

РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН
МИНИСТЕРСТВА ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО
СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ

НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ
КОМБИНАТ

НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ
ИНСТИТУТ

Кафедра «Горное дело»

МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ

по проведению практических занятий по предмету
«Основы горного дела» («Открытые горные работы»)
для бакалавров по направлению
5540200-«Горное дело» 5140900 – «Профессиональная
педагогическая подготовка (5540200 – «Горное дело»)).



Навои – 2008г.

УДК. 622.271.3

В соответствии с учебной программой учебной дисциплины «Основы горного дела» («Открытые горные работы») в методическом пособии изложено 9 занятий. Целью занятий является обучение студентов применению знаний теоретической части курса для решения конкретных инженерно-технических задач. В каждом занятии излагаются методические положения для решения задачи, исходные данные для расчетов, алгоритм решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников. Все задачи сопровождаются примерами.

Методическое пособие по выполнению практических работ по дисциплине «Основы горного дела» предназначено для студентов, обучающихся по направлению 5540200 – «Горное дело» и 5140900 – «Профессиональная педагогическая подготовка (5540200 – «Горное дело»)».

Методическое пособие обсуждено и одобрено на заседании кафедры «Горное дело». Протокол № ____ от «____» _____ 2008г.

Методическое пособие обсуждено и одобрено на заседании Учебно–методическом совете Горного факультета. Протокол № ____ от «____» _____ 2008 г.

Методическое пособие одобрено и рекомендовано Учебно–методическом советом НГГИ для использования в учебном процессе. Протокол № ____ от «____» _____ 2008 г.

Составили: ст. преп. Норматова М.Ж.

асс. Солиев Б.З.

Рецензенты: Проректор по учебным работам НГГИ,

к.т.н. доцент Носиров У.Ф.

Инженер горного отдела Управления НГМК,
Зарипов О.Г.

СОДЕРЖАНИЕ

РАБОТА 1	Графическое изображение элементов открытых горных работ.....	4
РАБОТА 2	Определение объема, размеров, производительности и срока службы карьера, запасов полезного ископаемого и коэффициента вскрыши.....	10
РАБОТА 3	Определение параметров механического рыхления горных пород и производительности рыхлителей.....	20
РАБОТА 4	Расчет заряда одиночной скважины.....	28
РАБОТА 5	Расчет производительности бурового станка.....	37
РАБОТА 6	Расчет производительности карьерных экскаваторов.....	44
РАБОТА 7	Определение производительности карьерных автосамосвалов.....	54
РАБОТА 8	Конструкция рабочего и нерабочего борта карьера.....	64
РАБОТА 9	Расчёт бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте.....	72
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....		80

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №1

Графическое изображение элементов открытых горных работ.

Цель работы - изучить графическое изображение месторождения полезных ископаемых любой формы, при разнообразных природных условиях залегания и элементов открытых горных работ.

1. Месторождение полезных ископаемых.

*К полезным ископаемым относятся те горные породы, которые добывают для хозяйственных, строительных, промышленных и научных целей и используют в сыром виде или после переработки. Разделение горных пород на **полезные ископаемые** и **вскрышные породы** относительно. С прогрессом техники добычи и переработки многие вскрышные породы начинают использоваться как полезные ископаемые. **Месторождением полезного ископаемого** называется природное скопление полезного ископаемого, которое как по количеству, так и по качеству удовлