м;

K — коэффициент удлинения трассы (внешней $k_y' = 1,15$, внутренней $k_y'' = 1,35$);

$$H'' = 47 \text{ м;}$$

$$t_p = 0,81 + 0,0018 nq, \text{ час.}$$

Таблица 16

Показатели	Полезный вес поезда, т			
	240	360	480	720
Время рейса, час	1,24	1,46	1,68	1,94
Число локомотиво-составов	24	19	16	13
Коэффициент резерва	1,24	1,25	1,22	1,28

Сцепной вес локомотива, рассчитанный по формуле $P_c = \frac{nq}{C_1}$, приводится в табл. 17.

Таблица 17

Показатели	Полезный вес поезда, т			
	240	360	480	720
Сцепной вес одного локомотива, т:				
расчетный	53	78	105	155
принятый	50	75	100	150
Суммарный сцепной вес всех локомотивов $\sum P_c = P_c N_{\text{А. С.}}$, т	1200	1425	1600	1950
Суммарный парк вагонов $\sum n = N_{\text{А. С.}} n$	96	114	128	156

Технико-экономический анализ вариантов

Стоимостные показатели:

стоимость содержания экскаватора ЭКГ-4 300 тыс. руб. в год;

стоимость содержания электровоза в год по статьям, не зависящим от его сцепного веса (оплата бригады локомотива

и др.), 75 тыс. руб.; по статьям, зависящим от сцепного веса, 2 тыс. руб. на каждую тонну сцепного веса;

стоимость содержания одного думпкара 15 тыс. руб. в год;

стоимость содержания поезда независимо от его состава (оплата кондукторских бригад и др.) 50 тыс. руб. в год;

погашение стоимости капитальных траншей, исходя из единичной стоимости 10 руб. за 1 м³ и двадцатипятилетнего срока службы.

Таблица 18

**Примерные эксплуатационные расходы за год
для поездов различного веса, тыс. руб.**

Статьи расходов	Полезный вес поезда, т			
	240	360	480	720
Содержание экскаваторов	3 300	2 700	2 700	2 400
Содержание электровозов	4 200	4 275	4 400	4 875
Содержание вагонов	1 440	1 710	1 920	2 340
Содержание поездов	1 200	950	800	650
Погашение стоимости капитальных траншей	1 070	960	885	885
Итого	11 210	10 595	10 705	11 150
В процентах	100	94,5	95,5	99,5

Таблица 19

**Приблизительные капитальные затраты на приобретение
экскаваторов и подвижного состава для случаев применения
поездов различного веса, тыс. руб.**

Статьи расходов	Полезный вес поезда, т			
	240	360	480	720
Стоимость рабочего парка экскаваторов, считая стоимость каждого экскаватора по 800 тыс. руб.	8 800	7 200	7 200	6 400
Стоимость рабочего парка электровозов, считая по 6 тыс. руб. за 1 т сцепного веса	7 200	8 550	9 600	11 700
Стоимость рабочего парка думпкаров, считая стоимость одного думпкара 70 тыс. руб.	6 720	7 980	8 960	10 920
Расходы на жилищно-коммунальное строительство, полагая по 20 тыс. руб. на одного трудящегося	6 960	5 580	5 040	4 260
Всего	56 380	53 810	52 900	55 380
В процентах	100	95,5	94,0	98,0

Потребность в трудящихся, обслуживающих погрузочно-транспортные работы, устанавливается из условия 4 чел. на экскаваторную бригаду и 3 — на поездную бригаду в смену при трехсменной работе, включая подменных (табл. 20).

В табл. 19 расходы на жилищно-коммунальное строительство были определены, исходя из этих же условий.

Таблица 20

Количество трудящихся для погрузочно-транспортных работ

	Полезный вес поезда, <i>т</i>			
	240	360	480	720
Экскаваторные бригады	132	108	108	96
Поездные бригады	216	171	144	117
Всего	348	279	252	213
В процентах	100	80	72,5	60,7

Выводы. По совокупной оценке вариантов целесообразно принять поезд с полезным весом 480 *т* или 8 думпкаров в составе

Таблица 21

Сводка технико-экономических показателей, зависящих от веса поезда

Показатели	Полезный вес поезда, <i>т</i>			
	240	360	480	720
Производительность на 1 <i>м³</i> емкости ковша рабочего парка экскаваторов за год, тыс. <i>м³</i>	296	362	362	406
Производительность на 1 <i>т</i> сцепного веса электровазов за год, тыс. <i>м³</i>	10,8	9,15	8,14	6,67
Производительность на один 60-тонный думпкар за год, тыс. <i>м³</i>	135	114	102	83
Себестоимость 1 <i>м³</i> по сравниваемым статьям расходов, руб.	0,85	0,815	0,825	0,85
Производительность трудящегося по обслуживанию экскаваторов и поездов за год, тыс. <i>м³</i> ,	34,4	46,6	51,6	61,0

78. Задача. Меднорудный карьер глубиной $H = 63$ м имеет четыре рабочих горизонта. Три верхних горизонта вскрыты общей внешней траншеей, последний уступ вскрыт внутренней траншеей (рис. 37). На вскрышие и добыче применяются одноковшовые экскаваторы ЭКГ-8 с ковшом емкостью $E = 6$ м³. Обосновать по методу Е. Ф. Шешко [2] полезный вес поезда.

Условие. Годовой объем карьера по горной массе $W_r = 13$ млн. м³; объемный вес горной массы $\gamma = 2,75$ т/м³; число рабочих дней в году $D = 300$; число часов работы карьера

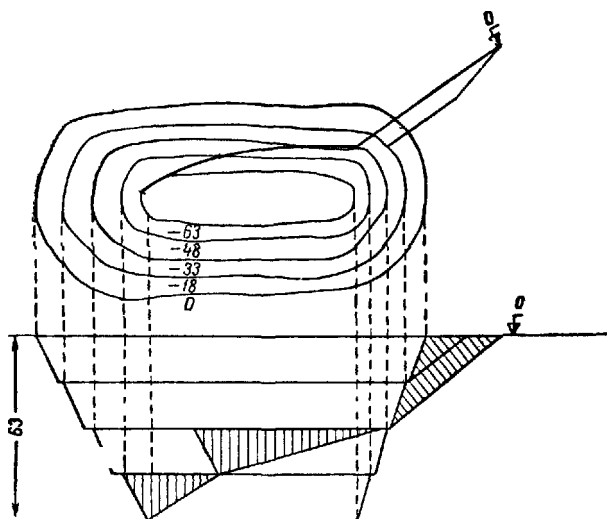


Рис. 37. Схема вскрытия карьера (к задаче определения рационального веса поезда)

в сутки $T = 21$; время обмена поездов в забое $t_0' = 15$ мин.; время обмена на отвале $t_0'' = 8$ мин.; время нахождения поезда на постоянных путях с уклоном меньше руководящего $t_n = 35$ мин.; руководящий уклон капитальной траншеи $i_p = 35^\circ_{00}$; коэффициент удлинения трассы для внешних траншей $K_y' = 1,12$, для внутренних траншей $K_y'' = 1,2$.

Думпкары Калининградского завода грузоподъемностью $q = 90$ т;

коэффициенты тары думпкаров $k = 0,65$;

полезный вес поезда, приходящийся на 1 т сцепного веса электровоза, $C_1 = 4$ т;

скорость движения поезда по руководящему подъему $v_1 = 20$ км/час.

Число циклов черпания экскаватора ЭКГ-8 в минуту 1,9; коэффициент экскавации $\eta_3 = 0,75$; коэффициент использования экскаватора во времени $\eta_4 = 0,9$.

Высота уступов: $h_1 = 18$ м; $h_2 = 15$ м; $h_3 = 15$ м; $h_4 = 15$ м.

Площадь всех уступов принимается одинаковой: поправка на рельеф при проходке траншей $C = 180$ тыс. м³; угол откоса внешних траншей $\alpha_1 = 45^\circ$, внутренних $\alpha_2 = 60^\circ$.

Стоимостные данные: стоимость электровоза на 1 т сцепного веса 7 тыс. руб.; стоимость одного думпкара 95 тыс. руб.; стоимость экскаватора ЭКГ-8 2250 тыс. руб.; стоимость 1 м³ горнокапитальных работ 8 руб.; затраты по жилищно-коммунальному строительству на одного рабочего 35 тыс. руб.

Количество рабочих в сутки: на один поезд 9, на один экскаватор 11 чел.

Стоимость содержания экскаватора ЭКГ-8 в год 900 тыс. руб.

Стоимость содержания электровоза в год:

а) расходы, не зависящие от его сцепного веса (оплата бригады локомотива и др.), 75 тыс. руб.;

б) расходы на каждую его тонну сцепного веса в год 2 тыс. руб.

Стоимость содержания одного думпкара в год 25 тыс. руб.

Стоимость содержания поезда независимо от его состава (оплата кондукторских бригад и др.) в год 50 тыс. руб.

Погашение стоимости капитальных траншей, исходя из единичной стоимости 8 руб. за 1 м³ и тридцатилетнего срока службы.

§ 4. ОБОСНОВАНИЕ ВИДА КАРЬЕРНОГО ТРАНСПОРТА

79. Пример. Меднорудный карьер с годовой производственной мощностью по горной массе $W_r = 5$ млн. т имеет глубину $H = 50$ м и вскрыт внутренними общими траншеями. При отработке карьера представляется возможным применить как железнодорожный, так и автомобильный транспорт. Требуется выбрать экономически целесообразный вид карьерного транспорта по методу Е. Ф. Шешко.

Условие.

Наименование показателей	Обозначение	Значение показателей	
		при железнодорожном транспорте	при автомобильном транспорте
Тип экскаватора	—	ЭКГ-4	ЭКГ-4
Техническая производительность, $m/час$	Δ_T	500	500
Коэффициент использования экскаватора во времени	η_B	0,95	0,95
Расчетно-часовая производительность экскаватора ($\Delta = \eta_B \Delta_T$), $m/час$	Δ	475	475
Количество рабочих дней в году	T	300	300
Количество рабочих часов в сутки	f	21	21
Коэффициент резерва		1,25	1,25
Расчетно-часовая производительность карьера $W_q = f \frac{W_T}{300T}$, $m/час$	W_q	$\frac{5\,000\,000}{300 \cdot 21}$	$1,25 \frac{5\,000\,000}{300 \cdot 21}$
Сцепной вес электровоза, m	P_c	150	—
Количество вагонов в поезде	n	8	—
Грузоподъемность думпкара, m	q	50	—
Полезный вес поезда, приходящийся на единицу сцепного веса, $C_1 = \frac{nq}{P_c}$	C_1	2,67	—
Длина транспортирования, $км$	l	8	4,5
Техническая скорость локомотивосоставов и автосамосвалов, $км/час$	v_T, v_a	10	15
Время обмена поезда или самосвала у экскаватора	t_0, t_0'	15 мин. или 0,25 часа	0,5 мин. или 0,0083 часа
Время погрузки и разгрузки поезда, приходящееся на 1 m груза, час.	τ_n	0,0028	—
Время разгрузки автосамосвалов	t_p	—	1,5 мин. или 0,025 часа
Грузоподъемность самосвала, m	P	—	Переменно
Протяженность путей на поверхности, $км$	$a; a'$	1	1
Длина фронта на один экскаватор, $км$	—	1,0	0,25
Руководящий уклон, $0/00$	$i_p; i_p'$	40	100
Коэффициент развития трассы	$K_p; K_p'$	1,2	1,0
Длина забойных путей, $км$	$l_s; l_s'$	3,0	1,5
Срок службы карьера, лет	T_n	25	25
Объемный параметр траншей, зависящий от рельефа местности, тыс. m^3	$C_{ж}, C_a$	0	0
Ширина траншеи понижу, m	b, b_1	12,1	11

Продолжение

Наименование показателей	Обозначение	Значение показателей	
		при железнодорожном транспорте	при автомобильном транспорте
Списочное число рабочих, приходящихся на один экскаватор	$P_э$	12	12
Списочное число рабочих, приходящихся на один локомотивосостав и на один автосамосвал	$P_{л}; P_a$	8	4
Угол откоса капитальных траншей, град.	α	45	45

Стоимостные показатели

Стоимость годового содержания экскаватора $K_э = 300$ тыс. руб.;

расходы на содержание поезда независимо от его веса $K_{п} = 130$ тыс. руб.;

стоимость содержания вагона $K_в = 15$ тыс. руб.;

годовая стоимость содержания электровоза, отнесенная к 1 т его сцепного веса, $K_т = 3$ тыс. руб.;

годовые расходы на содержание автосамосвалов, зависящие от их числа, $K_a = 25$ тыс. руб.;

годовая стоимость содержания автосамосвала, отнесенная к 1 т его грузоподъемности, $K_г = 7,5$ тыс. руб.;

стоимость годового содержания 1 км двухколейных стационарных путей $K_{ж.с} = 40$ тыс. руб.;

стоимость годового содержания (включая переукладку) 1 км одноколейных забойных путей $K_{ж.з} = 25$ тыс. руб.;

стоимость годового содержания 1 км двухполосной стационарной автодороги $K_{a.с} = 18$ тыс. руб.;

стоимость годового содержания 1 км забойной автодороги $K_{a.з} = 12$ тыс. руб.

стоимость экскаватора $K_э' = 800$ тыс. руб.;

стоимость думпкара $K_в' = 60$ тыс. руб.;

стоимость электровоза, приходящаяся на 1 т сцепного веса, $K_т' = 6$ тыс. руб.;

стоимость самосвала, приходящаяся на 1 т грузоподъемности, $K_a' = 15$ тыс. руб.,

затраты по жилбыткульстроительству на одного списочного рабочего $K_{ж'} = 20$ тыс. руб.;

стоимость 1 м³ горнокапитальных работ $K_э' = 8$ руб.;

стоимость строительства 1 км стационарных железнодорожных путей $K'_{ж.с} = 350$ тыс. руб.;

стоимость строительства 1 км забойных железнодорожных путей $K'_{ж.з} = 100$ тыс. руб.;

стоимость строительства 1 км стационарных автодорог $K'_{а.с} = 90$ тыс. руб.;

стоимость строительства 1 км забойных автодорог $K'_{а.з} = 60$ тыс. руб.

Решение. Сравнение железнодорожного и автомобильного карьерного транспорта по эксплуатационным расходам и капитальным затратам.

Суммарные эксплуатационные расходы при железнодорожном транспорте в год

$$Z_{ж} = Z_{л.с} + Z_{э.ж} + Z_{з.ж} + Z_{л.ж}, \text{ тыс. руб.},$$

где $Z_{л.с}$ — расходы на содержание локомотивосоставов за год

$$Z_{л.с} = W_{\text{ч}} \left(\frac{l}{nqv_{\text{т}}} + \tau_{\text{п}} \right) \left(K_{\text{п}} + nK_{\text{в}} + \frac{nq}{C_1} K_{\text{т}} \right), \text{ тыс. руб.};$$

$Z_{э.ж}$ — расходы на содержание экскаваторов за год;

$$Z_{э.ж} = \frac{W_{\text{ч}}}{\Theta} \left(1 + t_0 \frac{\Theta}{nq} \right) K_{э}, \text{ тыс. руб.};$$

$Z_{з.ж}$ — погашение стоимости горнокапитальных работ за год (здесь объем горнокапитальных работ приводится для вскрытия общими внутренними траншеями) в зависимости от стоимости единицы выполненных горнокапитальных работ, их объема и срока службы карьера;

$$Z_{з.ж} = \frac{1}{T} \cdot K_{з}' \frac{H_2 K_{\text{р}}}{2i_{\text{р}}} \left(b + \frac{H}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right), \text{ тыс. руб.};$$

$Z_{л.ж}$ — стоимость содержания железнодорожных путей за год;

$$Z_{л.ж} = \left(\frac{K_{\text{р}} H}{i_{\text{р}}} + a \right) K_{ж.с} + l_{з} \cdot K_{ж.з}, \text{ тыс. руб.};$$

$$\begin{aligned} Z_{ж} &= W_{\text{ч}} \left[\left(\frac{l}{nqv_{\text{т}}} + \tau_{\text{п}} \right) \left(K_{\text{п}} + nK_{\text{в}} + \frac{nq}{C_1} K_{\text{т}} \right) + \right. \\ &+ \frac{1}{\Theta} \left(1 + t_0 \frac{\Theta}{nq} \right) K_{э} \left. \right] + \frac{1}{T} K_{з}' \frac{K_{\text{р}} H_2}{2i_{\text{р}}} \left(b + \frac{H}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \left(\frac{K_{\text{р}} H}{i_{\text{р}}} + a \right) \times \\ &\times K_{ж.с} + l_{з} K_{ж.з} = 1,25 \frac{5\,000\,000}{300 \cdot 21} \left[\left(\frac{8}{8 \cdot 50 \cdot 10} + 0,0028 \right) \times \right. \\ &\times \left(130 + 8 \cdot 15 + \frac{8 \cdot 50}{2,67} \cdot 3 \right) + \end{aligned}$$

$$+ \frac{1}{475} \left(1 + 0,25 \frac{475}{8 \cdot 50} \right) 300 \Big] + \frac{1}{25} 8 \frac{1,2 \cdot 50^2}{2 \cdot 40} \left(12,1 + \frac{50}{3 \operatorname{tg} 45^\circ} \right) + \\ + \left(\frac{1,2 \cdot 50}{40} + 1 \right) 40 + 3 \cdot 25 = 4645 \text{ тыс. руб.}$$

Суммарные эксплуатационные расходы за год, зависящие от автомобильного транспорта,

$$Z_a = W_q \left[\left(\frac{l}{P v_a} + \frac{1}{\vartheta} + \frac{t_p}{P} \right) (K_a + P K_r) + \frac{1}{\vartheta} \left(1 + t'_0 \frac{\vartheta}{P} \right) K_s + \right. \\ \left. + \frac{1}{T} K'_3 \frac{K'_p H^2}{2 i'_p} \left(b_1 + \frac{H}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \left(\frac{K'_p H}{i'_p} + a' \right) K_{a.c} + l'_8 K_{a.3} = \right. \\ = 1,25 \frac{5\,000\,000}{300 \cdot 21} \left[\left(\frac{4,5}{25 \cdot 15} + \frac{1}{475} + \frac{0,025}{25} \right) (25 + 25 \cdot 7,5) + \right. \\ \left. + \frac{1}{475} \left(1 + \frac{0,0083 \cdot 475}{475 \cdot 25} \right) 300 \right] + \frac{1}{25} 8 \frac{1 \cdot 50^2}{2 \cdot 100} \left(11,0 + \frac{50}{3 \operatorname{tg} 45^\circ} \right) + \\ \left. + \left(\frac{1 \cdot 50}{100} + 1 \right) 18 + 1,5 \cdot 12 = 4100 \text{ тыс. руб.} \right.$$

Таким образом, ежегодная экономия на эксплуатационных расходах при применении автомобильного транспорта составит

$$Z_{\text{ж}} - Z_a = 4645 - 4100 = 545 \text{ тыс. руб.}$$

За срок существования карьера общая экономия по эксплуатации при применении автотранспорта составит

$$Z = T_{\text{л}} (Z_{\text{ж}} - Z_a) = 25 (4645 - 4100) = 13\,625 \text{ тыс. руб.}$$

Сравнение железнодорожного и автомобильного карьерного транспорта по капитальным затратам

Суммарные капитальные затраты, зависящие от железнодорожного транспорта,

$$Z'_{\text{ж}} = Z'_{\text{л.с}} + Z'_{\text{э.ж}} + Z'_{\text{з.ж}} + Z'_{\text{л.ж}} + Z'_{\text{ж.ж}}, \text{ тыс. руб.};$$

где $Z'_{\text{л.с}}$ — затраты на приобретение подвижного состава;

$$Z'_{\text{л.с}} = W_q \left(\frac{l}{n q v_r} + \tau_n \right) \left(\frac{n q}{C_1} K_{r'} + n K_{b'} \right), \text{ тыс. руб.};$$

$Z'_{э.ж}$ — стоимость приобретения экскаваторного парка,

$$Z'_{э.ж} = \frac{W_q}{\Xi} \left(1 + t_0 \frac{\Xi}{nq} \right) K'_э, \text{ тыс. руб.};$$

$Z'_{з.ж}$ — строительная стоимость системы внутренних общих траншей,

$$Z'_{з.ж} = K'_з \frac{K_p H^2}{2l_p} \left(b + \frac{H}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right), \text{ тыс. руб.};$$

$Z'_{д.ж}$ — строительная стоимость главных откаточных и забойных путей,

$$Z'_{д.ж} = \left(\frac{K_p H}{l_p} + a \right) K'_{ж.с} + l_3 K'_{ж.з}, \text{ тыс. руб.};$$

$Z'_{ж.ж}$ — стоимость жилищно-коммунального строительства локомотивных и экскаваторных бригад,

$$Z'_{ж.ж} = W_q \left(\frac{l}{nqv_t} + \tau_n \right) P_n K'_ж + \frac{W_q}{\Xi} \left(1 + t_0 \frac{\Xi}{nq} \right) \times \\ \times P_9 K'_ж, \text{ тыс. руб.};$$

$$Z'_ж = W_q \left[\left(\frac{l}{nqv_t} + \tau_n \right) \left(\frac{nq}{C_1} K'_т + nK'_в + P_n K'_ж \right) + \right. \\ \left. + \left(\frac{1}{\Xi} + \frac{t_0}{nq} \right) (K'_э + P_э K'_ж) \right] + K'_з \frac{K_p H^2}{2l_p} \left(b + \frac{H}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \\ + \left(\frac{K_p H}{l_p} + a \right) + K'_{ж.с} + l_3 K'_{ж.з} = \\ = 1,25 \frac{5000000}{300 \cdot 21} \left[\left(\frac{8}{8 \cdot 50 \cdot 10} + 0,0028 \right) \left(\frac{8 \cdot 50}{2,67} 6 + 8 \cdot 20 \right) + \right. \\ \left. + \left(\frac{1}{475} + \frac{0,25}{8 \cdot 50} \right) (800 + 12 \cdot 20) \right] + 8 \frac{1,2 \cdot 50^2}{2 \cdot 40} \left(12,1 + \left(\frac{50}{3 \operatorname{tg} 45^\circ} \right) + \right. \\ \left. + \left(\frac{1,2 \cdot 50}{40} + 1 \right) 350 + 3 \cdot 100 = 18605 \text{ тыс. руб.} \right.$$

Суммарные капитальные затраты, зависящие от автомобильного транспорта.

$$\begin{aligned}
 Z_a' = & W_{\text{ч}} \left[\left(\frac{t}{P v_a} + \frac{1}{\vartheta} + \frac{t_p}{P} \right) (PK_a' + P_a K_{\text{ж}}') + \right. \\
 & + \left(\frac{1}{\vartheta} + \frac{t_0'}{P} \right) (K_s' + P_s K_{\text{ж}}') \left. \right] + K_s' \frac{K_p' H^2}{2 i_p'} \left(b_1 + \frac{H}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \\
 & + \left(\frac{K_p' H}{i_p'} + a' \right) K_{a.c}' + I_s' K_{a.s}' = 1,25 \frac{5\,000\,000}{300 \cdot 21} \times \\
 & \times \left[\left(\frac{4,5}{25 \cdot 15} + \frac{1}{475} + \frac{0,025}{25} \right) (25 \cdot 15 + 4 \cdot 20) \left(\frac{1}{475} + \frac{0,0083}{25} \right) \times \right. \\
 & \times (800 + 12 \cdot 20) \left. \right] + 8 \frac{1,25 \cdot 50^2}{2 \cdot 100} \left(11 + \frac{50}{3 \operatorname{tg} 45^\circ} \right) + \left(\frac{1 \cdot 50}{100} + 1 \right) 90 + \\
 & + 1,5 \cdot 60 = 12\,435 \text{ тыс. руб.}
 \end{aligned}$$

Экономия на капитальных затратах за счет применения карьерного автомобильного транспорта составит

$$Z' = Z_{\text{ж}}' - Z_a' = 18\,605 - 12\,435 = 6\,175 \text{ тыс. руб.}$$

Следовательно, как по эксплуатационным, так и капитальным затратам для данных условий целесообразным является автомобильный транспорт.

80. Задача. Для условий примера 79 выбрать экономически целесообразный вид карьерного транспорта, если глубина карьера составляет $H = 75 \text{ м}$, высота уступа $h = 15 \text{ м}$. При железнодорожном транспорте два верхних уступа вскрываются внешней общей траншеей, а три нижних — общей внутренней траншеей. При автомобильном транспорте три верхних уступа вскрываются внешними общими траншеями, два нижних — отдельными внутренними траншеями. Годовая производительность рудного карьера по горной массе $W_r = 12 \text{ млн. т}$.

Литература к главе V

1. Симкин Б. А. Комбинированный транспорт на открытых разработках. «Горный журнал», 1955, № 8.
2. Шешко Е. Ф. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. Углетехиздат, 1957.
3. Шешко Е. Ф. Основы теории вскрытия карьерных полей. Углетехиздат, 1953.

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Размеры элементов систем открытой разработки (высота уступа, ширина заходки, ширина рабочих площадок и транспортных берм, длина фронта работ и блока, число одновременно отрабатываемых блоков, порядок перемещения и темп продвижения фронта работ, количество вскрытых и подготовленных запасов) определяются способом перемещения вскрышных пород. Этот же принцип положен в основу классификации систем разработки (табл. 22).

Таблица 22

Классификация систем открытой разработки месторождений (по Е. Ф. Шешко)

Группа систем разработки	Наименование систем разработки
<p>А. Системы разработки с перевалкой вскрыши (с поперечным перемещением породы в отвал)</p> <p>Б. Системы разработки с перевозкой вскрыши (с продольным перемещением породы в отвалы)</p> <p>В. Системы разработки с перевозкой и перевалкой вскрыши (с поперечным и продольным перемещением породы в отвалы)</p>	<ol style="list-style-type: none"> 1. Система разработки с непосредственной перевалкой вскрыши 2. То же, с краткой экскаваторной перевалкой вскрыши 3. То же, с перевалкой вскрыши отвалообразователями 4. Система разработки с перевозкой породы во внутренние отвалы 5. То же, во внешние отвалы 6. То же, во внутренние и внешние отвалы 7. Система разработки с частичной перевозкой породы во внутренние или внешние отвалы 8. То же, с частичной перевалкой породы во внутренние отвалы

Глава VI

**СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ПЕРЕВАЛКОЙ ВСКРЫШИ
(БЕСТРАНСПОРТНЫЕ)**

Система разработки с непосредственной перевалкой вскрыши предусматривает использование одноковшового экскаватора для выемки породы из забоя вскрышного уступа и перемещения ее в ковше экскаватора в выработанное пространство для окончательного размещения в отвале. Разновидности данной системы определяются типом и размещением экскаватора или, иначе говоря, схемой экскавации, применяемой на вскрышных работах.

Система разработки с кратной перевалкой вскрыши предусматривает использование одноковшового экскаватора для выемки породы из забоя вскрышного уступа и перемещения ее в ковше экскаватора в выработанное пространство для размещения во временный отвал.

Разновидности данной системы определяются типом вскрышного экскаватора или схемой экскавации и условиями размещения породы в выработанном пространстве по отношению к борту уступа полезного ископаемого.

В частном случае как при системе с непосредственной экскаваторной перевалкой вскрыши, так и при системе с кратной перевалкой порода из вскрышного уступа может перемещаться не в выработанное пространство, а в отвалы, расположенные на бортах карьера (при разработке вытянутых узких месторождений или при проведении траншей).

Расчет систем с непосредственной или кратной перевалкой вскрыши заключается в определении мощности вскрыши, ширины заходки и других элементов системы при заданном оборудовании или в определении необходимых размеров горного оборудования для данных горнотехнических условий залегания и разработки месторождения.

Элементы системы разработки определяются для прямолинейного фронта, а затем уточняются расчетами по условиям работы на криволинейном фронте и при отработке фланговых участков карьерного поля. Наряду со схемами экскавации при расчетах следует учитывать организацию работы вскрышного и добычного оборудования, способ вскрытия, тип фронта работ (одинарный, сдвоенный и т. д.).

Системы разработки с непосредственной и кратной экскаваторной перевалкой вскрыши применяются для разработки неглубоко залегающих тонких и средней мощности пластовых месторождений.

Расчет систем разработки с непосредственной и кратной перевалкой вскрыши ниже производится по формулам Центрогипрошахта [3]. Это дополняет и расширяет основные зависимости расчета параметров систем с непосредственной и с кратной перевалкой вскрыши, приведенные в учебнике Е. Ф. Шейко «Открытая разработка месторождений полезных ископаемых» [8]. Для расчета отработки фланговых участков карьерного поля используется метод А. С. Красникова [4].

§ 1. НЕПОСРЕДСТВЕННАЯ ПЕРЕВАЛКА ВСКРЫШИ. СХЕМА ЭКСКАВАЦИИ ЭКСКАВАТОРАМИ ТИПА МЕХАНИЧЕСКОЙ ЛОПАТЫ

81. **Пример.** Вскрытие горизонтального угольного пласта мощностью $h=5,0$ м производится экскаватором ЭВГ-15 (рис. 38). Определить предельную обрабатываемую мощность вскрыши

Условие Транспортирование угля производится по кровле пласта; радиус разгрузки экскаватора $R_p = 37,5$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки угольного уступа

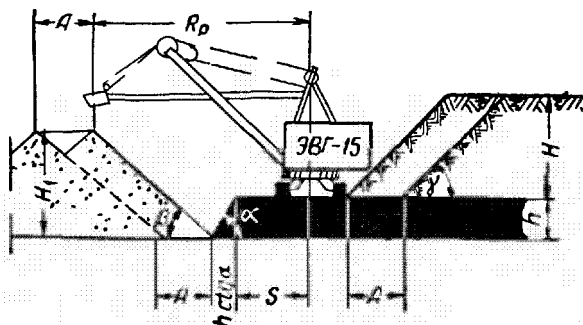


Рис. 38 Схема к определению предельной мощности вскрыши при работе экскаватора ЭВГ-15 с транспортировкой угля по кровле добычного уступа

$S = 10$ м, ширина заходки $A = 12$ м; угол откоса угольного уступа $\alpha = 60^\circ$, коэффициент разрыхления породы $K_p = 1,15$; угол откоса отвала $\beta = 35^\circ$.

Решение. Обрабатываемая мощность вскрыши [3]

$$H = \frac{R_p - S - h \operatorname{ctg} \alpha - 0,25A}{K_p \operatorname{ctg} \beta} =$$

$$= \frac{37,5 - 10,0 - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ - 0,25 \cdot 12,0}{1,15 \cdot \operatorname{ctg} 35^\circ} = 13,2 \text{ м}$$

82. **Задача.** Для условий примера 81 определить предельную мощность вскрыши при работе экскаватора ЭВГ-10 с радиусом разгрузки $R_p = 45,0$ м.

83. **Пример.** Рудная залежь мощностью $h = 6$ м покрыта плотными породами с коэффициентом разрыхления $k_p = 1,2$. На вскрышных работах применяется экскаватор ЭВГ-35/65 с радиусом разгрузки 62 м. Требуется найти максимальную мощность вскрыши, отрабатываемую экскаватором (рис. 39).

У с л о в и е. Транспорт руды из забоя по почве залежи; угол откоса рудного уступа $\alpha = 70^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 40^\circ$; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки рудного уступа $S = 16$ м; ширина заходки экскаватора $A = 20$ м; ширина площадки на почве залежи $B = 4$ м.

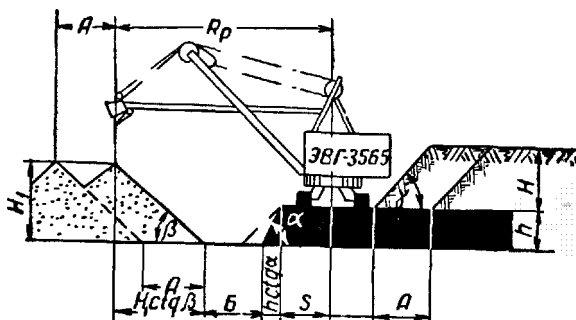


Рис. 39. Схема к определению предельной мощности вскрыши при работе экскаватора ЭВГ-35/65 с транспортировкой руды по почве залежи

Решение. Отрабатываемая мощность вскрыши [3]

$$H = \frac{R_p - S - B - h \operatorname{ctg} \alpha - 0,25A}{k_p \operatorname{ctg} \beta} =$$

$$= \frac{62 - 16 - 4,0 - 6 \operatorname{ctg} 70^\circ - 0,25 \cdot 20}{1,2 \cdot \operatorname{ctg} 40^\circ} = 24,3 \text{ м.}$$

84. **Пример.** Горизонтальный угольный пласт мощностью $h = 4$ м залегает на глубине $H = 16$ м. Требуется определить ширину вскрышной заходки при работе экскаватора ЭВГ-10. Погрузка угля производится в автосамосвалы, перемещающиеся по кровле пласта.

У с л о в и е. Радиус разгрузки экскаватора $R_p = 45$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки добычного уступа $S = 10$ м; угол откоса угольного уступа $\alpha = 60^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 40^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$.

Решение. Ширина заходки

$$A = 4(R_p - S - h \operatorname{ctg} \alpha - k_p H \operatorname{ctg} \beta) =$$

$$= 4(45 - 10 - 4 \operatorname{ctg} 60^\circ - 1,2 \cdot 16 \operatorname{ctg} 40^\circ) = 38,8 \text{ м.}$$

85. Пример. Рудная залежь мощностью 8 м покрыта плотными породами мощностью 18 м. На добычных работах занят экскаватор ЭКГ-4, заходка шириной $A = 14$ м. Экскаватор грузит руду в автосамосвалы, расположенные на кровле залежи. Требуется определить радиус разгрузки вскрышного экскаватора.

Условие Угол откоса добычного уступа $\alpha = 70^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 40^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки уступа $S = 12$ м.

Решение Радиус разгрузки вскрышного экскаватора

$$R_p = S + h \operatorname{ctg} \alpha + 0,25A + Hk_p \operatorname{ctg} \beta = 12 + 8 \operatorname{ctg} 70^\circ + 0,25 \cdot 14 + 18 \cdot 1,2 \operatorname{ctg} 40^\circ = 44,1 \text{ м.}$$

Схема экскавации вскрышными экскаваторами типа драглайн

86. Пример. Рудная залежь мощностью $h = 2$ м покрыта мягкими породами. Для производства вскрышных работ используется экскаватор ЭШ-14/75 с радиусом разгрузки $R_p = 71,5$ м

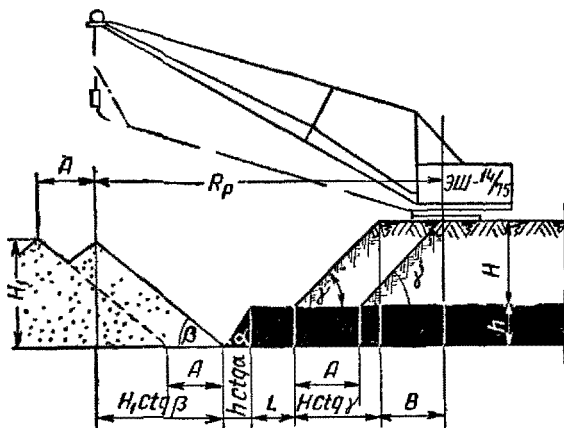


Рис 40 Схема к определению высоты вскрышного уступа при работе экскаватора ЭШ-14/75 на верхней площадке вскрышного уступа с транспортировкой руды по кровле залежи

установленный на верхней площадке вскрышного уступа (рис 40). Требуется найти мощность отрабатываемой вскрыши.

Условие Транспорт руды осуществляется по кровле добычного уступа; ширина бермы $L = 8$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа $B = 12$ м; ширина заходки $A = 12$ м; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 45^\circ$; угол откоса добычного уступа $\alpha = 70^\circ$, угол откоса отвала $\beta = 35^\circ$; коэффициент разрыхления $k_p = 1,15$

Решение. Мощность вскрыши [3]

$$H = \frac{R_p - (B + L + h \operatorname{ctg} \alpha + 0,25A)}{k_p \operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \gamma} =$$

$$= \frac{71,5 - (12 + 8 + 2 \operatorname{ctg} 70^\circ - 0,25 \cdot 12)}{1,15 \operatorname{ctg} 35^\circ + \operatorname{ctg} 45^\circ} = 18,2 \text{ м.}$$

87. Задача. Для условий задачи 86 определить мощность вскрыши H при работе экскаватора ЭШ-20/65 с радиусом разгрузки $R_p = 65 \text{ м}$.

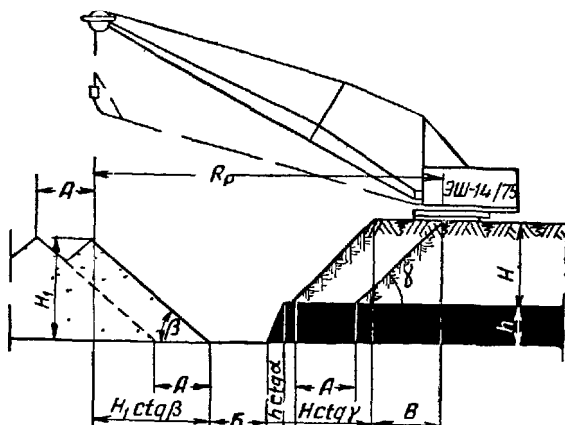


Рис 41 Схема к определению высоты вскрышного уступа при работе экскаватора ЭШ-14/75 на верхней площадке вскрышного уступа и транспортировкой угля по почве пласта

88. Пример. Угольный пласт мощностью $h = 5 \text{ м}$ покрывают плотные породы. Для производства вскрышных работ применяется экскаватор ЭШ-14/75 ($R_p \cong 65 \text{ м}$), расположенный на верхней площадке вскрышного уступа. Требуется определить высоту вскрышного уступа (рис. 41).

Условие. Транспорт угля осуществляется по почве угольного пласта; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа $B = 10 \text{ м}$; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 50^\circ$; ширина заходки $A = 18 \text{ м}$; угол откоса угольного уступа $\alpha = 60^\circ$; ширина бермы $L = 2 \text{ м}$; ширина площадки на почве угольного уступа $B = 6 \text{ м}$; угол откоса отвала $\beta = 40^\circ$; коэффициент разрыхления $k_p = 1,2$.

Решение. Высота вскрышного уступа [3]

$$H = \frac{R_p - (B + L + h \operatorname{ctg} \alpha + B + 0,25A)}{k_p \operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \gamma} =$$

$$= \frac{65 - (10 + 2 + 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + 6,0 + 0,25 \cdot 18)}{1,2 \operatorname{ctg} 40^\circ + \operatorname{ctg} 50^\circ} = 17,4 \text{ м.}$$

площадки на почве угля $B = 4$ м; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 50^\circ$; угол откоса угольного уступа $\alpha = 60^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 40^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$.

Решение. 1. Высота уступа без подвалки угольного уступа (рис. 43) [3]

$$H_1 = \frac{H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \beta}{Ak_p} = \frac{20 \cdot 18 - 0,25 \cdot 18^2 \operatorname{tg} 40^\circ}{14 \cdot 1,2} = 17,4 \text{ м},$$

где H' — высота первичного отвала;

$$H' = (R_p - S - h \operatorname{ctg} \alpha) \operatorname{tg} \beta = (37,5 - 10,0 - 6 \operatorname{ctg} 60^\circ) \operatorname{tg} 40^\circ = 20 \text{ м};$$

$$F = A + B = 14 + 4 = 18 \text{ м}.$$

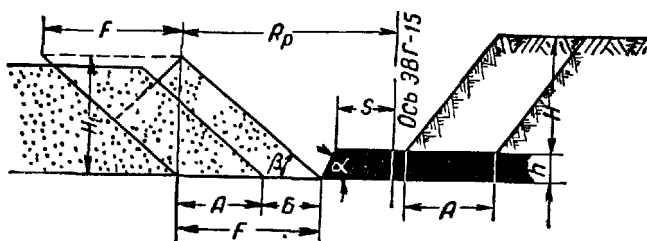


Рис 43 Схема к определению высоты вскрышного уступа при экскавации механической лопатой без подвалки пласта

Коэффициент переэкскавации без подвалки угольного уступа

$$\eta' = \frac{H'B - 0,25B^2 \operatorname{tg} \beta}{H_1 A k_p} = \frac{20 \cdot 4 - 0,25 \cdot 4^2 \operatorname{tg} 40^\circ}{17,4 \cdot 14 \cdot 1,2} = 0,26;$$

$$\eta' = 26\%.$$

2. Высота уступа при неполной подвалке угольного уступа (рис. 44) [3].

$$\begin{aligned} H_2 &= \frac{H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5h_2^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)}{k_p A} = \\ &= \frac{26,2 \cdot 25,05 - 0,25 \cdot 25,05^2 \operatorname{tg} 40^\circ - 0,5 \cdot 4^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)}{1,2 \cdot 14} = \\ &= 30,0 \text{ м}, \end{aligned}$$

где h_2 — высота откоса угольного уступа, заваленного породой, равна 4 м;

H' — высота первичного отвала;

$$\begin{aligned} H' &= [R_p - S - h \operatorname{ctg} \alpha + h_2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] \operatorname{tg} \beta = \\ &= [37,5 - 10,0 - 6 \operatorname{ctg} 60^\circ + 4 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)] \operatorname{tg} 40^\circ = 26,2 \text{ м}; \\ F &= A + B + h_2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) = 14 + 4 + 4 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ) = 25,05 \text{ м}. \end{aligned}$$

Коэффициент переэкскавации при неполной подвалке угольного уступа.

$$\eta'' = \frac{[B + h_2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] H' - 0,5 h_2^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) -}{H A k_p} \frac{[4 + 4 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)] 26,2 -}{30,0 \cdot 14 \cdot 1,2} -$$

$$\frac{0,5 \cdot 4^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ) - 0,25 [4 + 4 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)]^2 \operatorname{tg} 40^\circ}{30,0 \cdot 14 \cdot 1,2} = 0,33;$$

$$\eta'' = 33\%.$$

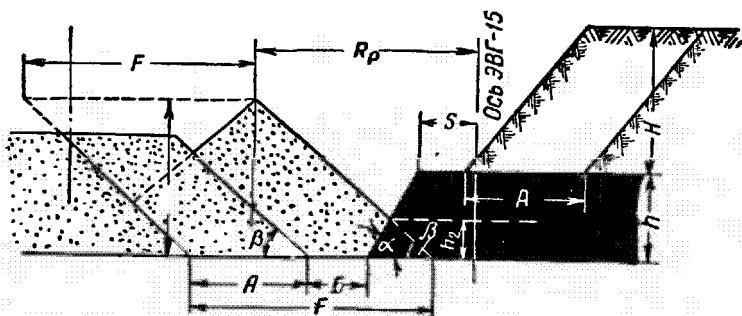


Рис. 44. Схема к определению высоты вскрышного уступа при экскавации механической лопатой с неполной подвалкой пласта

3. Высота уступа при полной подвалке угольного уступа (рис. 45) [3]

$$H_3 = \frac{H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)}{k_p A} =$$

$$= \frac{29 \cdot 28,5 - 0,25 \cdot 28,5^2 \operatorname{tg} 40^\circ - 0,5 \cdot 6^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)}{1,2 \cdot 14} = 37,6 \text{ м},$$

где H' — высота первичного отвала;

$$H' = (R_p - S + h \operatorname{ctg} \beta) \operatorname{tg} \beta = (37,5 - 10,0 + 6 \operatorname{ctg} 40^\circ) \operatorname{tg} 40^\circ = 29 \text{ м};$$

$$F = A + B + h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) = 14 + 4 +$$

$$+ 6 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ) = 28,5 \text{ м}$$

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 наибольшем радиусе разгрузки не должна быть больше

$$H' \geq H_p + h = 15 + 6 = 21 \text{ м.}$$

Однако, если принять радиус разгрузки экскаватора $R_p = 36,7 \text{ м}$, который соответствует максимальной высоте разгрузки, равной $H_p = 24,5 \text{ м}$, то высота первичного отвала не должна превышать

$$H' \geq H_{p, \max} + h \geq 24,5 + 6,0 = 30,5 \text{ м.}$$

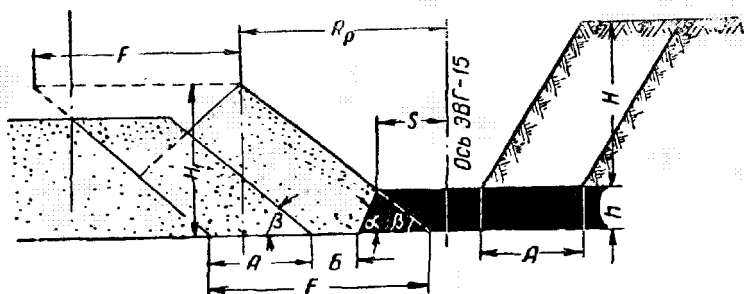


Рис. 45. Схема к определению высоты вскрышного уступа при экскавации механической лопатой с полной подвалкой пласта

Таким образом, можно считать, что при использовании максимального радиуса разгрузки экскаватора ЭВГ-15 высота вскрышного уступа при работе без подвалки угольного уступа составляет $H = 18 \text{ м}$. При использовании максимальной высоты разгрузки возможна работа с частичной подвалкой угольного уступа. При высоте подвалки $h_2 = 4 \text{ м}$ высота вскрышного уступа составляет $H \cong 30 \text{ м}$ ввиду того, что высота уступа при полной подвалке угольного пласта ограничивается параметрами вскрышного экскаватора и не может быть больше, чем при частичной подвалке.

91. Задача. Пласт угля мощностью 18 м залегает в виде мульды. Края мульды выходят под наносы; в центральной части мульды пласт на значительном расстоянии залегает горизонтально. Мощность покрывающих пород изменяется от 40 до 185 м . В центральной части мульды на вскрыше предполагается использовать экскаватор ЭВГ-10. Требуется определить максимальную высоту нижнего вскрышного уступа и коэффициент переэкскавации для следующих случаев: 1) без подвалки; 2) с частичной подвалкой; 3) с полной подвалкой угольного уступа породой. Проверить соответствие размеров забоя параметрам экскаватора ЭВГ-10.

У с л о в и е. Размеры экскаватора ЭВГ-10: наибольший радиус разгрузки $R_p = 45$ м; радиус разгрузки при наибольшей высоте разгрузки $R_{p.н} = 43,7$ м; высота разгрузки при наибольшем радиусе разгрузки $H'_p = 20$ м; наибольшая высота разгрузки $H_p = 36,0$ м; ширина заходки $A = 28$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки угольного уступа $S = 12$ м; ширина площадки на почве угля $B = 4$ м; угол откоса угольного уступа $\alpha = 60^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 38^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,22$.

92. **Пример.** Горизонтальный пласт сланца мощностью $h = 5$ м залегает под наносами на глубине $H = 16$ м. На вскрышных работах используется экскаватор ЭВГ-15. Необходимо определить среднесуточную добычу сланца при организации работ без подвалки добычного уступа, а также рабочие параметры драглайна, используемого на перегрузке породы.

У с л о в и е. Радиус разгрузки экскаватора ЭВГ-15 при наибольшей высоте разгрузки $R_{p.н} = 36,7$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки добычного уступа $S = 10$ м; ширина площадки на почве добычного уступа $B = 2$ м; угол откоса добычного уступа $\alpha = 60^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 40^\circ$, коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,20$.

Р е ш е н и е. 1. Среднесуточная добыча сланца

$$q = \frac{Q_c}{H} h \gamma = \frac{15\,500}{16} 5 \cdot 1,2 = 5800 \text{ т},$$

где $\gamma = 1,2 \text{ т/м}^3$ — объемный вес сланца;

Q_c — среднесуточная производительность экскаватора ЭВГ-15, м^3 ;

$$Q_c = 60 E n \eta_o \eta_b T = 60 \cdot 1,5 \cdot 1,3 \cdot 0,8 \cdot 0,9 \cdot 20 = 15\,500 \text{ м}^3.$$

Здесь $E = 15 \text{ м}^3$ — емкость ковша экскаватора ЭВГ-15;

$n = 1,3$ — число циклов в минуту;

$\eta_o = 0,8$ — коэффициент экскавации;

$\eta_b = 0,9$ — коэффициент использования экскаватора во времени;

$T = 20$ — число часов работы экскаватора в сутки.

2. Рабочие параметры драглайна, работающего на перегрузке породы.

Необходимая производительность экскаватора на перегрузке

$$Q_c^n = Q_c \eta = 15\,500 \cdot 0,148 = 2300 \text{ м}^3/\text{сутки},$$

где η — коэффициент перегрузки,

$$\eta = \frac{H'B - 0,25B^2 \operatorname{tg} \beta}{H A k_p} = \frac{20,2 \cdot 2 - 0,25 \cdot 2^2 \operatorname{tg} \beta}{16 \cdot 14 \cdot 1,2} = 0,148.$$

Здесь A — ширина заходки, м;
 H' — высота первичного отвала.

$$A = 2(-b + \sqrt{b^2 + c}) \operatorname{ctg} \beta = \\ = 2(-0,01 + \sqrt{(0,01)^2 + 33,2}) \operatorname{ctg} 40^\circ = 14 \text{ м},$$

где b, c — промежуточные параметры:

$$b = Hk_p - H' + 0,5B \operatorname{tg} \beta = 16 \cdot 1,2 - 20,2 + 0,5 \cdot 2 \operatorname{tg} 40^\circ = 0,01;$$

$$c = B(H' - 0,25B \operatorname{tg} \beta) \operatorname{tg} \beta = 2(20,2 - \\ - 0,25 \cdot 2 \operatorname{tg} 40^\circ) \operatorname{tg} 40^\circ = 33,2 \text{ м},$$

$$H' = (R_p - S - h \operatorname{ctg} \alpha) \operatorname{tg} \beta = (36,7 - 10,0 - \\ - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ) \operatorname{tg} 40^\circ = 20,2 \text{ м}.$$

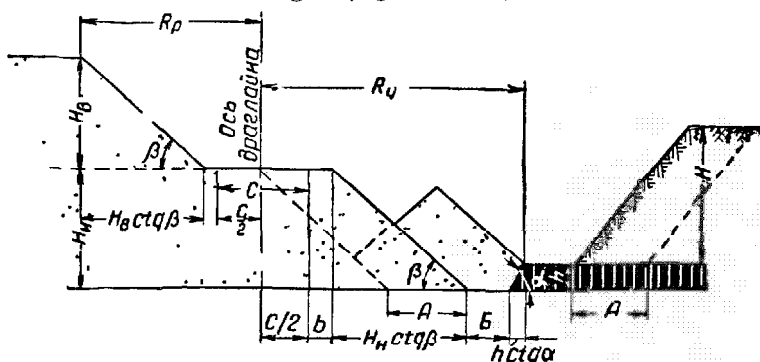


Рис. 46. Схема к определению длины стрелы экскаватора драглайна на перегрузке

Ориентировочная емкость ковша экскаватора

$$E = \frac{Q_c^n}{60 \eta_{\text{э}} \eta_{\text{в}} T} = \frac{2300}{60 \cdot 1,8 \cdot 0,8 \cdot 0,9 \cdot 20} \cong 1,5 \text{ м},$$

где $n = 1,8$ — число циклов в минуту;

$\eta_{\text{э}} = 0,8$ — коэффициент экскавации;

$\eta_{\text{в}} = 0,9$ — коэффициент использования экскаватора во времени;

$T = 20$ — число часов работы экскаватора в сутки.

Длина стрелы экскаватора (рис. 46)

$$l = \frac{R_u}{\cos \alpha'} = \frac{B + H' \operatorname{ctg} \beta + b_1}{\cos \alpha'} = \frac{2 + 20,2 \operatorname{ctg} 40^\circ + 3,0}{\cos 20^\circ} = 31,4 \text{ м},$$

где $\alpha' = 20^\circ$ — угол наклона стрелы;

$b = 3 \text{ м}$ — расстояние от оси стрелы экскаватора до верхней бровки постоянного отвала (определяется устойчивостью откоса отвала).

Минимальное значение b_1 определяется из выражения

$$b_{\min} = P_n \operatorname{ctg} \varphi_k \pm r \frac{1}{\sin \varphi_k}, \text{ м,}$$

где P_n — высота оси блока наводки экскаватора над уровнем стояния, м;

r — радиус блока наводки;

φ_k — угол наклона каната, равный приближенно углу откоса отвала.

Знак минус перед вторым членом принимается в том случае, когда тяговый канат подходит к блоку наводки снизу (как у ЭШ-10/75), а знак плюс, — если канат находит на блок сверху (как у ЭШ-4/40).

Глубина черпания экскаватора драглайн (см. рис. 46).

$$H_n = H' = 20,2 \text{ м.}$$

93. Пример. Горизонтальный пласт угля средней мощности $h = 28$ м залегает на глубине 74 м. Верхние уступы общей мощностью 50 м вскрыты внешней траншеей. Нижний вскрышной уступ высотой $H = 24$ м отрабатывается экскаватором ЭВГ-10 с размещением породы в выработанном пространстве. Необходимо найти максимальную ширину заходки экскаватора ЭВГ-10 при подвалке угольного пласта породой на высоту $h_2 = 20$ м и при максимальной подвалке угольного пласта, а также производительность и размеры экскаватора, занятого на переэкскавации породы.

У с л о в и е. Радиус разгрузки экскаватора ЭВГ-10 при наибольшей высоте разгрузки $R_p = 43,7$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки добычного уступа $S = 18$ м; ширина площадки на почве добычного уступа $B = 2$ м; угол откоса добычного уступа $\alpha = 60^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 40^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$.

Решение. 1. Ширина заходки A экскаватора ЭВГ-10 при неполной подвалке добычного уступа породой

$$A = 2(-b + \sqrt{b^2 + c}) \operatorname{ctg} \beta = 2(-7 + \sqrt{7^2 + 635}) \operatorname{ctg} 40^\circ \approx 45 \text{ м,}$$

где

$$-b = Hk_p - H' + 0,5(B + m) \operatorname{tg} \beta =$$

$$[24 \cdot 1,2 - 37,4 + 0,5(2,0 + 35,2) \operatorname{tg} 40^\circ = 7 \text{ м;}$$

$$c = [H'B + H'm - 0,25(B + m)^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5h_2m] \operatorname{tg} \beta =$$

$$= [37,4 \cdot 2 + 37,4 \cdot 35,2 - 0,25(2 + 35,2)^2 \operatorname{tg} 40^\circ -$$

$$- 0,5 \cdot 20 \cdot 35,2] \operatorname{tg} 40^\circ = 635 \text{ м;}$$

$$H' = (R_p - S - h \operatorname{ctg} \alpha + m) \operatorname{tg} \beta = (43,7 - 18,0 - 28 \operatorname{ctg} 60^\circ + 35,2) \operatorname{tg} 40^\circ = 37,4;$$

$$m = h_2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) = 20 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ) = 35,2 \text{ м.}$$

2. Сменная производительность экскаватора драглайна на переэкскавации при работе с подвалкой угольного пласта на высоту 20 м

$$q = Q_{\text{см}} \eta_{\text{п}} = 3630 \cdot 0,516 = 1870 \text{ м}^3,$$

где $\eta_{\text{п}}$ — коэффициент переэкскавации;

$Q_{\text{см}}$ — сменная производительность экскаватора ЭВГ-10;

$$Q_{\text{см}} = 60 E n \eta_{\text{э}} \eta_{\text{в}} \cdot t = 60 \cdot 10 \cdot 1,1 \cdot 0,8 \cdot 0,9 \cdot 7 = 3630 \text{ м}^3.$$

Здесь $E = 10 \text{ м}^3$ — емкость ковша экскаватора ЭВГ-10;

$n = 1,1$ — число циклов в минуту;

$\eta_{\text{э}} = 0,8$ — коэффициент экскавации;

$\eta_{\text{в}} = 0,9$ — коэффициент использования экскаватора в течение смены;

$t = 7$ час. — время работы в смену.

$$\eta_{\text{п}} = \frac{H' [B + h_2 (\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta)] - 0,25 [B + h_2 (\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta)]^2 \text{tg } \beta -}{AHk_p} -$$

$$\frac{-0,5h_2^2 (\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta)}{AHk_p} = \frac{37,4 [2,0 + 20 (\text{ctg } 60^\circ + \text{ctg } 40^\circ)]^2 \text{tg } \beta -}{45 \cdot 24 \cdot 1,2} -$$

$$\frac{-0,25 [2,0 + 20 (\text{ctg } 60^\circ + \text{ctg } 40^\circ)]^2 \text{tg } 40^\circ - 0,5 \cdot 20^2 (\text{ctg } 60^\circ + \text{ctg } 40^\circ)}{45 \cdot 24 \cdot 1,2} = 0,516.$$

3. Ориентировочная емкость ковша драглайна на переэкскавации

$$E_1 = \frac{q}{60 n_1 \eta_{\text{э}}' \eta_{\text{в}}' t} = \frac{1870}{60 \cdot 1,1 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 7} = 5 \text{ м}^3,$$

где $n_1 = 1,1$ — число циклов в минуту;

$\eta_{\text{э}}' = 0,9$ — коэффициент экскавации;

$\eta_{\text{в}}' = 0,9$ — коэффициент использования во времени;

$t = 7$ — число часов работы в смену.

4. Длина стрелы экскаватора драглайна на переэкскавации

$$l = \frac{B + H' \text{ctg } \beta + b_1 + h_2 \text{ctg } \alpha}{\cos \alpha'} = \frac{2,0 + 37,4 \text{ctg } 40^\circ + 6,0 + 20 \text{ctg } 60^\circ}{\cos 23^\circ} = 68 \text{ м},$$

где $b_1 = 6 \text{ м}$ — расстояние от оси пяты стрелы экскаватора до верхней бровки постоянного отвала;

$\alpha' = 23^\circ$ — угол наклона стрелы.

5. Глубина черпания экскаватора драглайна

$$H_{\text{ч}} = H' = 37,4 \text{ м}.$$

6. Ширина заходки экскаватора ЭВГ-10 при полной подвалке добычного уступа породой

$$A = 2 (-b + \sqrt{b^2 + c}) \text{ctg } \beta =$$

$$= 2 (-0,8 + \sqrt{0,8^2 + 1262}) \text{ctg } 40^\circ = 81 \text{ м},$$

где

$$\begin{aligned}
 b &= Hk_p - H' + 0,5(B + m) \operatorname{tg} \beta = 24 \cdot 1,2 - 49,5 + \\
 &\quad + 0,5(2,0 + 49,2) \operatorname{tg} 40^\circ = 0,8 \text{ м}; \\
 c &= [H'B - H'm - 0,25(B + m)^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5hm] \operatorname{tg} \beta = \\
 &= [49,5 \cdot 2,0 + 49,5 \cdot 49,2 - 0,25(2,0 + 49,2)^2 \operatorname{tg} 40^\circ - \\
 &\quad - 0,5 \cdot 28 \cdot 49,2] \operatorname{tg} 40^\circ = 1262 \text{ м}, \\
 H' &= (R_p - S - h \operatorname{ctg} \alpha + m) \operatorname{tg} \beta = (43,7 - 18,0 - \\
 &\quad - 28 \operatorname{ctg} 60^\circ + 49,2) \operatorname{tg} 40^\circ = 49,5 \text{ м}; \\
 m &= h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) = 28(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ) = 49,2 \text{ м}.
 \end{aligned}$$

7. Таким образом, возможная ширина заходки при полной подвалке угольного пласта породой составляет 81 м. Однако такая ширина заходки, очевидно, является чрезмерной и ее необходимо проверить по рабочим параметрам экскаватора ЭВГ-10.

$$A = R_0(\sin \varphi + \sin \alpha_1) = 29(\sin 50^\circ + \sin 90^\circ) \approx 51 \text{ м},$$

где R_0 — радиус черпания экскаватора на уровне стояния, для ЭВГ-10 — 29 м;

φ — максимальный угол поворота экскаватора, при котором обеспечивается наполнение ковша, равный 50° ;

α_1 — угол между осью хода экскаватора и осью стрелы при черпании, равный 90° .

8. Следовательно, ширина рабочей площадки для экскаватора ЭВГ-10 не может быть больше $A = 51$ м. Поэтому при высоте уступа $h = 24$ м полной подвалки угольного уступа породой не требуется. Ее максимальная величина составляет

$$h_1 = \frac{-b + \sqrt{b^2 - 4af}}{2a} = \frac{-55,7 + \sqrt{55,7^2 - 4 \cdot 1,09(-1637)}}{2 \cdot 1,09} = 22 \text{ м},$$

где

$$\begin{aligned}
 a &= (0,75\mu \operatorname{tg} \beta - 0,5)\mu = (0,75 \cdot 1,76 \operatorname{tg} 40^\circ - 0,5)1,76 = 1,09; \\
 \mu &= \operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta = \operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ = 1,76; \\
 b &= (c + 0,5d \operatorname{tg} \beta)\mu = (9,5 + 0,5 \cdot 53 \operatorname{tg} 40^\circ)1,76 = 55,7 \text{ м}; \\
 d &= A + B = 51 + 2 = 53 \text{ м}; \\
 c &= R_p - S - h \operatorname{ctg} \alpha = 43,7 - 18 - 28 \operatorname{ctg} 60^\circ = 9,5 \text{ м}; \\
 &= d \operatorname{tg} \beta (c - 0,25d) - Ak_p H = 53 \operatorname{tg} 40^\circ (9,5 - 0,25 \cdot 53) = \\
 &\quad - 51 \cdot 1,2 \cdot 24 = -1637.
 \end{aligned}$$

9. Коэффициент переэкскавации

$$\eta_2 = \frac{[R_p - S - h \operatorname{ctg} \alpha + h_1 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] \operatorname{tg} \beta [B + h_1 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] -}{AHk_p} \\ - \frac{0,25 [B + h_1 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5 h_1^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)}{AHk_p} = \\ = \frac{[43,7 - 18 - 28 \operatorname{ctg} 60^\circ + 22 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)] \operatorname{tg} 40^\circ [2,0 +}{51 \cdot 24 \cdot 1,2} \\ + \frac{22 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)] - 0,25 [2,0 + 22 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)]^2 \operatorname{tg} 40^\circ -}{51 \cdot 24 \cdot 1,2} \\ - \frac{0,5 \cdot 22^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)}{51 \cdot 24 \cdot 1,2} \approx 0,6.$$

10. Сменная производительность драглайна на переэкскавации породы при работе с подвалкой угольного пласта на максимальную высоту $h_1 = 22$ м

$$q_2 = Q_{\text{см}} \eta_2 = 3630 \cdot 0,6 = 2180 \text{ м}^3.$$

11. Ориентировочная емкость ковша экскаватора на переэкскавации

$$E_2 = \frac{2180}{60 \eta_3' \eta_4' t} = \frac{2180}{60 \cdot 1,1 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 7} = 5,8 \text{ м}^3.$$

Схема экскавации со вскрышными экскаваторами типа драглайн

94. **Пример.** Рудная залежь мощностью $h = 6$ м покрыта мягкими породами. На вскрышных работах используется драглайн ЭШ-14/75. Транспорт руды осуществляется автосамосвалами по кровле залежи. Требуется определить максимальную мощность вскрыши, отрабатываемую экскаватором, коэффициент переэкскавации, рабочие размеры экскаватора на переэкскавации породы для случаев: 1) без подвалки добычного уступа; 2) с неполной подвалкой добычного уступа; 3) с полной подвалкой добычного уступа.

Условие. Наибольший радиус разгрузки экскаватора ЭШ-14/75 $R_p = 71,5$ м; ширина заходки $A = 18$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа $B = 16$ м; ширина транспортной бермы на верхней площадке добычного уступа $L = 8$ м; ширина площадки на почве рудной залежи $B = 2$ м; угол откоса добычного уступа $\alpha = 60^\circ$; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 45^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 35^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,15$; высота неполной подвалки добычного уступа $h_1 = 4$ м.

Решение. I. Работа без подвалки добычного уступа (рис. 47).

1. Мощность вскрыши [3]

$$H_1 = \frac{H''F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \beta}{k_p A + F \operatorname{tg} \beta \operatorname{ctg} \gamma} = \frac{31 \cdot 20 - 0,25 \cdot 20^2 \operatorname{tg} 35^\circ}{1,15 \cdot 18 + 20 \operatorname{tg} 35^\circ \operatorname{ctg} 45^\circ} = 15,8 \text{ м},$$

где

$$H'' = (R_p - B - L - h \operatorname{ctg} \alpha) \operatorname{tg} \beta =$$

$$= (71,5 - 16 - 8,0 - 6 \operatorname{ctg} 60^\circ) \operatorname{tg} 35^\circ = 31 \text{ м};$$

$$F = A + B = 18 + 2,0 = 20 \text{ м}.$$

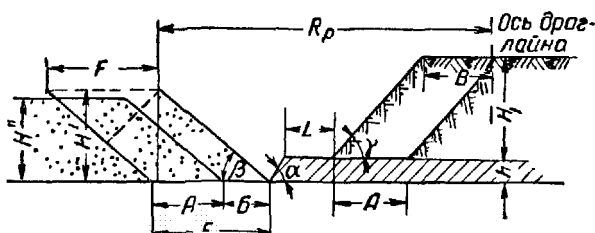


Рис. 47. Схема экскавации с драглайном на верхней площадке вскрышного уступа без подвалки откоса залежи

2. Коэффициент переэкскавации

$$\eta_1 = \frac{H'B - 0,25B^2 \operatorname{tg} \beta}{H_1 A k_p} = \frac{19,7 \cdot 2,0 - 0,25 \cdot 2^2 \cdot \operatorname{tg} 35^\circ}{15,8 \cdot 18 \cdot 1,15} = 0,118,$$

где H' — высота первичного отвала;

$$H' = (R_p - B - H_1 \operatorname{ctg} \gamma - L - h \operatorname{ctg} \alpha) \operatorname{tg} \beta =$$

$$= (71,5 - 16 - 15,8 \operatorname{ctg} 45^\circ - 8,0 - 6 \operatorname{ctg} 60^\circ) \operatorname{tg} 35^\circ = 19,7 \text{ м}.$$

3. Ориентировочная емкость ковша экскаватора на переэкскавации

$$E_1 = \frac{Q_{\text{см}} \eta_1}{60 n_1 \eta_3 \eta_6 t} = \frac{4500 \cdot 0,118}{60 \cdot 1,1 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 7} = 1,4 \text{ м}^3,$$

где $Q_{\text{см}}$ — сменная производительность экскаватора ЭШ-14/75
 $n = 1,1$ — число циклов в минуту экскаватора на переэкскавации породы;

$\eta_3 = 0,9$ — коэффициент экскавации породы;

$\eta_6 = 0,9$ — коэффициент использования экскаватора во времени на переэкскавации;

$t = 7$ час. — время работы экскаваторов в смену.

$$Q_{\text{см}} = 60 E n_1 \eta_3 \eta_6 t = 60 \cdot 14 \cdot 1,0 \cdot 0,85 \cdot 0,9 \cdot 7,0 = 4500 \text{ м}^3,$$

где $E = 14 \text{ м}^3$ — емкость ковша экскаватора ЭШ-14/75;

$n_1 = 1,0$ — число циклов в минуту экскаватора ЭШ-14/75;

$\eta_3 = 0,85$ — коэффициент экскавации породы на вскрыше.

4. Длина стрелы экскаватора на переэкскавации (см. рис 46)

$$l_1 = \frac{b_1 + H' \operatorname{ctg} \beta + B}{\cos \alpha'} = \frac{4 + 19,7 \operatorname{ctg} 35^\circ + 2,0}{\cos 25^\circ} = 37,5 \text{ м},$$

где $b_1 = 4 \text{ м}$ — расстояние от оси пяты стрелы экскаватора до верхней бровки постоянного отвала;
 $\alpha' = 25^\circ$ — угол наклона стрелы экскаватора.

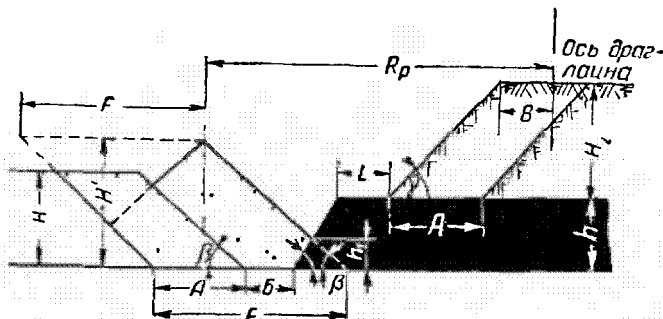


Рис 48 Схема экскавации с драглайном на верхней площадке вскрышного уступа с неполной подвалкой залежи

II. Работа с неполной подвалкой добычного уступа (рис 48).

1. Мощность вскрыши [3]

$$H_2 = \frac{H''F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5h_1^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)}{Ak_p + F \operatorname{ctg} \gamma \operatorname{tg} \beta} =$$

$$= \frac{36,4 \cdot 28 - 0,25 \cdot 28^2 \operatorname{tg} 35^\circ - 0,5 \cdot 4^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)}{18 \cdot 1,15 + 28 \operatorname{ctg} 45^\circ \operatorname{tg} 35^\circ} = 21,6 \text{ м},$$

где

$$H'' = [R_p - B - L - h \operatorname{ctg} \alpha - h_1 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] \operatorname{tg} \beta =$$

$$= [71,5 - 16,0 - 8,0 - 6 \operatorname{ctg} 60^\circ + 4 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)] \operatorname{tg} 35^\circ = 36,4 \text{ м};$$

$$F = A - B + h_1 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) = 18,0 + 2,0 + 4 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ) = 28 \text{ м}$$

2 Коэффициент переэкскавации [3]

$$\eta_2 = \frac{H' [B + h_1 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] - 0,25 [B + h_1 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]^2 \operatorname{tg} \beta -}{AH_2 k_p} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{-0,5h_1^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)}{AH_2 k_p} = \frac{21,7 [2,0 + 4 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)] - 0,2 -}{18 \cdot 21,6 \cdot 1,15} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{-0,25 [2,0 + 4 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)]^2 \operatorname{tg} 35^\circ - 0,5 \cdot 4^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)}{18 \cdot 21,6 \cdot 1,15} = 0,408,$$

где H' — высота первичного отвала;

$$\begin{aligned} H' &= [R_p - B - H_2 \operatorname{ctg} \gamma - L - h \operatorname{ctg} \alpha + h_1 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] \operatorname{tg} \beta = \\ &= [71,5 - 16,0 - 21,6 \operatorname{ctg} 45^\circ - 8,0 - 6 \operatorname{ctg} 60^\circ + \\ &\quad + 4 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)] \operatorname{tg} 35^\circ = 21,7 \text{ м.} \end{aligned}$$

3. Ориентировочная емкость ковша экскаватора на переэкскавации

$$E_2 = \frac{Q_{\text{см}} \eta_2}{60 \pi \eta_{\text{в}} \eta_{\text{б}} t} = \frac{4500 \cdot 0,408}{60 \cdot 1,1 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 70} = 4,9 \text{ м}^3.$$

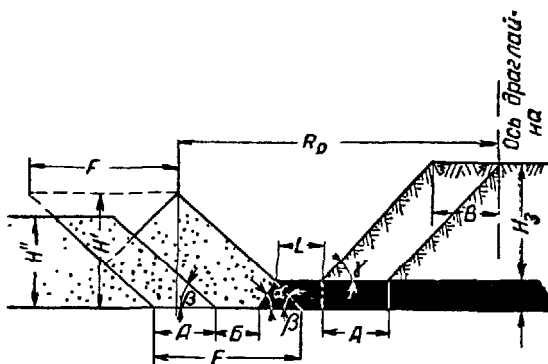


Рис. 49. Схема экскавации с драглайном на верхней площадке вскрышного уступа с полной подвалкой залежи

4. Длина стрелы экскаватора на переэкскавации

$$\begin{aligned} l_2 &= \frac{b_1 + H' \operatorname{ctg} \beta + B + h_1 \operatorname{ctg} \alpha}{\cos \alpha'} = \\ &= \frac{5,0 + 21,7 \operatorname{ctg} 35^\circ + 2,0 + 4 \operatorname{ctg} 60^\circ}{\cos 25^\circ} = 44,5 \text{ м.} \end{aligned}$$

III. Работа с полной подвалкой добычного уступа (рис. 49).

1. Мощность вскрыши [3]

$$\begin{aligned} H_3 &= \frac{H''F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)}{Ak_p + F \operatorname{ctg} \gamma \operatorname{tg} \beta} = \\ &= \frac{39,2 \cdot 32 - 0,25 \cdot 32^2 \operatorname{tg} 35^\circ - 0,5 \cdot 6^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)}{1,15 \cdot 18 + 32 \operatorname{ctg} 45^\circ \operatorname{tg} 35^\circ} = 24,3 \text{ м;} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} H'' &= (R_p - B - L + h \operatorname{ctg} \beta) \operatorname{tg} \beta = (71,5 - 16,0 - 8,0 + \\ &\quad + 6 \operatorname{ctg} 35^\circ) \operatorname{tg} 35^\circ = 39,2 \text{ м;} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} F &= A + B + h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) = 18,0 + 2,0 + \\ &\quad + 6 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ) = 32 \text{ м.} \end{aligned}$$

2. Коэффициент переэкскавации

$$\eta_a = \frac{H' [B + h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] - 0,25 [B + h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]^2 \operatorname{tg} \beta}{AH_3 k_p} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{-0,5h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)}{AH_3 k_p} = \frac{22,4 [2,0 + 6 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)] -}{18 \cdot 24,3 \cdot 1,15} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{-0,25 [2,0 + 6 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)]^2 \operatorname{tg} 35^\circ - 0,5 \cdot 6^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)}{18 \cdot 24,3 \cdot 1,15} = 0,483,$$

где H' — высота первичного отвала;

$$H' = (R_p - B - H_3 \operatorname{ctg} \gamma - L + h \operatorname{ctg} \beta) \operatorname{tg} \beta = (71,5 - 16 - 24,3 \operatorname{ctg} 45^\circ - 8,0 + 6 \operatorname{ctg} 35^\circ) \operatorname{tg} 35^\circ = 22,4 \text{ м.}$$

3. Ориентировочная емкость ковша экскаватора на переэкскавации

$$E_a = \frac{Q_{\text{см}} \eta_a}{60 \eta_{\text{с}} \eta_{\text{вт}}} = \frac{4500 \cdot 0,483}{60 \cdot 1,1 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 7} = 5,85 \text{ м}^3.$$

4. Длина стрелы экскаватора

$$l_3 = \frac{b_1 + H' \operatorname{ctg} \beta + B + h \operatorname{ctg} \alpha}{\cos \alpha'} =$$

$$= \frac{6,0 + 22,4 \operatorname{ctg} 35^\circ + 2,0 + 6 \operatorname{ctg} 60^\circ}{\cos 25^\circ} = 48,2 \text{ м.}$$

95. Задача. Под горизонтальным угольным пластом мощностью 5 м залегают плотные породы. На вскрышных работах применяется экскаватор ЭШ-20/65. Уголь транспортируется полуприцепами по кровле пласта. Требуется определить максимальную мощность вскрыши, обрабатываемую экскаватором, коэффициент переэкскавации и рабочие размеры экскаватора на переэкскавации породы для случаев: 1) без подвалки добычного уступа; 2) с полной подвалкой добычного уступа.

Условие. Наибольший радиус разгрузки экскаватора ЭШ-20/65 — 62 м; ширина заходки $A = 14$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа $B = 16$ м; ширина транспортной бермы на верхней площадке угольного уступа $L = 6$ м; ширина площадки на почве угольного пласта $B = 2$ м; угол откоса угольного уступа $\alpha = 65^\circ$; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 50^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 35^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$; высота подвалки угольного уступа $h_1 = 3$ м.

96. Задача. Над горизонтальным пластом огнеупорной глины мощностью $h = 4$ м залегают мягкие породы. Транспорт огнеупорной глины осуществляется ленточными конвейерами, рас-

положенными на почве пласта. Требуется определить высоту вскрышного уступа, обрабатываемого экскаватором ЭШ-4/40 с полной подвалкой добычного уступа, а также емкость ковша и длину стрелы экскаватора, занятого на переэкскавации породы.

Условие. Наибольший радиус разгрузки экскаватора ЭШ-4/40 $R_p = 37$ м; ширина заходки $A = 8$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа $B = 7$ м; ширина берм на верхней площадке добычного уступа $L = 1,5$ м; ширина площадки на почве добычного уступа $B = 3$ м; угол откоса добычного уступа $\alpha = 70^\circ$; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 48^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 33^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,16$.

97. **Пример.** Горизонтальный пласт марганцевой руды мощностью $h = 2,5$ м залегает на глубине $H = 26$ м. Суточная производительность карьера должна составить $q = 3000$ т. На вскрышных работах использован драглайн с установкой на верхней площадке вскрышного уступа; транспорт руды — по почве залежи.

Требуется определить наибольший радиус разгрузки вскрышного экскаватора; емкость его ковша, а также рабочие размеры экскаватора на переэкскавации породы при условии полной подвалки пласта руды породой.

Условие. Ширина заходки добычного экскаватора $A = 14$ м; ширина бермы на верхней площадке добычного уступа $L = 2$ м; расстояние от оси хода вскрышного экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа $B = 15$ м; ширина площадки на почве добычного уступа $B = 3$ м; угол откоса добычного уступа $\alpha = 70^\circ$; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 45^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 35^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,15$.

Решение 1. Наибольший радиус разгрузки вскрышного экскаватора

$$R_p = \frac{1}{F} [HAk_p + 0,5h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] \operatorname{ctg} \beta + H \operatorname{ctg} \gamma + B + \\ + L - h \operatorname{ctg} \beta + 0,25F = \frac{1}{21} [26 \cdot 14 \cdot 1,15 + 0,5(2,5)^2 \times \\ \times (\operatorname{ctg} 70^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)] \operatorname{ctg} 35^\circ + 26 \operatorname{ctg} 45^\circ + 15 + \\ + 2,0 + 2,5 \operatorname{ctg} 35^\circ + 0,25 \cdot 21,5 \approx 73 \text{ м,}$$

где

$$F = A + B + h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) = 14 + 3,0 + 2,5 (\operatorname{ctg} 70^\circ + \\ + \operatorname{ctg} 35^\circ) = 21,5 \text{ м.}$$

2. Емкость ковша вскрышного экскаватора

$$E = \frac{\frac{q}{\Delta} \cdot \frac{H}{h}}{60n\eta_3\eta_{\text{в}} \cdot T} = \frac{\frac{3000}{2,6} \cdot \frac{26,0}{2,5}}{60 \cdot 1,0 \cdot 0,85 \cdot 0,9 \cdot 20} \approx 13 \text{ м}^3,$$

где $\Delta = 2,6 \text{ т/м}^3$ — объемный вес руды;

$n = 1,0$ — число циклов черпания вскрышного экскаватора в минуту;

$\eta_3 = 0,85$ — коэффициент экскавации породы вскрыши;

$\eta_{\text{в}} = 0,9$ — коэффициент использования экскаватора во времени;

$T = 20$ час. — время работы экскаватора в сутки.

3. Емкость ковша экскаватора, работающего на перегрузке, вации,

$$E_1 = \frac{\frac{q}{\Delta} \cdot \frac{H}{h} \eta}{60n_1\eta_3'\eta_{\text{в}} \cdot T} = \frac{\frac{3000}{2,6} \cdot \frac{26}{2,5} \cdot 0,284}{60 \cdot 1,1 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 20} \approx 2,7 \text{ м}^3,$$

где η — коэффициент перегрузки;

$n_1 = 1,1$ — число черпаний в минуту драглайна на перегрузке;

$\eta_3' = 0,9$ — коэффициент экскавации породы при перегрузке;

$$\begin{aligned} \eta &= \frac{H' [B + h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] - 0,25 [B + h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]^2 \operatorname{tg} \beta -}{AHk_p} \rightarrow \\ &\rightarrow \frac{-0,5h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)}{AHk_p} = \frac{23,5 [2,0 + 2,5 (\operatorname{ctg} 70^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)] -}{26 \cdot 14 \cdot 1,15} \rightarrow \\ &\rightarrow \frac{-0,25 [2 + 2,5 (\operatorname{ctg} 70^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)]^2 \operatorname{tg} 35^\circ - 0,5 (2,5)^2 \times}{26 \cdot 14 \cdot 1,15} \rightarrow \\ &\rightarrow \frac{\times (\operatorname{ctg} 70^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)}{26 \cdot 14 \cdot 1,15} = 0,284, \end{aligned}$$

где H' — высота первичного отвала;

$$\begin{aligned} H' &= (R_p - B - H \operatorname{ctg} \beta - L + h \operatorname{ctg} \beta) \operatorname{tg} \beta = \\ &= (73 - 15 - 26 \operatorname{ctg} 45^\circ - 2,0 + 2,5 \operatorname{ctg} 35^\circ) \operatorname{tg} 35^\circ = 23,5 \text{ м}. \end{aligned}$$

4. Длина стрелы драглайна на перегрузке, вации

$$\begin{aligned} l &= \frac{b_1 + H' \operatorname{ctg} \beta + B + h \operatorname{ctg} \alpha}{\cos \alpha'} = \frac{4,0 + 23,5 \operatorname{ctg} 35^\circ + 2,0 + 2,5 \operatorname{ctg} 70^\circ}{\cos 25^\circ} = \\ &= 40,5 \text{ м}, \end{aligned}$$

где $\alpha' = 25^\circ$ — угол наклона стрелы;

$b_1 = 4,0 \text{ м}$ — расстояние от оси пяты стрелы экскаватора до верхней бровки постоянного отвала.

98. Задача. Угольный пласт мощностью $h = 4,5$ м залегает горизонтально. Покрывающие породы мощностью $H = 21$ м представлены плотными глинами и суглинками. Суточная производительность карьера при открытой добыче угля должна составлять 2500 т. Уголь транспортируется по почве пласта. На производстве вскрышных работ использован драглайн с расположением на верхней площадке вскрышного уступа. Требуется найти наибольший радиус разгрузки вскрышного экскаватора, емкость его ковша, а также размеры экскаватора на перегрузке породы при условии полной подвалки пласта породой.

Условие. Ширина заходки добычного экскаватора $A = 13$ м; ширина бермы на верхней площадке добычного уступа $L = 2,5$ м; расстояние от оси хода вскрышного экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа $B = 16$ м; ширина площадки на почве добычного уступа $B = 2$ м; угол откоса добычного уступа $\alpha = 60^\circ$; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 50^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 40^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$.

99. Пример. Пласт бурого угля мощностью $h = 5$ м залегает горизонтально. Покрывающие породы представлены мягкими глинами и суглинками. Для вскрышных работ используется экскаватор, расположенный на промежуточном горизонте вскрышного уступа. Уголь транспортируется по почве пласта. Требуется определить мощность вскрыши, обрабатываемой экскаватором ЭШ-14/75, и объем породы по перегрузке: 1) без подвалки угольного пласта породой; 2) при неполной подвалке угольного пласта и 3) при полной подвалке угольного пласта.

Условие. Радиус разгрузки экскаватора ЭШ-14/75 $R_p = 71,5$ м; высота разгрузки $H_p = 20$ м; ширина заходки $A = 15$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки нижнего подуста $B = 16$ м; ширина бермы на верхней площадке добычного уступа $L = 3$ м; ширина постоянной площадки на почве угольного уступа $B = 2$ м; угол откоса угольного уступа $\alpha = 60^\circ$; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 45^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 35^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,15$; высота подвалки угольного уступа $h_1 = 3$ м.

Решение. I. Работа без подвалки угольного пласта породой (рис. 50).

1. Мощность вскрыши [3]

$$H_1 = \frac{H''F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \beta}{k_p A + F \operatorname{ctg} \gamma \operatorname{tg} \beta} = \frac{38,7 \cdot 17,0 - 0,25 \cdot 17^2 \operatorname{tg} 35^\circ}{1,15 \cdot 15 + 17 \operatorname{ctg} 45^\circ \operatorname{tg} 35^\circ} = 22 \text{ м},$$

где

$$\begin{aligned} H'' &= (R_p - B - L - h \operatorname{ctg} \alpha + 0,5 H_p \operatorname{ctg} \gamma) \operatorname{tg} \beta = \\ &= (71 - 16 - 3,0 - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + 0,5 \cdot 20 \operatorname{ctg} 45^\circ) \operatorname{tg} 35^\circ = 41,5; \\ F &= A + B = 15 + 2,0 = 17 \text{ м}. \end{aligned}$$

2. Объем работ по переэкскавации на 1 пог. м длины фронта работ

$$V_1 = BH' - 0,25B^2 \operatorname{tg} \beta = 2 \cdot 26 - 0,25 \cdot 2^2 \operatorname{tg} 35^\circ = 51 \text{ м}^3,$$

где H' — высота первичного отвала;

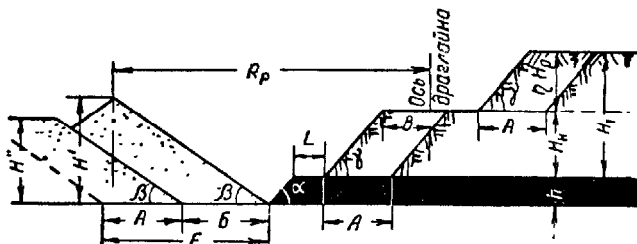


Рис. 50. Схема экскавации с драглайном на средней площадке подступа без подвалки пласта

$$\begin{aligned} H' &= [R_p - B - (H_1 - 0,5H_p) \operatorname{ctg} \gamma - L - h \operatorname{ctg} \alpha] \operatorname{tg} \beta = \\ &= [71 - 16 - (22 - 0,5 \cdot 20) \operatorname{ctg} 45^\circ - 3,0 - \\ &\quad - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ] \operatorname{tg} 35^\circ = 26 \text{ м.} \end{aligned}$$

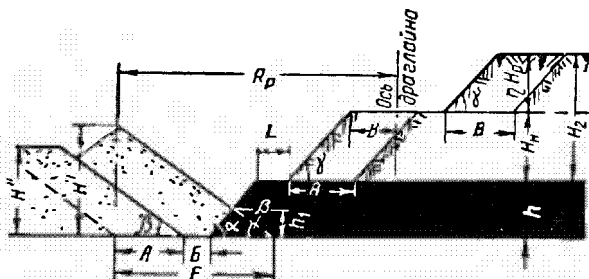


Рис. 51. Схема экскавации с драглайном на средней площадке подступа при работе с неполной подвалкой пласта

II. Работа с неполной подвалкой угольного пласта (рис. 51).

1. Мощность вскрыши [3]

$$\begin{aligned} H_2 &= \frac{H''F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5h_1^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)}{Ak_p + F \operatorname{ctg} \gamma \operatorname{tg} \beta} = \\ &= \frac{45,5 \cdot 23 - 0,25 \cdot 23^2 \operatorname{tg} 35^\circ - 0,5 \cdot 3^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)}{1,15 \cdot 15 + 23 \operatorname{ctg} 45^\circ \operatorname{tg} 35^\circ} = 29 \text{ м,} \end{aligned}$$

где

$$\begin{aligned} H'' &= [R_p - B - L - h \operatorname{ctg} \alpha + h_1 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) + \\ &\quad + 0,5H_p \operatorname{ctg} \gamma] \operatorname{tg} \beta = [71 - 16 - 3,0 - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + \\ &\quad + 3 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 30^\circ) + 0,5 \cdot 20 \operatorname{ctg} 45^\circ] \operatorname{tg} 35^\circ = 45,5 \text{ м;} \end{aligned}$$

$$F = A + B + h_1 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) = 15 + 2,0 + 3 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ) = 23 \text{ м.}$$

2. Объем работ по перегрузке на 1 пог. м длины фронта работ

$$V_2 = H' [B + h_1 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] - 0,25 [B + h_1 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5 h_1^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) = 26 [2,0 + 3 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)] - 0,25 [2,0 + 3 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)]^2 - 0,5 \cdot 3^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ) = 187,8 \text{ м}^3,$$

где H' — высота первичного отвала, м;

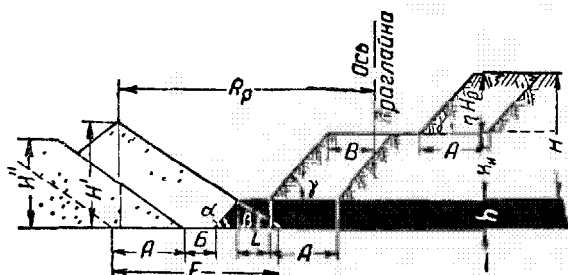


Рис. 52 Схема экскавации с драглайном на средней площадке подступа с полной подвалкой пласта

$$H' = [R_p - B - (H_2 - 0,5 H_p) \operatorname{ctg} \gamma - L - h \operatorname{ctg} \alpha + h_1 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] \operatorname{tg} \beta = [71 - 16 - (29 - 0,5 \cdot 20) \operatorname{ctg} 45^\circ - 3,0 - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + 3 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)] \operatorname{tg} 35^\circ = 26 \text{ м.}$$

III. Работа с полной подвалкой добычного уступа (рис. 52).

1. Мощность вскрыши [3]

$$H_3 = \frac{H'' F - 0,25 F^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5 h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)}{A k_p + F \operatorname{ctg} \gamma \operatorname{tg} \beta} = \frac{49,5 \cdot 27 - 0,25 \cdot 27^2 \operatorname{tg} 35^\circ - 0,5 \cdot 5^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)}{15 \cdot 1,15 + 27 \operatorname{ctg} 45^\circ \operatorname{tg} 35^\circ} = 33 \text{ м,}$$

где

$$\begin{aligned} H'' &= (R_p - B - L + h \operatorname{ctg} \alpha + 0,8 H_p \operatorname{ctg} \gamma) \operatorname{tg} \beta = \\ &= (71 - 16 - 3,0 + 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + 0,8 \cdot 20 \operatorname{ctg} 45^\circ) \operatorname{tg} 35^\circ = 49,5 \text{ м;} \\ F &= A + B + h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) = 15 + 2 + 5 \times \\ &\quad \times (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ) = 27 \text{ м.} \end{aligned}$$

2. Объем работ по переэкскавации на 1 пог. м длины фронта

$$V_8 = H' [B + h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)] - 0,25 [B + h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]^2 \operatorname{tg} \beta - \\ - 0,5h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) = 29 [2,0 + 5 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)] - \\ - 0,25 [2,0 + 5 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ)]^2 \operatorname{tg} 35^\circ - 0,5 \cdot 5^2 (\operatorname{ctg} 60^\circ + \\ + \operatorname{ctg} 35^\circ) = 292 \text{ м}^3,$$

где H' — высота первичного отвала;

$$H' = [R_p - B - (H_1 - 0,8H_p) \operatorname{ctg} \gamma - L + h \operatorname{ctg} \beta] \operatorname{tg} \beta = \\ = [71 - 16 - (33 - 0,8 \cdot 20) \operatorname{ctg} 45^\circ - 3,0 + \\ + 5 \operatorname{ctg} 35^\circ] \operatorname{tg} 35^\circ = 29 \text{ м}.$$

100. **Задача.** Горизонтальный пласт каменного угля мощностью $h = 8$ м залегает под плотными породами. На вскрышных работах используется экскаватор ЭШ-25/100 с размещением на площадке подуста. Транспорт угля осуществляется полуприцепами по кровле пласта. Требуется определить мощность вскрыши, отрабатываемую экскаватором ЭШ-25/100, и коэффициент переэкскавации: 1) без подвалки угольного пласта породой; 2) при неполной подвалке угольного пласта; 3) при полной подвалке угольного пласта породой.

Условие. Радиус разгрузки экскаватора ЭШ-25/100 $R_p = 92$ м; высота разгрузки $H_p = 42$ м; ширина заходки $A = 20$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки нижнего подуста $B = 20$ м; ширина бермы на верхней площадке добычного уступа $L = 8$ м; ширина постоянной площадки на почве угольного уступа $B = 2$ м; угол откоса угольного уступа $\alpha = 70^\circ$; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 55^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 40^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$; высота подвалки угольного уступа $h_1 = 5$ м.

101. **Пример.** Горизонтальный пласт бурого угля мощностью $h = 5$ м покрыт мягкими породами. На вскрышных работах используется драглайн ЭШ-14/75.

Экскаватор размещается на временном отвале в выработанном пространстве, как показано на рис. 53. Требуется определить: 1) предельную мощность вскрыши, отрабатываемую экскаватором ЭШ-14/75; 2) коэффициент переэкскавации породы и 3) сменную производительность добычного экскаватора.

Условие. Радиус разгрузки экскаватора ЭШ-14/75 $R_0 = 71,5$ м; высота разгрузки $H_p = 32$ м; ширина заходки $A = 14$ м; высота площадки временного отвала $(\Delta H + h) = 10$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки временного отвала $l = 20$ м; ширина бермы на верхней площадке добычного уступа $L = 2,5$ м; ширина постоянной площадки на почве угольного уступа $B = 2$ м; угол откоса угольного уступа

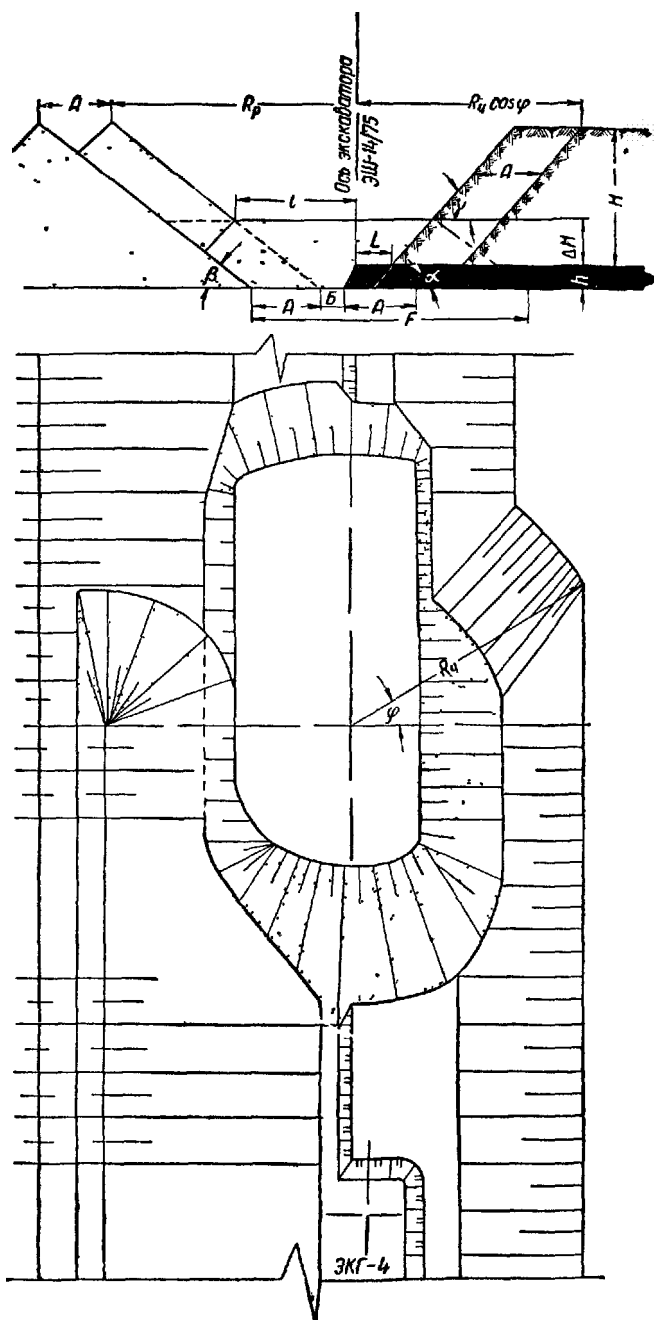


Рис 53 Схема экскавации с драглайном на временном отвале

$\alpha = 60^\circ$; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 45^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 35^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,15$; число добычных смен в сутки $m = 2$.

Решение. 1. Мощность вскрыши

$$H = \frac{\left[F(\Delta H + h) - 0,5(\Delta H + h)^2 (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \beta) - hL + \frac{1}{\psi} h^2 \right] +}{Ak_p} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{+ A(R_p - l - 0,25A) \operatorname{tg} \beta}{Ak_p} = \frac{\left[32,1 \cdot 10 - 0,5 \cdot 10^2 (\operatorname{ctg} 45^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ) - 5 \cdot 2,5 + \frac{1}{2,36} \cdot 5^2 \right] +}{14 \cdot 1,15}$$

$$\rightarrow \frac{+ 14(71,5 - 20 - 0,25 \cdot 14) \operatorname{tg} 35^\circ}{14 \cdot 1,15} = 44,5 \text{ м},$$

где

$$F = A + B + L - \frac{1}{\psi} h + (\Delta H + h) (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \beta) =$$

$$= 14,0 + 2,0 + 2,5 - \frac{1}{2,36} \cdot 5 + 10 (\operatorname{ctg} 45^\circ + \operatorname{ctg} 60^\circ) = 32,1 \text{ м};$$

$$\psi = \frac{\operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \gamma}{\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \beta} = \frac{\operatorname{tg} 60^\circ \operatorname{tg} 45^\circ}{\operatorname{tg} 60^\circ - \operatorname{tg} 45^\circ} = 2,36.$$

Следовательно, мощность вскрыши, которая может быть отработана экскаватором ЭШ-14/75 при размещении его на площадке временного отвала в выработанном пространстве, составляет $H = 44,5$ м. При этом мощность вскрыши, находящаяся выше рабочей площадки экскаватора, составит $H - \Delta H = 44,5 - 5,0 = 39,5$ м.

Однако эта мощность не должна превышать высоту черпания драглайна, равную $0,8 H_p = 0,8 \cdot 32 = 25,6$ м.

2. Коэффициент переэкскавации при этом составит

$$\eta = \frac{F(\Delta H + h) - 0,5(\Delta H + h)^2 (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \beta) - hL + \frac{1}{\psi} h^2}{H \cdot A \cdot k_p} =$$

$$= \frac{32,1 \cdot 10 - 0,5 \cdot 10^2 (\operatorname{ctg} 45^\circ + \operatorname{ctg} 35^\circ) - 5 \cdot 2,5 + \frac{1}{2,36} \cdot 5^2}{30,6 \cdot 14 \cdot 1,15} = 0,5.$$

3. Сменная производительность добычного экскаватора

$$q = \frac{Q_c}{m(\gamma + 1)} \cdot \frac{h}{H} = \frac{12850}{2(0,5 + 1)} \cdot \frac{5}{30,6} = 715 \text{ м}^3,$$

где Q_c — суточная производительность экскаватора ЭШ-14/75

$$Q_c = 60 E n \gamma_{13} \gamma_{16} T = 60 \cdot 14 \cdot 1,0 \cdot 0,85 \cdot 0,9 \cdot 20 = 12850 \text{ м}^3,$$

где $E = 14 \text{ м}^3$ — емкость ковша экскаватора ЭШ-14/75;
 $n = 1,0$ — число циклов экскаватора ЭШ-14/75 в минуту;
 $\eta_{\text{э}} = 0,85$ — коэффициент экскавации;
 $\eta_{\text{в}} = 0,9$ — коэффициент использования экскаватора во времени;

$T = 20$ час — время работы экскаватора ЭШ-14/75 в сутки.

102. Задача. Горизонтальный пласт угля мощностью $h = 8 \text{ м}$ покрыт плотными породами. На вскрышных работах используется экскаватор ЭШ-20/65. Экскаватор размещается на временном отвале в выработанном пространстве (см. рис. 53). Требуется определить: 1) предельную мощность вскрыши, отрабатываемую экскаватором ЭШ-20/65; 2) коэффициент переэкскавации породы; 3) сменную производительность добычного экскаватора.

У с л о в и е. Радиус разгрузки экскаватора ЭШ-20/65 $R_p = 62 \text{ м}$; высота разгрузки $H_p = 28 \text{ м}$; ширина заходки $A = 16 \text{ м}$; высота площадки временного отвала $\Delta H + h = 14 \text{ м}$; расстояние от оси хода до верхней бровки временного отвала $l = 20 \text{ м}$; ширина бермы на верхней площадке добычного уступа при транспорте угля полуприцепами $L = 8 \text{ м}$; ширина постоянной площадки на почве угольного уступа $B = 1,5 \text{ м}$; угол откоса угольного уступа $\alpha = 70^\circ$; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 50^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 40^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$; число добычных смен в сутки $m = 2$.

103. Пример. Пласт угля с углом падения $\varphi = 10^\circ$ имеет мощность $h = 18 \text{ м}$. Подстилающие пласт породы представлены аргиллитами, а покрывающие — алевролитами и песчаниками. Породы нижнего вскрышного уступа механической лопатой перемещаются в выработанное пространство. Требуется определить высоту нижнего вскрышного уступа, разрабатываемого механической лопатой при работе по падению с полной подвалкой угольного пласта (рис. 54).

У с л о в и е. Свойства пород: сцепление пород в отвале $K = 3 \text{ т/м}^2$; угол внутреннего трения породы в отвале $\rho = 20^\circ$; сцепление пород по поверхности ослабления $K_0 = 4 \text{ т/м}^2$; угол внутреннего трения по поверхности ослабления $\rho_0 = 5^\circ$; объемный вес породы $\gamma = 2,0 \text{ т/м}^3$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$; угол откоса отвала $\beta = 35^\circ$; угол откоса угольного уступа $\alpha = 60^\circ$.

Элементы системы: ширина заходки по нижнему вскрышному уступу $A = 30 \text{ м}$; угольный уступ отрабатывается двумя последовательными заходками шириной $\frac{A}{2} = 15 \text{ м}$ с погрузкой угля экскаваторами на ленточные конвейеры; расстояние от оси хода вскрышного экскаватора до верхней бровки угольного уступа $S = 15 \text{ м}$; ширина постоянной площадки на почве пласта $B = 5 \text{ м}$.

Решение 1. Высота вскрышного уступа

$$H = \frac{H_{\max}}{k_p} = \frac{25,2}{1,2} = 21 \text{ м},$$

где H_{\max} — максимальная устойчивая высота внутренних отвалов, м;

$$H_{\max} = \frac{K_0 m + K n}{\gamma(a + d)} = \frac{4 \cdot 1,94 + 5 \cdot 1,48}{2(0,084 + 0,219)} = 25,2 \text{ м},$$

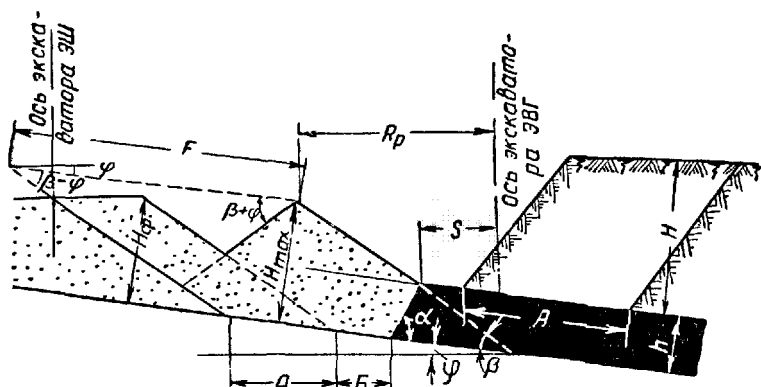


Рис. 54. Схема к определению высоты вскрышного уступа при отработке наклонного пласта по падению механической лопаты

где $a = 0,084$ (определяется по графикам рис. 24, а, б);
 $m = 1,94$ (определяется по графику рис. 24, г);
 $n = 1,48$ (определяется по графику рис. 24, д);
 $d = 0,219$ (определяется по графику рис. 24, в).

2. Радиус разгрузки вскрышного экскаватора (см. рис. 54)

$$\begin{aligned} R_p &= \frac{H A k_p \cos \beta}{F \sin (\beta - \varphi)} + S - \frac{h \cos \beta}{\sin (\beta - \varphi)} - \frac{F \sin (\beta + \varphi) \cos \beta}{2 \sin 2\beta} + \\ &+ \frac{h^2 [\operatorname{ctg} (\alpha + \varphi) + \operatorname{ctg} (\beta - \varphi)] \cos \beta}{2 \sin (\beta - \varphi) F} = \frac{21 \cdot 30 \cdot 1,2 \cos 35^\circ}{81,6 \sin (35^\circ - 10^\circ)} + \\ &+ 15 - \frac{18 \cos 35^\circ}{\sin (35^\circ - 10^\circ)} - \frac{81,6 \sin (35^\circ + 10^\circ) \cos 35^\circ}{2 \sin 2 \cdot 35^\circ} + \\ &+ \frac{18^2 [\operatorname{ctg} (60^\circ + 10^\circ) + \operatorname{ctg} (35^\circ - 10^\circ)] \cos 35^\circ}{2 \sin (35^\circ - 10^\circ) 81,6} = 32 \text{ м}. \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} F &= \frac{A + B}{\cos \varphi} + h [\operatorname{ctg} (\alpha + \varphi) + \operatorname{ctg} (\beta - \varphi)] = \\ &= \frac{30 + 5}{\cos 10^\circ} + 18 [\operatorname{ctg} (60^\circ + 10^\circ) + \operatorname{ctg} (35^\circ - 10^\circ)] = 81,6 \text{ м}. \end{aligned}$$

Условие. Радиус разгрузки экскаватора ЭВГ-15 $R_p = 37,5$ м; ширина заходки по нижнему вскрышному уступу $A = 30$ м; угольный уступ обрабатывается двумя последовательными заходками шириной по 15 м с погрузкой угля экскаваторами на ленточные конвейеры; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки угольного уступа $S = 15$ м; ширина постоянной площадки на почве пласта $B = 5$ м; угол откоса угольного уступа $\alpha = 60^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 35^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$.

Решение. Высота нижнего вскрышного уступа [3]

$$H = \frac{2H'F - F^2 \frac{\sin(\beta - \varphi) \sin(\beta + \varphi)}{\sin 2\beta} - h^2 [\operatorname{ctg}(\alpha - \varphi) + \operatorname{ctg}(\beta + \varphi)]}{2k_p A} =$$

$$= \frac{2 \cdot 37,45 \cdot 68,4 - \frac{68,4^2 \sin(35^\circ - 10^\circ) \sin(35^\circ + 10^\circ)}{\sin 2 \cdot 35^\circ} -}{2 \cdot 1,2 \cdot 30} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{-18^2 [\operatorname{ctg}(60^\circ - 10^\circ) + \operatorname{ctg}(35^\circ + 10^\circ)]}{2 \cdot 1,2 \cdot 30} = 42 \text{ м,}$$

где H' — высота первичного отвала;

$$H' = \frac{R_p - S}{\cos \beta} \sin(\beta + \varphi) + h =$$

$$= \frac{37,5 - 15}{\cos 35^\circ} \sin(35^\circ + 10^\circ) + 18 = 68,4 \text{ м.}$$

106. Задача. Пласт угля средней мощностью $h = 23$ м залегает в виде мульды. Крылья мульды имеют падение под углом $\varphi = 7^\circ$. Породы нижнего вскрышного уступа экскаватором ЭВГ-15 перемещаются в выработанное пространство. Требуется определить высоту нижнего вскрышного уступа при работе по восстанию с полной подвалкой угольного уступа породой.

Условие. Радиус разгрузки экскаватора ЭВГ-15 $R_p = 37,5$ м; ширина заходки по нижнему вскрышному уступу $A = 40$ м; угольный уступ обрабатывается двумя последовательными заходками шириной по 20 м с погрузкой угля экскаваторами на ленточные конвейеры; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки угольного уступа $S = 18$ м; ширина постоянной площадки на почве пласта $B = 5$ м; угол откоса отвала $\beta = 32^\circ$; угол откоса угольного уступа $\alpha = 60^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$.

§ 3. РАСЧЕТ КРИВОЛИНЕЙНОГО ФРОНТА И ФЛАНГОВЫХ УЧАСТКОВ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

107. **Пример.** Над угольным пластом мощностью $h = 5$ м залегают мягкие породы. Оработка вскрыши производится экскаватором ЭВГ-15. Угольный пласт вскрыт отдельными внешними капитальными траншеями с заложением на фланге карьерного поля под прямым углом к фронту работ (рис. 56). Сопряжение трассы траншей с фронтом работ произведено по кривой с радиусом $R_3 = 200$ м.

Требуется определить максимальную высоту вскрышного уступа при работе на криволинейном выпуклом и вогнутом участках фронта работ, а также на флангах карьерного поля.

Условие. Радиус разгрузки экскаватора ЭВГ-15 $R_p = 37,5$ м; ширина заходки $A = 12$ м; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки угольного уступа

$S = 10$ м; ширина постоянной площадки на кровле пласта $B = 2$ м; расстояние от оси хода экскаватора до нижней бровки вскрышного уступа $c = 0$; угол откоса добычного уступа $\alpha = 60^\circ$; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 45^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,15$; угол откоса отвала $\beta = 35^\circ$; радиус кривизны при выпуклом фронте $R_{вп} = 200$ м; радиус кривизны при вогнутом фронте $R_{вг} = 200$ м.

Решение. 1. Максимальная высота уступа на выпуклом криволинейном фронте [3]

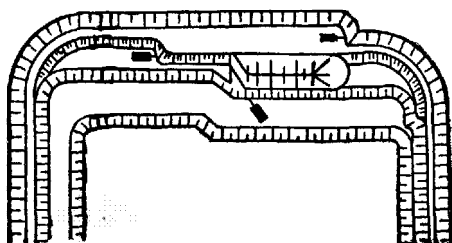


Рис. 56. Размещение внешних капитальных траншей на флангах карьерного поля

$$H_{вп} = H \frac{(R_{вп} + \Delta R)}{R_{вп}} = 13,2 \frac{200 + 41,5}{200} = 15,8 \text{ м.}$$

где H — максимальная высота уступа на прямолинейном фронте работ;

$$\begin{aligned} H &= \frac{R_p - S - h \operatorname{ctg} \alpha - 0,25A}{R_p \operatorname{ctg} \beta} = \\ &= \frac{37,5 - 10,0 - 5 \operatorname{ctg} 60^\circ - 0,25 \cdot 12}{1,15 \operatorname{ctg} 35^\circ} = 13,2 \text{ м;} \end{aligned}$$

где ΔR — приращение радиуса кривизны (расстояние между вертикальными осями, проходящими через центры тяжести вскрывной заходки и первичного отвала (рис. 57);

$$\Delta R = R_p \pm e + y - x = 37,5 + 0 + 12,6 - 8,6 = 41,5 \text{ м},$$

где y — расстояние от проекции центра тяжести вскрывной заходки на кровлю пласта до нижней бровки вскрывного уступа (рис. 57);

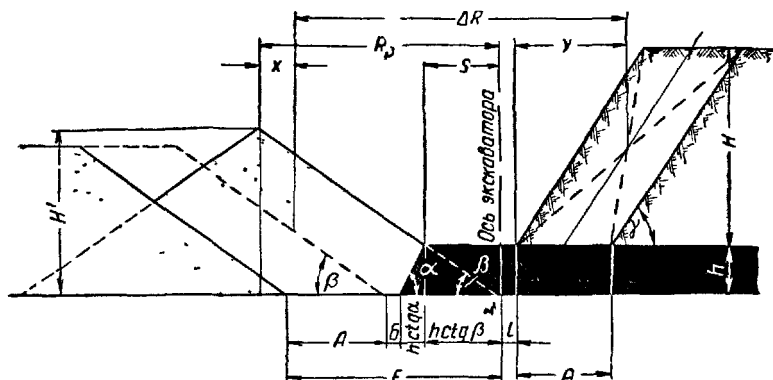


Рис. 57. Схема к расчету высоты вскрывного уступа на криволинейном участке фронта при работе механической лопаты

$$y = 0,5(A + H \text{ ctg } \gamma) = 0,5(12 + 13,2 \text{ ctg } 45^\circ) = 12,6 \text{ м};$$

x — расстояние между вертикальными осями, проходящими через гребень отвала и центр тяжести отвала (см. рис. 57);

$$\begin{aligned} x &= \frac{(H' - 0,5S \text{ tg } \beta)^2}{2(H' - 0,25S \text{ tg } \beta)} \text{ ctg } \beta = \\ &= \frac{(17,2 - 0,5 \cdot 10 \text{ tg } 35^\circ)^2}{2(17,2 - 0,25 \cdot 10 \text{ tg } 35^\circ)} \text{ ctg } 35^\circ = 8,6 \text{ м}, \end{aligned}$$

где H' — высота отвала;

$$\begin{aligned} H' &= (R_p - S - h \text{ ctg } \alpha) \text{ tg } \beta = (37,5 - 10,0 - 5 \text{ ctg } 60^\circ) \text{ tg } 35^\circ = \\ &= 17,2 \text{ м}. \end{aligned}$$

2. Максимальная высота уступа на вогнутом криволинейном фронте [3]

$$H_{\text{вг}} = H \frac{R_{\text{вг}} - \Delta R}{R_{\text{вг}}} = 13,2 \frac{200 - 41,5}{200} = 11 \text{ м}.$$

3. Максимальная мощность вскрыши на флангах карьерного поля

$$H_0 = \frac{H(2Z + 2M)}{2R_3 + H \operatorname{ctg} \gamma} = \frac{13,2(2 \cdot 164,6 + 2 \cdot 16,4)}{2 \cdot 200 + 13,2 \operatorname{ctg} 45^\circ} = 11,5 \text{ м},$$

где M — отставание первичного отвала экскаватора от его забоя, равное расстоянию от середины забоя до оси вращения экскаватора (рис. 58);

$$M = 0,8R_0 = 0,8 \cdot 20,5 = 16,4 \text{ м};$$

$R_0 = 20,5 \text{ м}$ — радиус черпания экскаватора на уровне стояния для ЭВГ-15;

$$\begin{aligned} Z &= R_3 - \frac{R_p + S + h \operatorname{ctg} \alpha + B}{2} - e - 0,85A = \\ &= 200 - \frac{37,5 + 10 + 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + 2,0}{2} - 0 - 0,85 \cdot 12 = 164,6 \text{ м}. \end{aligned}$$

108. Задача. Для условий примера 107 определить максимальную высоту вскрышного уступа при работе экскаватора ЭВГ-10 с радиусом разгрузки $R_p = 45 \text{ м}$ и радиусом черпания на уровне стояния $R_0 = 29 \text{ м}$ на криволинейном выпуклом и вогнутом участках работ, а также на флангах карьерного поля.

109. Пример. Рудная залежь мощностью $h = 2 \text{ м}$ покрыта мягкими породами. Для производства вскрышных работ используется шагающий экскаватор ЭШ-14/75 с радиусом разгрузки $R_p = 75 \text{ м}$, установленный на верхней площадке уступа. Требуется найти максимальную мощность вскрыши на флангах карьерного поля.

Условие. Транспорт руды осуществляется по кровле добычного уступа; ширина бермы $L = 8 \text{ м}$; ширина постоянной площадки на почве залежи $B = 0 \text{ м}$; расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки вскрышного уступа $B = 12 \text{ м}$; ширина заходки $A = 12 \text{ м}$; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 45^\circ$; угол откоса добычного уступа $\alpha = 70^\circ$; угол откоса отвала $\beta =$

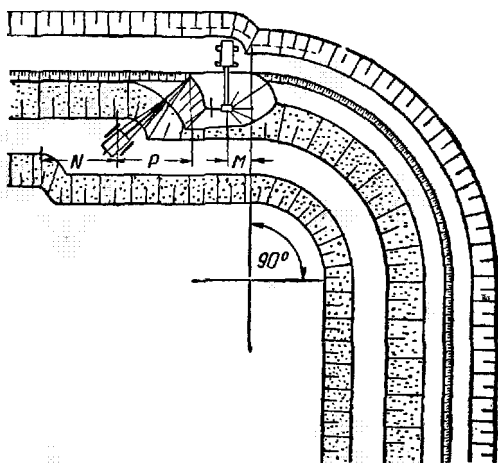


Рис. 58. Положение экскаваторов на фланге карьерного поля

$= 35^\circ$; коэффициент разрыхления $k_p = 1,15$. Карьерное поле вскрыто парными внешними траншеями с заложением на флангах под прямым углом к фронту работ. Сопряжение трассы траншей и фронта работ произведено по кривой с радиусом $R_3 = 250$ м.

Решение. Максимальная высота вскрышного уступа на флангах карьерного поля (рис. 59) [4]

$$H_0 = \frac{H(2Z + 2M)}{2R_3 - H \operatorname{ctg} \gamma} = \frac{19,4(2 \cdot 182,2 + 2 \cdot 70)}{2 \cdot 250 - 19,4 \operatorname{ctg} 45^\circ} = 20,3 \text{ м},$$

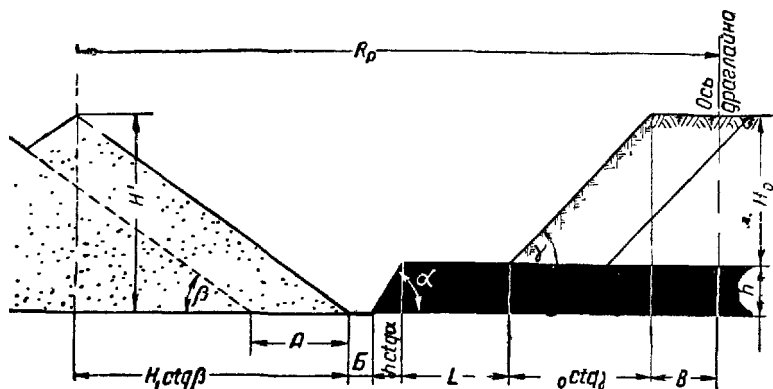


Рис. 59. Схема к расчету высоты вскрышного уступа на криволинейном участке фронта при работе драглайна

где H — высота вскрышного уступа на прямолинейном фронте работ;

$$H = \frac{R_p - (B + L + h \operatorname{ctg} \alpha + 0,25A)}{k_p \operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \gamma} =$$

$$= \frac{75 - (12 + 8 + 2 \operatorname{ctg} 70^\circ + 0,25 \cdot 12)}{1,15 \operatorname{ctg} 35^\circ + \operatorname{ctg} 45^\circ} = 19,4 \text{ м}.$$

$$Z = 0,5(2R_3 - R_p - B - H \operatorname{ctg} \gamma - L - h \operatorname{ctg} \alpha - B - 1,7A) =$$

$$= 0,5(2 \cdot 250 - 75 - 12,0 - 19,4 \operatorname{ctg} 45^\circ -$$

$$- 8,0 - 2 \operatorname{ctg} 70^\circ - 0 - 1,7 \cdot 12) = 182,2 \text{ м};$$

M — отставание забоя экскаватора ЭШ-14/75 от места разгрузки породы в отвал, равное расстоянию от оси вращения экскаватора до середины забоя, $M = 70$ м (см. рис. 58).

110. **Пример.** Наносы, представленные плотными породами, покрывают горизонтальный угольный пласт мощностью $h = 6$ м.

Для удаления пород вскрыши используется экскаватор ЭВГ-15, на переэкскавации породы — драглайн ЭШ-14/75.

Угольный пласт вскрыт отдельными внешними капитальными траншеями на флангах карьерного поля. Трасса левой капитальной траншеи примыкает к фронту работ под углом $\varphi = 120^\circ$, правой — под углом $\varphi = 90^\circ$. Сопряжение трассы траншей с фронтом работ произведено по кривой с радиусом $R_s = 250$ м.

Требуется определить максимальную высоту вскрышного уступа при работе экскаватора ЭВГ-15 на криволинейном выпуклом и вогнутом участках фронта, а также на флангах карьерного поля при полной подвалке угольного пласта породой.

Условие. Радиус разгрузки экскаватора ЭВГ-15 $R_p = 37,5$ м; ширина заходки $A = 15$ м; расстояние от оси хода экскаватора ЭВГ-15 до верхней бровки угольного уступа $S = 10$ м; ширина постоянной площадки на почве угля $B = 2$ м; угол откоса вскрышного уступа $\gamma = 50^\circ$; угол откоса угольного уступа $\alpha = 60^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 40^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$; радиус кривизны на выпуклом фронте $R_{вп} = 250$ м; радиус кривизны на вогнутом фронте $R_{вг} = 250$ м.

Решение. 1. Максимальная высота уступа на выпуклом криволинейном фронте [3]

$$H_{вп} = H \frac{(R_{вп} + \Delta R)}{R_{вп}} = 32,9 \frac{(250 + 59,4)}{250} = 40,6 \text{ м},$$

где H — максимальная высота уступа на прямолинейном фронте работ;

$$\begin{aligned} H &= \frac{H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \beta - 0,5h^2(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)}{k_p A} = \\ &= \frac{29 \cdot 27,5 - 0,25(27,5)^2 \operatorname{tg} 40^\circ - 0,5 \cdot 6^2(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ)}{1,2 \cdot 15} = 32,9 \text{ м}, \end{aligned}$$

где H' — высота первичного отвала;

$$H' = (R_p - S + h \operatorname{ctg} \beta) \operatorname{tg} \beta = (37,5 - 10 + 6 \operatorname{ctg} 40^\circ) \operatorname{tg} 40^\circ = 29 \text{ м};$$

$$\begin{aligned} F &= A + B + h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) = 15 + \\ &+ 2,0 + 6(\operatorname{ctg} 60^\circ + \operatorname{ctg} 40^\circ) = 27,5 \text{ м}; \end{aligned}$$

ΔR — приращение радиуса кривизны;

$$\Delta R = R_p \pm e + y - x = 37,5 + 5 + 23,85 - 6,9 = 59,4 \text{ м},$$

где $e = 5$ м — расстояние от оси экскаватора до нижней бровки вскрышного уступа;

y — расстояние от проекции центра тяжести вскрышной заходки на кровлю пласта до нижней бровки вскрышного уступа;

Проверим полученную мощность вскрыши на левом фланге по возможности переэкскавации породы из первичного отвала в постоянный экскаватором ЭШ-14/75 (рис. 60):

$$H_0 = \frac{H_n [(R-f)(1+\cos\varphi) + \frac{A \cos \varphi}{2} + (M+P) \sin \varphi] + H_b [(R-f)(1+\cos\varphi) + \frac{A \cos \varphi}{2} + (M+P) \sin \varphi]}{k_p \left[R(1+\cos\varphi) + \frac{A \cos \varphi}{2} \right] + \frac{A \cos \varphi}{2} + (M+P+N) \sin \varphi} = \frac{35 [(250-51,1)(1+\cos 120^\circ) + \frac{15 \cos 120^\circ}{2} + (15+34) \sin 120^\circ] + 32 [(250-117,1)(1+\cos 120^\circ) + \frac{15 \cos 120^\circ}{2} + (15+34) \sin 120^\circ]}{1,2 [250(1+\cos 120^\circ) + \frac{15 \cos 120^\circ}{2} + (15+34) \sin 120^\circ] + \frac{35+32}{2} \operatorname{ctg} 50^\circ \times \left[\frac{15 \cos 120^\circ}{2} + (15+34+44) \sin 120^\circ \right] \times (1+\cos 120^\circ)} = 58 \text{ м},$$

где $H_n = 35 \text{ м}$, $H_b = 32 \text{ м}$ — соответственно глубина черпания и высота разгрузки экскаватора ЭШ-14/75;

$$I = A + S + h \operatorname{ctg} \alpha + B + \frac{H_n \operatorname{ctg} \beta}{2} = 15 + 10 + 6 \operatorname{ctg} 60^\circ + 2,0 + \frac{35 \operatorname{ctg} 40^\circ}{2} = 51,05 \text{ м};$$

$$f = A + S + h \operatorname{ctg} \alpha + B + H_n \operatorname{ctg} \beta + 2D + \frac{H_b \operatorname{ctg} \beta}{2} = 15 + 10 + 16 \operatorname{ctg} 60^\circ + 2,0 + 35 \operatorname{ctg} 40^\circ + 2 \cdot 18 + \frac{32 \operatorname{ctg} 40^\circ}{2} = 117,1,$$

где D — расстояние от оси вращения драглайна до верхней бровки нижнего отвального уступа (см. рис. 58);

P — проекция расстояния от оси вращения экскаватора ЭШ-14/75 до наиболее отдаленной точки черпания на ось перемещения экскаватора (см. рис. 58);

$$P = \sqrt{R_q^2 - (H_n \operatorname{ctg} \beta + D + B + h \operatorname{ctg} \alpha)^2} = \sqrt{72^2 - (35 \operatorname{ctg} 40^\circ + 18 + 2 + 6 \operatorname{ctg} 60^\circ)^2} = 34 \text{ м},$$

где $R_q = 72 \text{ м}$ — радиус черпания экскаватора ЭШ-14/75;

N — проекция расстояния от оси вращения экскаватора до точки разгрузки породы на ось перемещения экскаватора m (см. рис. 58).

$N = \sqrt{R_{\text{раз}}^2 - (D - H_{\text{в}} \operatorname{ctg} \beta)^2} = \sqrt{71,5^2 - (18 + 32 \operatorname{ctg} 40^\circ)^2} = 44 \text{ м,}$
 где $R_{\text{раз}} = 71,5$ — радиус разгрузки экскаватора ЭШ-14/75.

Следовательно, высота вскрышного уступа на левом фланге карьерного поля по условию работы ЭШ-14/75 на переэкскавации может быть равна 58 м и, таким образом, вполне обеспечиваются условия работы экскаватора ЭВГ-15 на вскрыше.

4. Максимальная мощность вскрыши на правом фланге карьерного поля при $\varphi = 90^\circ$ по условию размещения породы экскаватором ЭВГ-15 в первичный отвал [4] составит

$$H_0 = \frac{H(2Z + 2M)}{2R_3 + H \operatorname{ctg} \gamma} = 32,9 \frac{(2 \cdot 206,9 + 2 \cdot 15)}{2 \cdot 250 + 32,9 \operatorname{ctg} 50^\circ} = 28 \text{ м.}$$

Проверим полученную мощность вскрыши в этом случае на возможность переэкскавации породы из первичного отвала в постоянный экскаватором ЭШ-14/75 (см. рис. 60) [4]:

$$\begin{aligned} H_0 &= \frac{H_{\text{н}}(R_3 - I + M + P) + H_{\text{в}}(R_3 - f + M + N)}{k_{\text{р}}R_3 + \frac{H_{\text{н}} + H_{\text{в}}}{2} \operatorname{ctg} \gamma} = \\ &= \frac{35(250 - 51,1 + 15 + 48,2) + 32(250 - 93,1 + 15 + 56,3)}{1,2 \cdot 250 + \frac{35 + 32}{2} \operatorname{ctg} 50^\circ} = 49 \text{ м.} \end{aligned}$$

Следовательно, высота вскрышного уступа и на правом фланге карьерного поля по условию работы экскаватора ЭШ-14/75 на переэкскавации может быть равна 49 м и вполне обеспечиваются, таким образом, условия работы вскрышного экскаватора ЭВГ-15.

111. Задача. Горизонтальный пласт каменного угля мощностью $h = 8$ м покрыт плотными породами. Для вскрыши используется экскаватор ЭВГ-35/65, на переэкскавации породы занят драглайн ЭШ-20/65. Карьерное поле вскрыто отдельными внешними капитальными траншеями с заложением на флангах. Трасса левой капитальной траншеи примыкает к фронту работ под углом $\varphi = 110^\circ$, правой — под углом $\varphi = 75^\circ$. Сопряжение трассы левой траншеи с фронтом работ произведено по кривой $R_3 = 150$ м, правой — по кривой $R_3' = 175$ м.

Требуется определить максимальную высоту вскрышного уступа при работе экскаватора ЭВГ-35/65 на криволинейном выпуклом и вогнутом участках фронта, а также на флангах карьерного поля при полной подвалке угольного пласта породой.

Условие. Радиус разгрузки экскаватора ЭВГ-35/65 $R_{\text{р}} = 62$ м; ширина заходки $A = 30$ м; расстояние от оси хода экскаватора ЭВГ-35/65 до верхней бровки угольного уступа

$S=12$ м; ширина постоянной площадки на почве угля $B=4$ м; расстояние от оси экскаватора до нижней бровки вскрышного уступа $e=5$ м; угол откоса вскрышного уступа $\gamma=60^\circ$; угол откоса угольного уступа $\alpha=70^\circ$; угол откоса отвала $\beta=38^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p=1,25$; радиус кривых на выпуклом участке фронта $R_{\text{вп}}=300$ м; радиус кривизны на вогнутом участке фронта $R_{\text{вг}}=350$ м. Размеры экскаватора ЭШ-20/65 следующие: радиус черпания $R_q=62,5$ м; радиус разгрузки $R_p=62$ м; глубина черпания $H_n=30$ м; высота разгрузки $H_s=28$ м; расстояние от оси вращения драглайна до верхней бровки нижнего отвального уступа $D=18$ м.

§ 4. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАБОЙНЫМИ ОТВАЛООБРАЗОВАТЕЛЯМИ (ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ)

Отвалообразователи

112. **Пример.** Требуется определить основные размеры консольного отвалообразователя при работе с многочерпаковым экскаватором по методу А. С. Фиделева [7] (рис 61). Опоры

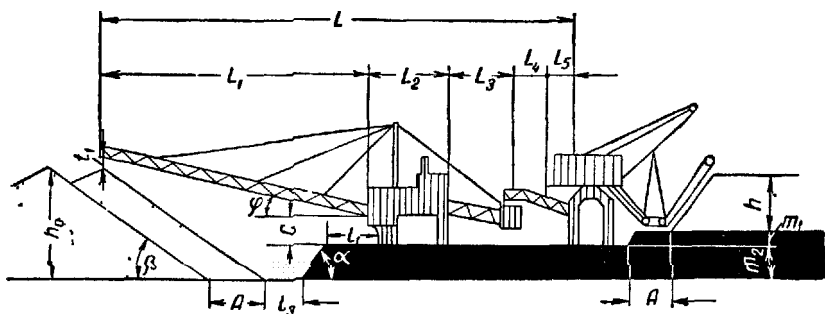


Рис 61 Схема отвалообразователя с многочерпаковым экскаватором

отвалообразователя расположены на промежуточном горизонте угольного уступа.

Условие. Годовая производительность карьера по углю $A_d=800000$ т; число рабочих дней по добыче $P_d=300$; число рабочих дней по вскрыши $P_v=240$; мощность вскрыши $h=20$ м; мощность угля выше уровня путей отвалообразователя $m_1=2$ м; мощность части угольного пласта ниже уровня путей отвалообразователя $m_2=12$ м; ширина заходки $A=7$ м; длина фронта работ $L_\phi=1000$ м; объемный вес угля $\gamma=1$ т/м³; коэффициент извлечения угля $\eta_1=0,9$; расстояние от верхней бровки уступа до отвалообразователя $l_1=15$ м; расстояние

между нижними бровками угольного уступа и отвала $l_3 = 3$ м; угол откосов угольных подступов $\alpha_1 = \alpha_3 = 60^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 30^\circ$; коэффициент разрыхления породы в отвале $k_p = 1,2$; внешняя ширина портала $L_2 = 15$ м; вылет приемной консоли $L_3 = 24$ м; вылет подвесной люльки $L_5 = 6$ м; высота пяты консоли от уровня площадки $c = 10$ м; расстояние от верха отвала до конца сыпной консоли $t_1 = 1,5$ м; переходящие вскрытые запасы $f = 1/6$ год.

Решение. 1. Коэффициент неравномерности производства вскрышных работ [7]

$$K_n = 1 + \frac{(P_3 + P_5)m}{P_5 m_2} = 1 + \frac{(300 - 240)14}{240 \cdot 12} = 1,3,$$

где m — суммарная мощность угольного пласта.

2. Высота отвала

$$h_0 = K_n k_p h + \frac{0,25A}{K_n} \operatorname{tg} \beta = 1,3 \cdot 1,2 \cdot 20,0 + \frac{0,25 \cdot 7,0}{1,3} \operatorname{tg} 30^\circ = 32 \text{ м.}$$

3. Вылет отвальной консоли

$$L_1 = l_1 + m_2 \operatorname{ctg} \alpha_2 + l_3 + h_0 \operatorname{ctg} \beta = 15 + 12 \operatorname{ctg} 60^\circ + 3,0 + 32 \operatorname{ctg} 30^\circ \approx 80 \text{ м.}$$

4. Пролет передаточного моста

$$L_4 = \frac{A_d \left(1 + f - \frac{P_b}{P_d}\right)}{\gamma L_\Phi m_2 \eta_1} - L_5 = \frac{800\,000}{1 \cdot 1000 \cdot 12,09} \left(1 + \frac{1}{6} - \frac{240}{300}\right) - 6 \cong \cong 22 \text{ м.}$$

5. Угол наклона отвальной консоли

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{h_0 + t_1 - c - m_2}{L_1} = \frac{32 + 1,5 - 10 - 12}{80} \approx 0,27;$$

$$\varphi = 15^\circ.$$

6. Полная длина консольного отвалообразователя

$$L = L_1 + L_2 + L_3 + L_4 + L_5 = 80 + 15 + 24 + 22 + 6 = 147 \text{ м.}$$

113. Пример. Необходимо определить длину отвальной консоли отвалообразователя при работе с экскаватором СЭ-3 (рис. 62).

Условие. Мощность вскрыши $h = 12$ м; мощность залежи $m_0 = 5$ м; ширина заходки экскаватора $A = 12$ м; ширина бермы безопасности $c = 4$ м; высота пяты консоли от кровли пласта $d = 2,0$ м; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,3$; угол откоса отвала $\beta = 38^\circ$; угол откоса добычного уступа $\alpha = 60^\circ$; угол наклона консоли $\varphi = 16^\circ$.

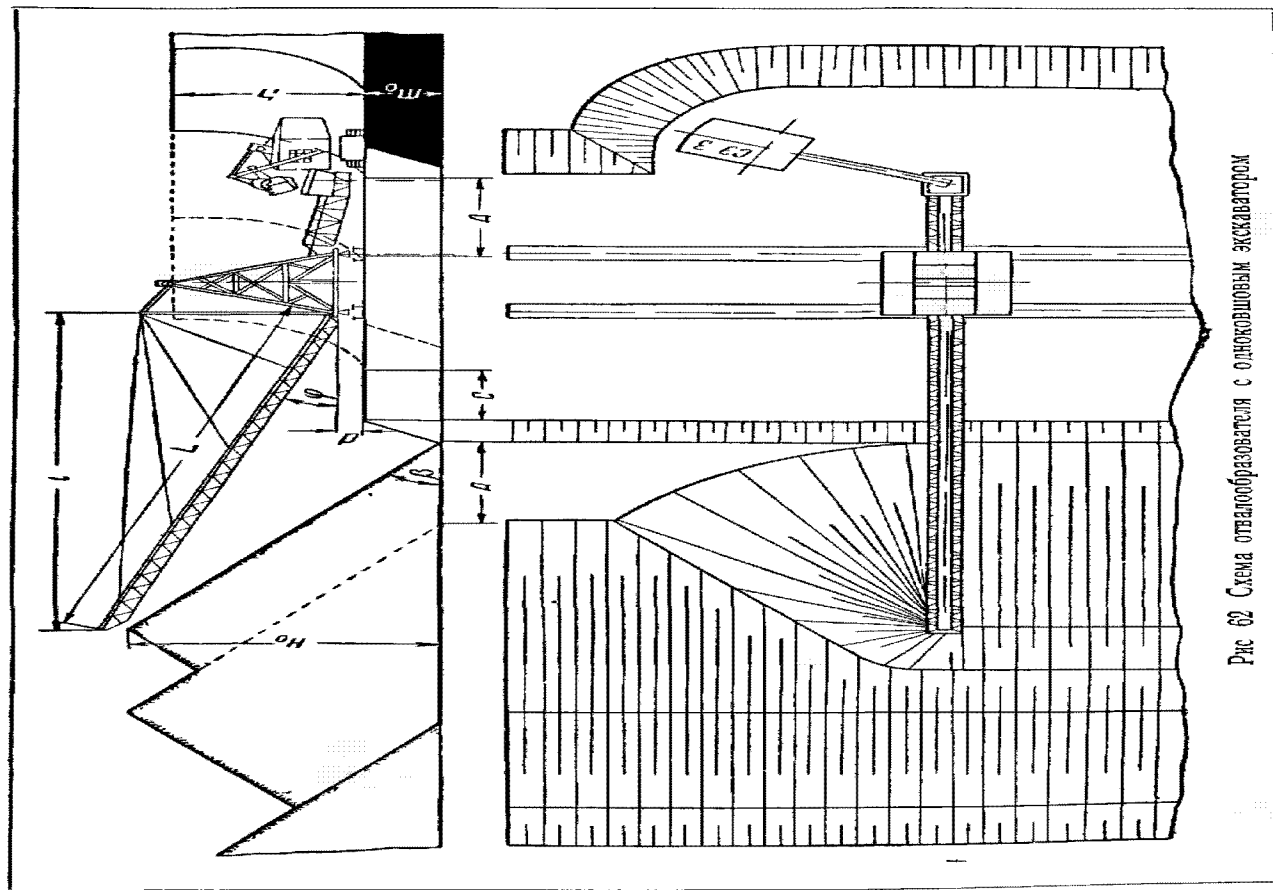


Рис 62 Схема отвалобразователя с одноковшовым экскаватором

Решение. Длина консоли

$$L = \frac{k_p h + 0,25 A \operatorname{tg} \beta - d - m_0}{\sin \varphi} =$$

$$= \frac{1,3 \cdot 12 + 0,25 \cdot 12 \operatorname{tg} 38^\circ - 2,0 - 5}{\sin 16^\circ} = 39,5 \text{ м.}$$

114. **Пример.** Месторождение угля представлено горизонтальным пластом мощностью $m = 6$ м, мощность вскрыши h изменяется от 16 до 28 м. Требуется определить высоту уступа, которая может быть отработана одноковшовым экскаватором при помощи консольного отвалообразователя при длине консоли $L = 46$ м.

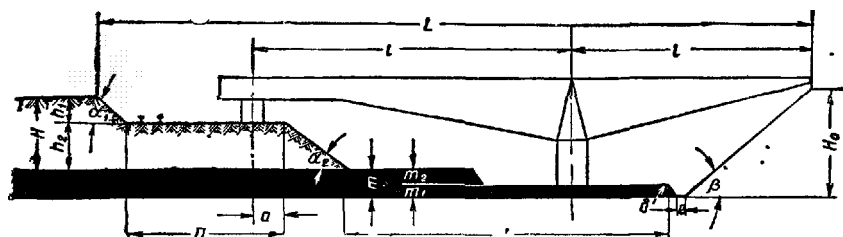


Рис. 63. Схема транспортно-отвального моста с вскрышной опорой на угольном подступе

Условие. Ширина заходки $A = 12$ м; ширина бермы безопасности $c = 4$ м; расстояние от нижней бровки угольного уступа до нижней бровки отвала $e = 2$ м; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,25$; угол наклона консоли $\varphi = 12^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 32^\circ$; угол откоса угольного уступа $\alpha = 70^\circ$.

Решение. Мощность вскрышного уступа

$$h = \frac{1}{k_p} [L \cos \varphi \operatorname{tg} \beta - (e + m \operatorname{ctg} \alpha + c + 1,25 A) \operatorname{tg} \beta] =$$

$$= \frac{1}{1,25} [46 \cos 12^\circ \operatorname{tg} 32^\circ - (2,0 + 6 \operatorname{ctg} 70^\circ +$$

$$+ 4,0 + 1,25 \cdot 12,0) \operatorname{tg} 32^\circ] \approx 11 \text{ м.}$$

Транспортно-отвальные мосты

115. **Пример.** Для разработки пласта угля средней мощностью 8 м применяется транспортно-отвальный мост (рис. 63). Необходимо определить максимальную длину пролетного строения моста l , вылет его консоли l_1 и дальность перемещения породы от забоя до отвала L .

Условие. Мощность вскрыши $H = 30$ м; мощность верхнего вскрышного подступа $h_1 = 10$ м; мощность нижнего вскрыш-

ного подустапа $h_2 = 20$ м; отвальная опора моста установлена на промежуточной площадке; мощность нижнего угольного подустапа $m_1 = 3$ м; угол откоса вскрышного уступа $\alpha_2 = 45^\circ$; угол откоса угольного уступа $\delta = 60^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 30^\circ$; ширина площадки вскрышного подустапа $\Pi = 40$ м; максимальная ширина полосы вскрытых запасов угля $Y = 80$ м; расстояние от верхней бровки вскрышного подустапа до оси опоры транспортно-отвального моста $a = 10$ м; расстояние между нижними бровками угольного уступа и отвала $e = 5$ м; коэффициент разрыхления $k_p = 1,2$.

Решение. 1. Длина пролетного строения и вылета консоли определяется по формуле Е. Ф. Шешко [8]

$$l + l_1 = h_2 \operatorname{ctg} \alpha_2 + m_1 \operatorname{ctg} \delta + k_p H \operatorname{ctg} \beta + a + y + e = \\ = 20 \operatorname{ctg} 45^\circ + 3 \operatorname{ctg} 60^\circ + 1,2 \cdot 36 \operatorname{ctg} 30^\circ + 10 + 80 + 5 = 179 \text{ м.}$$

2. Дальность перемещения породы от забоя до отвала

$$L = h_1 \operatorname{ctg} \alpha_1 + \Pi + l + l_1 - a = 10 \operatorname{ctg} 45^\circ + \\ + 40 + 179 - 10 = 219 \text{ м.}$$

116. Пример. Требуется установить высоту отвала и скорость движения вскрышной опоры при работе транспортно-отвального моста (рис. 64).

Условие. Длина фронта работ $L_\phi = 1800$ м; высота верхнего вскрышного подустапа $h_1 = 12$ м; высота нижнего вскрышного подустапа $h_2 = 18$ м; угол откоса вскрышного уступа $\alpha = 45^\circ$; угол откоса отвала $\beta = 32^\circ$; ширина бермы вскрышного уступа $b = 70,6$ м; ширина транспортной бермы по углю $b_1 = 13$ м; угол откоса угольного уступа $\delta = 60^\circ$; расстояние между транспортной бермой и нижней бровкой отвала $e = 6$ м; высота верхнего угольного подустапа $m_1 = 3$ м; высота нижнего подустапа $m_2 = 5$ м; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,2$.

Решение. 1. Объем пустых пород, приходящийся на единицу подвигания фронта вскрышных работ,

$$S = h L_\phi + h_2^2 \operatorname{ctg} \alpha + 2(b + h_2 \operatorname{ctg} \alpha) h_1 + h_1^2 \operatorname{ctg} \alpha = \\ = 30 \cdot 1800 + 18^2 \operatorname{ctg} 45^\circ + 2(70,6 + 18 \operatorname{ctg} 45^\circ) 12 + \\ + 12^2 \operatorname{ctg} 45^\circ = 59\,048 \text{ м}^3.$$

2. Длина фронта отвала

$$L_0 = L_\phi - (2m_1 \operatorname{ctg} \delta + b_1 + m_2 \operatorname{ctg} \delta + e) = \\ = 1800 - (2 \cdot 3 \cdot \operatorname{ctg} 60^\circ + 13 + 5 \operatorname{ctg} 60^\circ + 6) = 1773 \text{ м.}$$

3. Высота отвала

$$H_0 = 0,5 L_0 \operatorname{tg} \beta - \sqrt{(0,5 L_0 \operatorname{tg} \beta)^2 - k_p S \operatorname{tg} \beta} = 0,5 \cdot 1773 \cdot 0,625 - \\ - \sqrt{(0,5 \cdot 1773 \cdot 0,625)^2 - 1,2 \cdot 59\,048 \cdot 0,625} = 39 \text{ м.}$$

4. Скорость движения отвальной опоры

$$v_0 = \frac{L_0 - 2H_0 \operatorname{ctg} \beta}{L_\Phi + 2b} \cdot v = \frac{1773 - 2 \cdot 39 \operatorname{ctg} 32^\circ}{1800 + 2 \cdot 70,6} 6 = 4,97 \text{ м/мин},$$

где v — скорость движения экскаваторной (вскрышной) опоры транспортно-отвального моста, равная 6 м/мин.

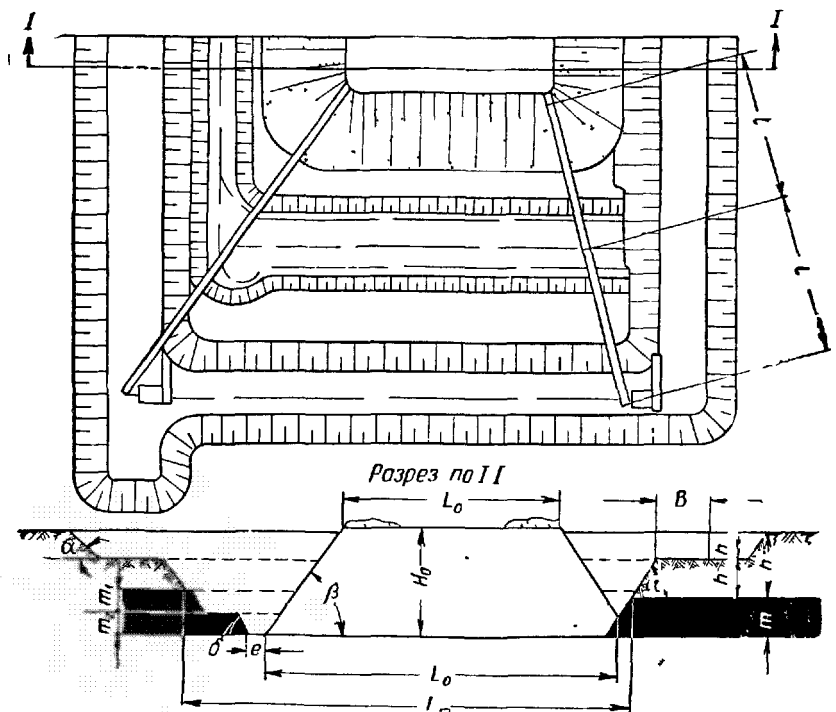


Рис. 64. Схема к расчету высоты отвала транспортно-отвального моста

117. Пример. Для отработки карьерного поля длиной по простиранию $L_\Phi = 1300$ м принят транспортно-отвальный мост с расположением отвальной опоры на предотвале и с параллельным подвиганием фронта работ (рис 65). При годовой производительности карьера $Q = 1200$ тыс. m угля вскрытые запасы угля должны составлять не менее $Q_v = 700$ тыс. m . Проверить обеспеченность карьера вскрытыми запасами угля.

Условие. Уступ транспортно-отвального моста разделен на два подступа: верхний высотой $h_1 = 16$ м, нижний высотой $h_2 = 11$ м; мощность угольного пласта $m = 5$ м; длина пролетного строения моста $L = 176$ м; высота предотвала $h_0 = 12$ м и угол откоса отвала $\beta = 32^\circ$; угол призмы обрушения вскрыш-

ного уступа $\delta = 32^\circ$, угол откоса угольного уступа $\alpha = 65^\circ$; объемный вес угля $\gamma = 1,2 \text{ т/м}^3$; ширина рабочей площадки по уголю $b = 8 \text{ м}$; расстояние от оси вскрышной опоры до торца шпал ходовых путей $a = 11 \text{ м}$; то же, для отвальной опоры $d = 11 \text{ м}$; расстояние от торца шпалы ходовых путей отвальной опоры до верхней бровки предотвала $e = 8 \text{ м}$.

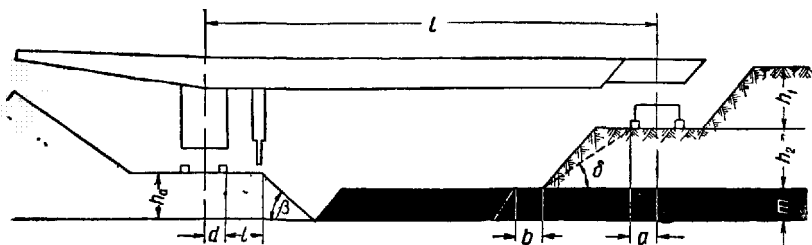


Рис. 65 Транспортно-отвальный мост с отвальной опорой на предотвале

Решение е. Максимальная величина вскрытых запасов угля

$$Q_v = L_{\phi} m \gamma [L - (a + h_2 \operatorname{ctg} \delta + b + m \operatorname{ctg} \alpha + h_0 \operatorname{ctg} \beta + l + d)] = \\ = 1300 \cdot 5,0 \cdot 1,2 [176 - (11,0 + 11 \operatorname{ctg} 32^\circ + 13,0 + \\ + 5,0 \operatorname{ctg} 65^\circ + 12,0 \operatorname{ctg} 32^\circ + 8 + 11)] = 770 \text{ тыс. т.}$$

Следовательно, при данных размерах моста и принятой системе разработки необходимые запасы угля для бесперебойной добычи в зимний период полностью обеспечиваются.

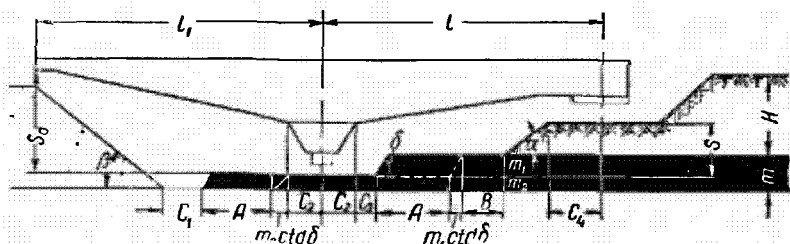


Рис. 66 Транспортно-отвальный мост без горизонтальной подвижности

118 Пример. Для отработки карьерного поля с длиной фронта работ $L = 2000 \text{ м}$ предполагается использовать транспортно-отвальный мост жесткой конструкции с длиной прочежного строения $l = 176 \text{ м}$ и вылетом консоли $l_1 = 160 \text{ м}$; разность уровней отметок вскрышной и отвальных опор моста $S = 32 \text{ м}$, высота конца консоли над уровнем стояния отвальной опоры $S_0 = 34 \text{ м}$ (рис. 66). Требуется определить мощность вскрыши при отработке транспортно-отвальным мостом и производительность карьера по уголю.

Условие. Отвальная опора размещается на промежуточном горизонте угольного уступа; мощность пласта $m = 11$ м; высота верхнего угольного подустапа $m_1 = 7$ м; высота нижнего угольного подустапа $m_2 = 4$ м; угол откоса отвала $\beta = 45^\circ$; угол откоса угольного уступа $\delta = 68^\circ$; угол откоса вскрышного уступа $\alpha = 45^\circ$; объемный вес угля $\gamma = 1,15$ т/м³; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,20$; длительность зимнего сезона 5 месяцев; расстояние от нижней бровки угольного подустапа до отвала $c_1 = 2$ м; минимальное расстояние от оси погрузочного пути верхнего и нижнего угольных подуступов до оси отвальной опоры $c_2 = 12$ м; минимальная ширина верхней площадки подустапа $b = 9$ м.

Решение. 1. Годовая производительность карьера [7]

$$Q = \frac{12}{5} q = \frac{12}{5} L(m_1 + m_2) [l - S \operatorname{ctg} \alpha + \\ + m_1 (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \delta) - b - c_2 - c_3 - c_4] \gamma = \\ = \frac{12}{5} 2000 (7,0 + 4,0) [176 - 32 \operatorname{ctg} 45^\circ + 7,0 (\operatorname{ctg} 45^\circ - \operatorname{ctg} 68^\circ) - \\ - 9,0 - 12,0 - 3,0 - 11,0] 1,15 = 6,9 \text{ млн. т,}$$

где q — количество вскрытых запасов на зимний период, тыс. т;

$c_3 = 3$ м — расстояние от оси погрузочного пути до нижней бровки верхнего угольного подустапа;

$c_4 = 11$ м — расстояние от оси вскрышной опоры до верхней бровки нижнего вскрышного подустапа.

2. Величина опережения вскрышного уступа.

$$A_0 = \frac{5}{12} \cdot \frac{Q}{Lm\gamma} = \frac{5}{12} \frac{6\,900\,000}{2\,000 \cdot 11,0 \cdot 1,15} = 113 \text{ м.}$$

3. Мощность вскрыши:

а) по вылету консоли

$$H = \frac{l_1 - (m_2 \operatorname{ctg} \delta + A + c_1 + c_2)}{k_p \operatorname{ctg} \beta} = \\ = \frac{160 - (4,0 \operatorname{ctg} 68^\circ + 113 + 2,0 + 12,0)}{1,2 \operatorname{ctg} 45^\circ} = 27 \text{ м;}$$

б) по высоте консоли

$$H = \frac{S_0 + m}{k_p} = \frac{34 + 4}{1,2} = 31,7 \text{ м.}$$

Принимаем меньшую величину. Следовательно, мощность вскрыши будет составлять $H = 27$ м.

Глава VII

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ПРОДОЛЬНОМ ПЕРЕМЕЩЕНИЕМ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД В ОТВАЛЫ (ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ)

§ 1. ВЫСОТА УСТУПА, ШИРИНА ЗАХОДКИ, ШИРИНА РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК

Системы разработки с перевозкой вскрыши (транспортные) имеют превалирующее значение среди систем открытой разработки полезных ископаемых. К расчетным параметрам этих систем относятся: высота уступа, ширина заходки, ширина рабочей площадки. Для их расчета применяются аналитический [1, 2, 5, 8], графо-аналитический [7, 8] методы и метод вариантов.

В аналитических расчетах исходными параметрами являются рабочие размеры одноковшовых экскаваторов, углы откосов уступов и развала взорванной породы, количество и расположение скважин для рыхления пород, коэффициент разрыхления пород, расположение транспортных средств относительно экскаватора и др.

При графо-аналитическом определении элементов системы решаются два уравнения, одно из которых учитывает геометрическую форму развала, а другое — параметры буровзрывных работ (диаметр скважин, вместимость ВВ и др.).

В работах канд. техн. наук П. В. Молчанова и инж. В. С. Плыгунова предлагается метод выбора высоты уступа и ширины заходки на основе технико-экономического сравнения. При этом в зависимости от ряда искомых параметров высоты уступа или ширины заходки находятся производительность экскаваторов, локомотивосоставов и количество переукладок железнодорожных путей и др. Для каждого варианта подсчитываются технико-экономические показатели и отбирается экономически выгодный вариант.

При установлении высоты уступов должны быть обеспечены следующие основные условия:

- 1) безопасность работ;
- 2) расположение рабочей площадки уступа на надежном основании, пригодном для работы и перемещения тяжелого оборудования;
- 3) производство выемочно-погрузочных работ с применением по возможности попутной погрузки;
- 4) отработка уступа на всю его высоту одним или двумя забоями;

- 5) необходимая степень рыхления забоя уступа;
- 6) высокое использование горного оборудования и соответствие его параметров размерам забоев.

§ 2. РАЗРАБОТКА БЕЗ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО РЫХЛЕНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ

119. Пример. Определить целесообразные значения высоты уступа и ширины заходки при работе экскаватора СЭ-3 в породах, не требующих предварительного рыхления (рис. 67).

Условие. Наибольший радиус черпания экскаватора СЭ-3 $R_q = 13,55$ м; наибольший радиус черпания на уровне стояния $R_0 = 8,23$ м; наибольшая длина рабочей передвигки $l_n = 3,05$ м; наибольшая высота черпания $H_q = 9,48$ м. Решить задачу по методу Ю. А. Ветрова [1].

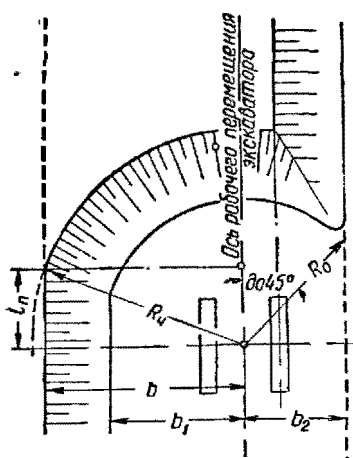


Рис. 67. План забоя при работе экскаватора типа механической лопаты

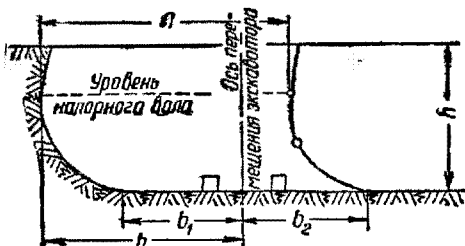


Рис. 68. Профиль забоя при работе экскаватора типа механической лопаты

Решение. 1. Высота уступа

$$h = H_q \approx 9,5 \text{ м.}$$

2. Ширина заходки [1]. Расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки бокового откоса уступа

$$b = \sqrt{R_q^2 - l_n^2} = \sqrt{13,55^2 - 3,05^2} = 13,2 \text{ м.}$$

Расстояние от оси перемещения экскаватора до нижней бровки уступа

$$b_1 = b \frac{R_0}{R_q} = 13,2 \frac{8,23}{13,55} = 8 \text{ м.}$$

Величина заложения откоса

$$b - b_1 = 13,2 - 8,03 = 4,2 \text{ м.}$$

Наибольшее расстояние от оси перемещения экскаватора до нижней бровки уступа на стороне погрузочного пути

$$b_2 = \frac{1}{\sqrt{2}} R_0 = \frac{1}{\sqrt{2}} 8,23 = 5,8 \text{ м.}$$

Ширина заходки (рис. 68)

$$A = b_1 + b_2 = 8,0 + 5,8 = 13,8 \approx 14 \text{ м.}$$

120. **Задача.** Определить высоту уступа и ширину заходки по методу Ю. А. Ветрова [1] при работе экскаватора ЭВГ-15 в породах, не требующих предварительного рыхления.

Условие. Наибольший радиус черпания $R_{\text{ч}} = 39,2 \text{ м}$; наибольший радиус черпания на уровне стояния $R_0 = 20,5 \text{ м}$; наибольшая длина рабочей передвигки $L_{\text{п}} = 5,4 \text{ м}$; наибольшая практическая высота черпания $h = 29,5 \text{ м}$.

121. **Пример.** Определить ширину заходки и положение экскаватора ЭКГ-4 с ковшом 4 м^3 в забое при породах, не требующих предварительного рыхления.

Условие. Радиус черпания экскаватора ЭКГ-4 на уровне стояния $R_0 = 8,66 \text{ м}$; радиус вращения хвостовой части кузова $R_{\text{хв}} = 5,25 \text{ м}$.

Решение. 1. Ширина заходки [5]

$$A = R_0 (\sin \alpha + \sin \varphi) = 8,66 (\sin 90^\circ + \sin 50^\circ) = 15,3 \text{ м,}$$

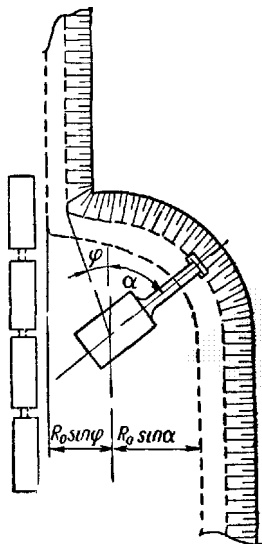


Рис. 69. Положение экскаватора в забое

где $\alpha = 90^\circ$ — угол между осью хода экскаватора и осью стрелы при черпании;

$\varphi = 50^\circ$ — максимальный угол поворота экскаватора, достаточный для наполнения ковша (рис. 69)

2. Минимальное расстояние от оси хода экскаватора до откоса уступа

$$L_{\text{п. min}} = R_{\text{хв}} + 0,8 = 5,25 + 0,8 \approx 6,0 \text{ м,}$$

где $0,8 \text{ м}$ — свободный просвет между кузовом и откосом уступа.

3. Минимальный угол поворота экскаватора

$$\alpha_{\text{min}} = \arcsin \frac{R_{\text{хв}} + 0,8}{R_0} = \arcsin \frac{5,25 + 0,8}{8,66} = 44 \text{ град.}$$

4. Минимальное расстояние от оси хода экскаватора до оси погрузочного пути по условиям безопасности

$$L_{p. \min} = R_{\text{хв}} + s - c \approx 0,8 = 5,25 + 3 - 2 \approx 0,8 = 7 \text{ м},$$

где $s = 3 \text{ м}$ — габарит железнодорожного пути;

$c = 2 \text{ м}$ — минимальное расстояние от оси погрузочного пути до нижней бровки уступа.

5. Максимальное расстояние между осью перемещения экскаватора и осью погрузочного пути (рис. 70)

$$L_p = R_p' \cos \frac{\alpha'}{2} = 11,6 \cos 20^\circ 30' = 10,9 \text{ м},$$

где R_p' — радиус разгрузки экскаватора при высоте разгрузки $3,6 - 3,7 \text{ м}$, равный $11,6 \text{ м}$;

$$\frac{\alpha'}{2} = \arcsin \frac{0,5AB}{R_p'}, \text{ град.},$$

где AB — расстояние между крайними положениями ковша при разгрузке в думпкары.

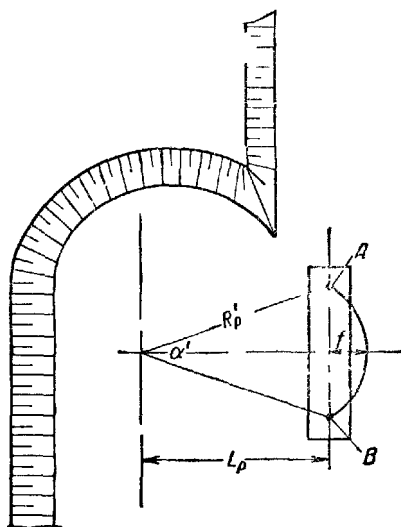


Рис. 70 Схема загрузки думпкара

122. **Задача.** Определить максимальную высоту уступа, ширину заходки и положение экскаватора ЭКГ-8 в забое.

Условие. Радиус черпания экскаватора ЭКГ-8 на уровне стояния $R_0 = 11 \text{ м}$; радиус вращения хвостовой части кузова $R_{\text{хв}} = 7 \text{ м}$; погрузка производится в думпкары завода им. «Правды»; $AB = 9,8 \text{ м}$; радиус разгрузки экскаватора на высоте разгрузки $3,6 \text{ м}$ $R_p' = 13,2 \text{ м}$.

123. **Пример.** Определить целесообразное положение экскаватора СЭ-3 с ковшом емкостью $3,0 \text{ м}^3$ в угольном забое при мощности угольного пласта $8,0 \text{ м}$.

Условие. Ширина забоя $A = 12 \text{ м}$; высота забоя $h = 8 \text{ м}$; безопасное расстояние от нижней бровки уступа до оси погрузочного пути $c = 2 \text{ м}$.

Погрузка угля производится в автосамосвалы. Рабочие размеры экскаватора: максимальный радиус черпания $R_ч = 13,55 \text{ м}$; радиус черпания на уровне стояния $R_0 = 8,23 \text{ м}$;

максимальный радиус разгрузки $R_p = 12,76$ м; длина рабочей передвижки $l_n = 3,05$; высота напорного вала над уровнем стояния $H_{н. в} = 6,11$ м; длина хода рукояти $l_{п. max} = 4,07$ м. Задачу решить по методу Ю. А. Ветрова [1].

Решение 1. Дополнительно определяем средний радиус разгрузки [1]

$$R_c = R_p - 0,5l_{п. max} = 12,76 - 0,5 \cdot 4,07 = 10,7 \text{ м.}$$

2. Намечаем ось рабочего перемещения экскаватора по направлению верхней бровки уступа, полагая, что такое положение экскаватора ориентировочно соответствует работе с наименьшим углом поворота.

3. Расстояние от оси хода экскаватора до центра тяжести элемента забоя [1].

$$Y_u = A \left[1 - \frac{H_{н. в} (R_q - R_0)}{2R_q h} \right] - \frac{A}{2} =$$

$$= 12 \left[1 - \frac{6,11 (13,55 - 8,23)}{2 \cdot 13,55 \cdot 8} \right] - \frac{12}{2} = 4,21 \text{ м.}$$

4. Расстояние от центра тяжести элемента забоя до оси погрузочного пути

$$b_n = Y_u + A \frac{R_q - R_0}{R_q} + c = 4,21 + 12 \frac{13,55 - 8,23}{13,55} + 2 = 10,91 \text{ м.}$$

Целесообразное положение экскаватора, определяемое наименьшим углом поворота, при расстоянии от центра тяжести элемента забоя до оси погрузочного пути равно

$$Y_u(\alpha_{min}) = \frac{r^2 + b_n^2 - R_c^2}{2b_n},$$

где r — радиус центра тяжести элемента забоя;

$$r = 0,87 (R_q - 0,5l_n) = 0,87 (13,55 - 0,5 \cdot 3,05) = 10,43 \text{ м;}$$

$$Y_u(\alpha_{min}) = \frac{10,43^2 + 10,91^2 - 10,72^2}{2 \cdot 10,91} = 5,17 \text{ м.}$$

Таким образом, для обеспечения работы с наименьшим углом поворота экскаватор необходимо установить на $5,17 - 4,21 = 0,96$ м ближе к оси транспортного пути, чем при первоначально намеченном положении. Расстояние от оси экскаватора до оси погрузочного пути будет равно 5,17 м. Схема забоя по данным расчета приведена на рис. 71.

124. **Задача.** Требуется определить целесообразное положение в забое экскаватора ЭКГ-4 с ковшом емкостью 4 м³ по методу Ю. А. Ветрова [1].

Условие. Ширина забоя $A = 14$ м; высота забоя $h = 10$ м; безопасное расстояние от нижней бровки уступа до оси погрузочного пути $c = 3$ м; погрузка породы производится в автосамосвалы МАЗ-525. Рабочие размеры экскаватора: радиус черпания $R_{\text{ч}} = 14,3$ м, радиус черпания на уровне стояния $R_0 = 8,66$ м, максимальный радиус разгрузки $R_p = 12,6$ м, шаг передвижки

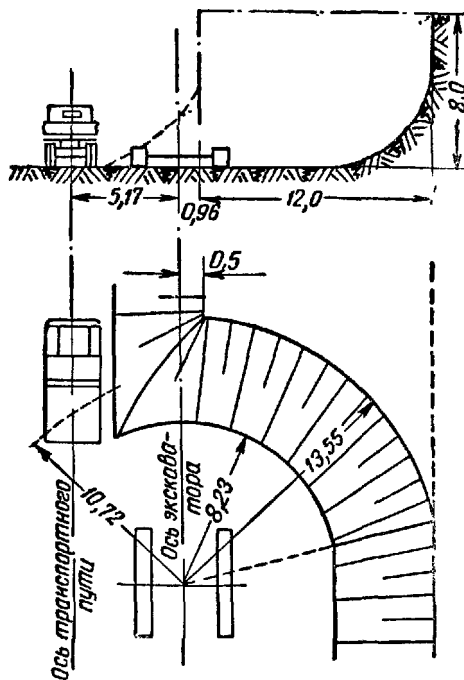


Рис. 71. Забой при работе экскаватора с погрузкой угля в автосамосвалы

$l_{\text{п}} = 3$ м, высота напорного вала над уровнем стояния $H_{\text{н.в.}} = 6,15$ м, длина хода рукояти $l_{\text{п.мах}} = 4$ м.

125. **Пример.** Длина черпачной рамы многочерпакового экскаватора без планирующего звена при верхнем черпании равна $l_p = 32$ м. Требуется определить возможную высоту уступа h при угле откоса уступа $\alpha = 30^\circ$.

Решение. Высота уступа

$$h = l_p \sin \alpha = 32 \sin 30^\circ = 16 \text{ м.}$$

126. **Пример.** Требуется определить размеры забоя роторного экскаватора.

Условие. Длина стрелы экскаватора $L = 12$ м; расстояние от оси экскаватора до пяты стрелы $c = 4$ м; радиус роторного колеса $r = 2,2$ м; рабочий угол подъема или опускания стрелы $\beta_0 = 40^\circ$.

Решение. 1. Ширина забоя

$$A = (L + c + r) (\sin \alpha + \sin \varphi),$$

где $\alpha = 90^\circ$ — угол между осью хода экскаватора и осью стрелы при черпании;

φ — максимальный угол поворота экскаватора, достаточный для нормального заполнения ковшей, равный 50° .

$$A = (12,0 + 4,0 + 2,20) (\sin 90^\circ + \sin 50^\circ) \approx 31,2 \text{ м.}$$

2. Высота забоя

$$h = 2(L + c + r) \sin \frac{\beta_0}{2} = 2(12,0 + 4,0 + 2,20) \sin \frac{40^\circ}{2} = 12,5 \text{ м.}$$

§ 3. РАЗРАБОТКА С ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫМ РЫХЛЕНИЕМ ГОРНОЙ МАССЫ

127. **Пример.** Требуется определить по формулам Е. Ф. Шешко [8] величину приращения ширины заходки после предварительного рыхления породы забоя буровзрывными работами для трех форм развала (рис. 72).

Условие. Высота уступа $H = 12$ м; ширина заходки $A = 7$ м; высота уступа после взрыва $H_1 = 0,8H$; угол откоса развала $\alpha = 30^\circ$; угол откоса уступа $\beta = 70^\circ$; коэффициент разрыхления $k_p = 1,45$.

Решение. 1. Для формы развала (рис. 72, а)

$$\begin{aligned} x &= \left(2k_p \frac{H}{H_1} - 1 \right) A = \\ &= \left(2 \cdot 1,45 \frac{12,0}{0,8 \cdot 12,0} - 1 \right) 7 = \\ &= 18,35 \text{ м.} \end{aligned}$$

2. Для формы развала рис. 72, б

$$\begin{aligned} x &= 2 \left(k_p \frac{H}{H_1} - 1 \right) A = 2 \left(1,45 \times \right. \\ &\times \left. \frac{12,0}{0,8 \cdot 12,0} - 1 \right) 7 = 11,3 \text{ м.} \end{aligned}$$

3. Для формы развала рис. 72, в

$$\begin{aligned} x &= A \left(k_p \frac{H}{H_1} - 1 \right) + \frac{H_1 \sin(\beta - \alpha)}{2 \sin \beta \sin \alpha} = 7 \left(1,45 \frac{12,0}{0,8 \cdot 12,0} - 1 \right) + \\ &+ \frac{0,8 \cdot 12,0 \sin(70^\circ - 30^\circ)}{2 \sin 70^\circ \cdot \sin 30^\circ} = 12,2 \text{ м.} \end{aligned}$$

128. **Пример.** Месторождение представлено однородными крепкими породами, требующими предварительного рыхления перед экскавацией. Рыхление производится при помощи ВВ при однорядном расположении скважин. Необходимо определить высоту уступа при работе экскаватора СЭ-3.

Условие. Радиус разгрузки экскаватора $R_p = 12,35$ м; радиус черпания $R_n = 13,55$ м. Задачу решить по формулам Н. В. Мельникова [5].

Решение. Высота уступа в зависимости от рабочих размеров экскаватора и характера взрывных работ определяется по формулам [5].

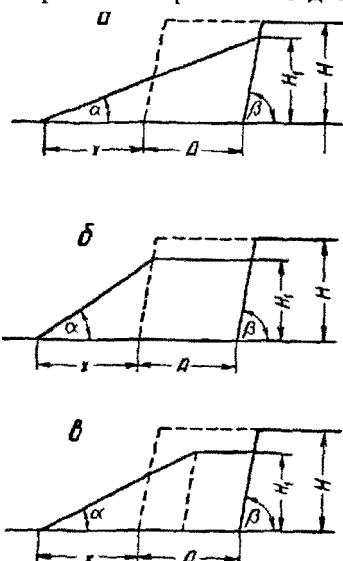


Рис. 72. Формы развала уступа

а) при однорядном расположении скважин

$$h = 0,7a \sqrt{\frac{\sin \alpha \sin \beta}{k_p \gamma' \sin (\beta - \alpha)}}, \text{ м};$$

б) при двухрядном расположении скважин

$$h = 0,7a \sqrt{\frac{\sin \alpha \sin \beta}{k_p \gamma' (1 + \gamma'') \sin (\beta - \alpha)}}, \text{ м},$$

где a — наименьшая ширина развала породы после взрыва;

$$a = 0,8 (R_q + R_p), \text{ м};$$

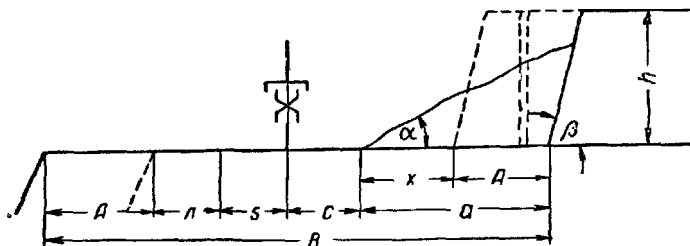


Рис. 73. Схема рабочей площадки уступа

$\alpha = 30^\circ$ — угол откоса развала взорванной породы;

$\beta = 70^\circ$ — угол откоса уступа;

$k_p = 1,4$ — коэффициент разрыхления породы;

$\gamma' = 0,6$ — отношение линии наименьшего сопротивления к высоте уступа;

$\gamma'' = 0,8$ — отношение расстояния между рядами скважин к линии наименьшего сопротивления

$$h = 0,7 \cdot 0,8 (13,55 + 12,35) \sqrt{\frac{\sin 30^\circ \sin 70^\circ}{1,4 \cdot 0,6 \sin (70^\circ - 30^\circ)}} = 13,5 \text{ м}.$$

129. **Задача.** По данным задачи 128 определить высоту уступа при двухрядном расположении скважин.

130. **Пример.** Высота уступа при разработке рудного месторождения составляет $h = 15 \text{ м}$. Предварительное рыхление породы производится буровзрывными работами с однорядным расположением скважин. Определить ширину рабочей площадки (рис. 73).

Решение. Ширина рабочей площадки по формуле Н. В. Мельникова [5]

$$B = 1,41h \sqrt{\frac{k_p \gamma' \sin (\beta - \alpha)}{\sin \alpha \sin \beta}} + c + s + h\gamma' + л,$$

где $k_p = 1,4$ — коэффициент разрыхления породы;
 $\eta' = 0,6$ — отношение линии наименьшего сопротивления к высоте уступа;
 $\alpha = 30^\circ$ — угол откоса развала взорванной породы;
 $\beta = 70^\circ$ — угол откоса уступа;
 $c = 3,5$ м — расстояние от нижней бровки развала до оси погрузочного пути;
 $s = 3$ м — гарантийное расстояние от оси пути;
 $л = 15$ м — резерв для создания подготовленных запасов на нижележащем уступе

$$B = 1,41 \cdot 15 \sqrt{\frac{1,4 \cdot 0,6 \sin(70^\circ - 30^\circ)}{\sin 30^\circ \sin 70^\circ}} + 3,5 + 3,0 + \\ + 15 \cdot 0,6 + 15 = 54 \text{ м.}$$

131. **Задача.** Для условий задачи 130 определить ширину рабочей площадки при двухрядном расположении скважин.

132. **Пример.** Определить высоту уступа h при разработке породы выше средней крепости механической лопатой СЭ-3 с емкостью ковша 3 м^3 по методу А. С. Фиделева [7].

У с л о в и е. Угол откоса уступа $\beta = 80^\circ$; угол откоса взорванной породы $\alpha = 25^\circ$; коэффициент разрыхления $k_p = 1,3$; радиус черпания экскаватора на уровне стояния $R_0 = 8,2$ м; радиус разгрузки $R_p = 12,5$ м; расстояние от бровки развала до оси погрузочного пути $c = 3$ м; диаметр скважин $d = 200$ мм; вместимость скважины $m = 45 \text{ кг/пог. м}$; удельный расход ВВ $q = 0,5 \text{ кг/м}^3$; коэффициент забойки $Z = 0,8$; коэффициент перебура $\Pi = 0,2$; коэффициент сближения скважин $\kappa = 0,7$. Взорванная порода убирается за два прохода экскаватора.

Р е ш е н и е. Задачу решаем графо-аналитическим методом [7].

1. Величина развала:

$$a = 0,8(R_0 + R_p) + W - c = 0,8(8,2 + 12,5) + \\ + W - 3 = 13,5 + W,$$

где W — линия сопротивления по подошве, м.

2. Для нахождения высоты уступа решим два уравнения:

$$h = \frac{a^2 \sin \alpha \sin \beta}{2k_p W \sin(\beta - \alpha)} = \frac{a^2 \sin 25^\circ \sin 80^\circ}{2 \cdot 1,3 W \sin(80^\circ - 25^\circ)} = \frac{(13,5 + W)^2}{5W}; \quad (1)$$

$$h = \frac{m(Z - \Pi)W}{m - qkW^2} = \frac{45(0,8 - 0,2)W}{45 - 0,5 \cdot 0,7W^2} = \frac{27W}{45 - 0,35W^2}. \quad (2)$$

Задаемся линиями сопротивления по подошве, решаем приведенные уравнения и результаты сводим в табл. 23.

Таблица 23

Линия сопротивления по подошве $W, м$	Величина развала $a, м$	a^2	Высота уступа $h, м$	
			по выражению (1)	по выражению (2)
5	18,5	342	13	3,7
6	19,5	380	12,7	5,0
7	20,5	425	12,0	6,8
8	21,5	462	11,5	9,6
9	22,5	508	11,3	14,6

На основе расчетной таблицы строим функции $h = f_1(W)$ и $h = f_2(W)$ (рис. 74). Пересечение функций a и b дает искомую величину высоты уступа h при линии сопротивления по подошве W . Из рис. 74 следует, что искомая высота уступа $h = 11,5 м$, а линия сопротивления по подошве $W = 8,5 м$.

Величина развала

$$a = 13,5 + W = 13,5 + 8,5 = 22 м.$$

Расстояние между скважинами в ряду

$$a' = kW = 0,7 \cdot 8,5 = 6 м.$$

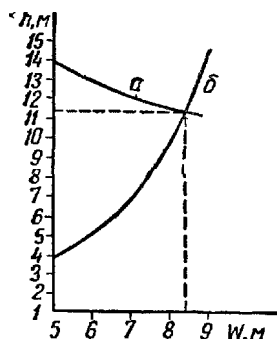


Рис. 74. График к определению высоты уступа при крутом откосе

133. Пример. Требуется определить высоту уступа h при пологом заложении откоса по методу А. С. Фиделева [7]. Разрабатывается руда средней крепости экскаватором СЭ-3 с погрузкой в автосамосвалы.

Условие. Угол откоса уступа $\beta = 60^\circ$; угол откоса взорванной породы $\alpha = 30^\circ$; коэффициент разрыхления $k_p = 1,25$; радиус черпания экскаватора на уровне стояния $R_0 = 8,2 м$; радиус разгрузки $R_p = 12,5 м$; расстояние от бровки развала до оси погрузочного пути $c = 3 м$; вместимость скважины $m = 24 кг/пог. м$; диаметр скважины $d = 150 мм$; удельный расход ВВ $q = 0,2 кг/м^3$; коэффициент забойки $Z = 0,8$; коэффициент перебуря $\Pi = 0,2$.

Решение. Задачу решаем графо-аналитическим методом [7].

1. Величина развала

$$a = 0,8(R_0 + R_p) + W - c = 0,8(8,2 + 12,5) + W - 3 = 13,5 + W, м.$$

2. Для нахождения высоты уступа графически решаем два уравнения:

$$а) \quad h = \frac{a^2 \sin \alpha \sin \beta}{2k_p W \sin (\beta - \alpha)} = \frac{a^2 \sin 30^\circ \sin 60^\circ}{2 \cdot 1,25 W \sin (60^\circ - 35^\circ)} = \frac{a^2}{2,9 W}; \quad (1)$$

$$б) \quad h = \frac{W - 3}{\operatorname{ctg} \beta} = \frac{W - 3}{\operatorname{ctg} 60^\circ} = 1,7 W - 6,2. \quad (2)$$

Составляем расчетную таблицу зависимости h от W (табл. 24)

Таблица 24

Линия сопротивления по подошве W , м	Величина развала α , м	a^2	Высота уступа h , м	
			по выражению (1)	по выражению (2)
5	18,5	342	23,8	2,3
6	19,5	380	21,8	4,0
7	20,5	425	20,7	5,7
8	21,5	462	19,9	7,2
9	22,5	508	19,5	9,1
10	23,5	552	19,0	10,8
11	24,5	600	18,8	12,5
12	25,5	650	18,6	14,0
13	26,5	700	18,6	15,9
14	27,5	760	18,5	17,6
15	28,5	815	18,6	19,3

На основе расчетной таблицы строим график функции $h = f_1(W)$ и $h = f_2(W)$ (рис. 75), откуда следует, что искомая высота уступа составляет $h = 18,6$ м при величине линии сопротивления по подошве $W = 14$ м.

3. Величина развала

$$\alpha = 13,5 + W = 13,5 + 14 = 27,5 \text{ м.}$$

4. Расстояние между скважинами в ряду

$$\alpha' = kW = \frac{m[h - (Z - \Pi)W]}{qWh} = \frac{24,0[18,6 - (0,8 - 0,2)14,0]}{0,2 \cdot 14,0 \cdot 18,6} = 4,7 \text{ м.}$$

134. Пример. Для вскрышных работ приняты экскаваторы ЭКГ-4, высота вскрышного уступа $h = 15$ м (рис. 76). Определить: 1) максимальную ширину заходки по целику при погрузке породы из развала за два прохода экскаватора; 2) положение экскаватора в забое и 3) производительность экскаватора.

Условие. Угол откоса уступа $\beta = 60^\circ$; угол откоса развала породы $\alpha = 30^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,3$;

радиус черпания экскаватора на уровне стояния $R_0 = 8,66 \text{ м}$; угол между осью хода экскаватора и осью стрелы при черпании $\alpha_n = 90^\circ$; максимальный угол поворота экскаватора, при котором еще происходит нормальное заполнение ковша, $\varphi = 50^\circ$.

Решение. 1. Ширина развала породы после взрыва

$$a = 2R_0 (\sin \alpha_n + \sin \varphi) = 2 \cdot 8,66 (\sin 90^\circ + \sin 50^\circ) = 30,4 \text{ м.}$$

2. Ширина заходки по целику

$$A = \frac{2k_p h}{3\psi} = \frac{2 \cdot 1,3 \cdot 15}{3 \cdot 0,865} = 15 \text{ м,}$$

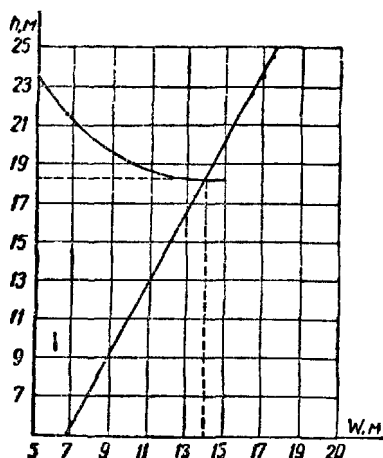


Рис. 75 График к определению высоты уступа при пологом откосе

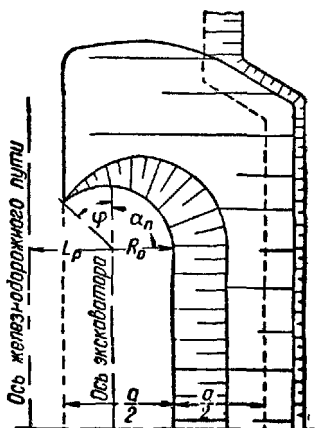
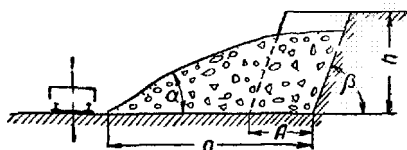


Рис. 76. Схема разрыхленного забоя при работе экскаватора типа механической лопаты

где

$$\psi = \frac{\sin \alpha \sin \beta}{\sin (\beta - \alpha)} = \frac{\sin 30^\circ \sin 60^\circ}{\sin (60^\circ - 30^\circ)} = 0,865.$$

3. Минимальное расстояние от оси перемещения экскаватора до откоса уступа по условию безопасности работ

$$L_{п. \min} = R_{xb} + 0,8 \text{ м} = 5,25 + 0,8 = 6,05 \text{ м,}$$

где $R_{xb} = 5,25 \text{ м}$ — радиус вращения хвостовой части экскаватора;

0,8 — наименьший свободный просвет между хвостовой частью экскаватора и откосом уступа.

4. Минимальный угол поворота по условию безопасности работ

$$\alpha_{п. \min} = \arcsin \frac{R_{хв} + 0,8}{R_0} = \arcsin \frac{5,25 + 0,8}{8,66} \approx 45^\circ.$$

5. Минимально допустимое расстояние между осью перемещения экскаватора и осью погрузочного пути по условиям безопасности работ

$$L_{р. \min} = R_{хв} + s - c + 0,8 = 5,25 + 3 - 2 + 0,8 = 7,05 \text{ м},$$

где $s = 3 \text{ м}$ — габарит железнодорожного пути;

$c = 2 \text{ м}$ — наименьшее расстояние от нижней бровки уступа до оси погрузочного пути.

6. Расстояние от оси рабочего перемещения экскаватора до оси погрузочного пути

$$L_p = 0,85R_p = 0,85 \cdot 12,6 = 10,6 \text{ м},$$

где R_p — радиус разгрузки экскаватора ЭКГ-4, равный 12,6 м.

7. Техническая производительность экскаватора

$$\Theta = \frac{3600E\eta_{\Theta}}{t_{ц}} = \frac{3600 \cdot 4 \cdot 0,8}{28,0} = 412 \text{ м}^3/\text{час},$$

где $E = 4 \text{ м}^3$ — емкость ковша экскаватора;

$\eta_{\Theta} = 0,8$ — коэффициент экскавации;

$t_{ц} = 28 \text{ сек.}$ — продолжительность одного цикла работы экскаватора.

135. **Пример.** Определить максимальную ширину заходки при разработке пород выше средней крепости экскаватором ЭКГ-8 с емкостью ковша 6 м³.

Условие. Высота уступа $h = 19 \text{ м}$; угол откоса уступа $\beta = 60^\circ$; угол откоса развала породы $\alpha = 30^\circ$; коэффициент разрыхления породы $k_p = 1,25$; радиус черпания экскаватора на уровне стояния $R_0 = 11,0 \text{ м}$; угол между осью хода экскаватора и осью стрелы при черпании $\alpha_{п} = 90^\circ$; максимальный угол поворота экскаватора, при котором еще происходит нормальное заполнение ковша, $\varphi = 55^\circ$; развал породы убирается экскаватором за два прохода.

Решение. 1. Допустимая ширина развала породы после взрыва

$$a = 2R_0 (\sin \alpha_{п} + \sin \varphi) = 2 \cdot 11,0 (\sin 90^\circ + \sin 50^\circ) = 39 \text{ м}.$$

2. Ширина заходки

$$A = \frac{2k_p h}{3\psi} = \frac{2 \cdot 1,25 \cdot 19,0}{3 \cdot 0,865} = 18,3 \text{ м},$$

где

$$\psi = \frac{\sin \alpha \sin \beta}{\sin (\beta - \alpha)} = \frac{\sin 30^\circ \sin 60^\circ}{\sin (60^\circ - 30^\circ)} = 0,865.$$

3. Минимальное расстояние от оси перемещения экскаватора до откоса уступа по условию безопасности работ

$$L_{п. \min} = R_{xb} + 0,8 = 7,0 + 0,8 = 7,8 \text{ м},$$

где $R_{xb} = 7 \text{ м}$ — радиус вращения хвостовой части экскаватора.

4. Минимальный угол поворота экскаватора

$$\alpha_{п. \min} = \arcsin \frac{R_{xb} + 0,8}{R_0} = \arcsin \frac{7,0 + 0,8}{11,0} \approx 45^\circ.$$

5. Минимально допустимое расстояние от оси перемещения экскаватора до оси погрузочного пути по условию безопасности

$$L_{р. \min} = R_{xb} + s - c + 0,8 = 7,0 + 3,0 - 2,0 + 0,8 = 8,8 \text{ м},$$

где $s = 3 \text{ м}$ — габарит железнодорожного пути;

$c = 2 \text{ м}$ — наименьшее расстояние от нижней бровки уступа до оси погрузочного пути

6. Расстояние от оси хода экскаватора до оси погрузочного пути

$$L_p = 0,85 R_p = 0,85 \cdot 15,28 = 13 \text{ м},$$

где R_p — радиус разгрузки экскаватора ЭКГ-8, равный 15,28 м.

7. Техническая производительность экскаватора

$$\Theta = \frac{3600 E \eta_{\Theta}}{t_y} = \frac{3600 \cdot 6 \cdot 0,8}{26,0} = 665 \text{ м}^3/\text{час},$$

где $E = 6 \text{ м}^3$ — емкость ковша экскаватора;

$\eta_{\Theta} = 0,8$ — коэффициент экскавации;

$t_y = 28 \text{ сек.}$ — продолжительность одного цикла работы экскаватора.

Литература к части третьей

1. Ветров Ю. А. Экскаваторный забой. Гостехиздат УССР, Киев, 1955.
2. Бунин А. И. Целесообразная высота уступа. «Горный журнал», 1950, № 11.
3. Давыдова Е. А. Методика расчета параметров бестранспортных систем разработки. «Открытая разработка угольных месторождений». Углетехиздат, 1955.

4 Красников А. С. Отработка фланговых участков карьерных полей при бестранспортных системах разработки «Совершенствование открытой разработки месторождений полезных ископаемых» Углетехиздат, 1955.

5 Мельников Н. В. Добыча ископаемых открытым способом. Углетехиздат, 1948

6 Скабичевский Ю. Г. К вопросу о влиянии горногеологических условий на открытую разработку месторождений «Совершенствование открытой разработки месторождений полезных ископаемых» Углетехиздат, 1955.

7. Фиделев А. С. Оконтуривание месторождений для комплексно-механизированных карьеров. Изд-во Академии наук УССР, 1953.

8. Шешко Е. Ф. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых Углетехиздат, 1957

ПРИЛОЖЕНИЯ

Таблица 1

Классификация горных пород (по проф. М. М. Протодияконову)

Категория	Степень крепости	Породы	Коэффициент крепости
I	В высшей степени крепкие породы	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие породы	Очень крепкие гранитовые породы. Кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец, кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие породы	Гранит (плотный) и гранитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10
IIIa	То же	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор. Доломит. Колчеланы	8
IV	Довольно крепкие породы	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6
IVa	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	5
V	Средние породы	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	То же	Разнообразные сланцы некрепкие, плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие породы	Мягкий сланец. Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, сцементированные галька и хряц, каменный грунт	2
VIa	То же	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь. Отвердевшая глина	1,5

Продолжение табл. 1

Категория	Степень крепости	Породы	Коэффициент крепости
VII	Мягкие породы	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Крепкий нанос, глинистый грунт	1,0
VIIa	То же	Легкая песчанистая глина, лёсс, гравий	0,8
VIII	Землистые породы	Растительная земля. Торф. Легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие породы	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5
X	Плывучие породы	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие разжиженные грунты	0,3

Таблица 2

Объемный вес некоторых горных пород
(по Н. В. Мельникову)

Порода	Объемный вес, т/м³	Порода	Объемный вес, т/м³
Песок мокрый	1,95	Сланцы	2,3—2,6
Песок сухой	1,6	Известняки (в зависимости от плотности)	1,5—2,7
Гравий мокрый	2,0	Мрамор	2,7—2,8
Гравий сухой	1,8	Мергель	2,3—2,5
Ил речной	1,8	Доломит	2,3—2,9
Растительная земля	0,8	Гипс	1,9—2,6
Глинистая земля	1,2	Каменная соль	2,2—2,4
Глина полусухая	1,2	Каменный уголь	1,2—1,4
Глина мокрая	1,9	Антрацит	1,3—1,5
Глина плотная вязкая	2,1	Бурый уголь	1,15
Песчаники (в зависимости от плотности)	1,8—2,5	Изверженные кристаллические породы	2,6—2,9
Кварциты	1,5—2,8		

Таблица 3а

Коэффициенты разрыхления горных пород

а) Коэффициенты разрыхления скальных пород (по А. А. Лукашеву)

Крупность кусков, мм	До 400	До 600	До 800	До 1000	До 1000	До 1500	До 1700	Свыше 2000
Содержание крупных фракций в разрыхленной массе, %	20—25	20—25	20—25	10—15	20—25	20—40	40—45	До 60
Коэффициент разрыхления	1,2	1,3	1,5	1,45	1,55	1,6	1,7—1,8	2,0

Таблица 36

б) Коэффициенты разрыхления горных пород при экскаваторных работах (по Н. В. Мельникову)

Породы	Объемный вес породы в целлке, т/м ³	Разрыхляемость		
		в ковше экскаватора	в вагоне	в отвале (насыпь)
Легкие	1,5—1,7	1,2	1,15	1,1
Средние	1,8	1,5	1,3	1,15
Тяжелые	1,9—2,8	1,9	1,5	1,25
Уголь	1,15	1,5	1,4	—

Таблица 4

Допускаемые нагрузки на некоторые виды грунтов для переменного кратковременного давления (по Г. Л. Фисенко)

Грунты	Предел нагрузки, кг/см ²	
	нижний	верхний
Растительный слой	0,5	1,0
Мокрый суглинок и глина	0,5	1,0
Насыпной грунт	0,5	1,5
Рыхлый мокрый песок	1,1	2,2
Песчанистый суглинок и жирная глина	2,2	3,0
Глина с прослойками песка	—	2,2
Лёсс	—	3,0

Таблица 5

Удельный вес основных горных пород, вмещающих угольные месторождения (по Г. Л. Фисенко)

Наименование пород	Удельный вес	Наименование пород	Удельный вес
Кварцит и кварцевый песок	2,65	Каолин	2,58
Песчаник	2,69	Алеврит	2,60—2,70
Железистый кварцевый песок	2,88	Аргиллит	2,55—2,70
Известняк	2,70	Глина четвертичная	2,60—2,70
Суглинок	2,72	Глина опоковая	2,45

Таблица 6

Коэффициенты фильтрации некоторых пород
(по данным Гидроэнергопроекта)

Наименование пород	Коэффициент фильтрации, м/сутки
Песок мелкозернистый	2—5
Песок мелкозернистый чистый	5—10
Песок среднезернистый	10—25
Песок крупнозернистый	25—50
Гравий	50—200
Галечник	200—500

Таблица 7

Величины углов внутреннего трения горных пород
(по Г. Л. Фисенко)

Литологическое наименование горной породы	Место отбора образцов	Величина сцепления в зависимости от плотности		Угол внут- реннего трения, град.
		плотность	сцепление, кг/см ²	
Бурая глина	Коркинский карьер	0,6—0,8	0,25—1,50	28
Суглинок	То же	0,6—0,8	0,25—1,50	32
Опоковая глина	„	0,35—0,50	0,4—1,8	30
Аргиллит тонкоотмученный	„	0,60—0,85	0,4—30,0	25
Аргиллит	„	0,60—0,85	0,4—30,0	30
Алеврит	„	0,7—0,9	2,0—45,0	33
Песчаник глинистый	„	0,7—0,9	2,0—45,0	36
Бурый уголь	„	0,75	12,0—35,0	36
Аргиллит тонкоотмученный	Волчанский карьер № 2-бис	0,56—0,77	0,4—3,6	25
Алеврит	То же	0,65—0,76	0,5—3,0	32
Песчаник глинистый	„	0,7—0,8	2,0—8,0	35
Бурый уголь	Ермолаевский карьер	0,40—0,43	0,2—2,5	36
Песок с углем	То же	0,62	0,40	35
Суглинок	„	0,56—0,69	0,20—0,55	33
Глина опесчаненная	„	0,55—0,74	0,32—1,56	31
Глина бурая	„	0,55—0,6	0,2—1,4	27
Глина жирная	„	0,55—0,75	0,85—3,30	20
Мелкозернистый песок глини- стый	Маячный карьер	0,75—0,85	0,9—5,0	32
Каолиновая глина с углем	То же	0,48—0,60	0,7—1,2	28
Каолиновая глина	„	0,52—0,75	0,45—2,90	16

Таблица 8

Углы естественных откосов пород в отвалах на угольных карьерах (по Г. Л. Фисенко)

Характеристика отвалов	Высота отвалов, м	Углы естественных откосов, град.
Внешние отвалы мезозойских пород в свежей отсыпке	8—16	35—38
Отвалы тех же пород после 3—4 лет	9—11	32—36
Отвалы тех же пород после 6—7 лет	10—11	30—36
Внутренние отвалы мезозойских пород	20—30	34—37
Терриконы	30—50	34—37
Отвалы бурого угля (башкирского)	25	34—36
Отвалы глин и суглинков	12—24	34—36
Отвалы глин и суглинков через 5 лет	10—12	32—36

Таблица 9

Рабочие размеры экскаваторов типа механической лопаты

Наименование параметров	Единица измерения	ЭКГ-4			ЭКГ-8, ковш 6 м³
		ковш 3 м³	ковш 4 м³	ковш 5 м³	
Угол наклона стрелы	град.	45	45	45	45
Длина стрелы	мм	10 500	10 500	10 500	12 000
Длина рукояти	"	7 280	7 280	7 280	8 600
Радиус резания на уровне стояния	"	9 250	8 660	8 950	11 000
Максимальный радиус копания	"	13 940	14 300	14 400	17 200
Максимальная высота копания	"	9 500	10 000	10 200	12 500
Максимальный радиус выгрузки	"	12 400	12 600	12 700	15 280
Высота выгрузки при максимальном радиусе выгрузки	"	5 000	4 860	4 800	5 900
Радиус выгрузки при высоте выгрузки 3600—3700 мм	"	12 400	12 600	12 700	14 160
Максимальная высота выгрузки	"	6 650	6 300	6 100	8 400
Радиус выгрузки при максимальной высоте выгрузки	"	12 000	12 160	12 300	14 800
Радиус вращения хвостовой части кузова	"	5 250	5 250	5 250	7 000
Ширина гусеничного хода нормальная	"	5 240	5 240	5 440	6 600
Длина гусеничного хода нормальная	"	6 000	6 000	6 000	7 800

Продолжение табл. С

Наименование параметров	Единица измерения	ЭКГ-4			ЭКГ-8
		ковш 4 м³	ковш 4 м³	ковш 5 м³	ковш 6 м³
Расстояние от оси вращения до наружного габарита блока стрелы	мм	10 700	10 700	10 700	12 480
Высота напорного вала	"	6 150	6 150	6 150	7 650
Расстояние от оси вращения до напорного вала	"	4 900	4 900	4 900	6 130
Длина рабочего хода рукояти	"	4 000	4 000	4 000	5 100
Высота копания при горизонтальном положении рукояти	"	7 450	7 750	7 850	9 300
Радиус на максимальной высоте копания	"	13 290	13 650	13 750	12 520

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	Стр. 3
-----------------------	--------

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ

ПОДГОТОВКА КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

Глава I. Осушение карьерного поля	5
§ 1. Исходные данные для расчета водопритоков к горным работкам	6
§ 2. Расчет дренажной системы	7
Литература к главе I	32
Глава II. Устойчивость откосов	33
§ 1. Расчет устойчивости откосов при схеме с плоскими поверхностями скольжения	—
§ 2. Расчет устойчивости откосов при схемах со сложной поверхностью скольжения	41
Литература к главе II	50

ЧАСТЬ ВТОРАЯ

ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Глава III. Оконтуривание карьера	52
§ 1. Аналитический метод определения объема, глубины карьера и коэффициента вскрыши	—
Литература к главе III	68
Глава IV. Расчет размеров траншей	—
§ 1. Транспортные способы проходки траншей	—
§ 2. Бестранспортные способы проходки траншей	72
Литература к главе IV	83
Глава V. Комплексные задачи	—
§ 1. Сцепной вес локомотива	84
§ 2. Длина транспортирования и емкость кузова автосамосвала	94
§ 3. Полезный вес поезда	97
§ 4. Обоснование вида карьерного транспорта	104
Литература к главе V	110

ЧАСТЬ ТРЕТЬЯ

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Глава VI. Система разработки с перевалкой вскрыши (бестранспортные)	112
§ 1. Непосредственная перевалка вскрыши	113
§ 2. Кратная экскаваторная перевалка вскрыши	117
§ 3. Расчет криволинейного фронта и флаговых участков карьерного поля	143
§ 4. Системы разработки с забойными отвалообразователями (транспортно-отвальные системы разработки)	151
Глава VII. Системы разработки с продольным перемещением вскрышных пород в отвалы (транспортные системы разработки)	159
§ 1. Высота уступа, ширина заходки, ширина рабочих площадок	—
§ 2. Разработка без предварительного рыхления горной массы	160
§ 3. Разработка с предварительным рыхлением горной массы	165
Литература к части третьей	172
Приложения	174

Замеченные опечатки

Стр.	Строка	Напечатано	Следует читать
23	10 сверху	$n = 2$	$n = 3,5$
49	14 снизу	$d = 0,22$	$d = 0,219$
99	11 сверху	Ширина карьера	Ширина траншеи
120	3 сверху	$H' > H_p + h = 15 + 6 = 21 \text{ м}$	$H' < H_p + h = 15 + 6 = 21 \text{ м}$
142	17—18 снизу	$H' = \frac{R_p - S}{\cos \beta} \sin (\beta + \varphi) + h =$ $= \frac{37,5 - 15}{\cos 35^\circ} \sin (35^\circ + 10^\circ) + 18 =$ $= 68,4 \text{ м}.$	$H' = \frac{R_p - S}{\cos \beta} \sin (\beta + \varphi) + h =$ $= \frac{37,5 - 15}{\cos 35^\circ} \sin (35^\circ + 10^\circ) + 18 =$ $= 37,45 \text{ м};$ $F = \frac{A + B}{\cos \varphi} + h [\operatorname{tg} (\alpha - \varphi) +$ $+ \operatorname{ctg} (\beta + \varphi)] = 68,1 \text{ м}.$
154	Подпись под ри- сунком	с вскрышной опорой	с отвальной опорой
157	6 сверху	$e = 8 \text{ м}$	$l = 8 \text{ м}$
163	14 снизу	до оси погрузочного пути равно	до оси погрузочного пути 10,91 м равно
179	Табл. 9, 3 графа, 2 сверху	ковш м^3	ковш 3 м^3

Б. А. СИМКИН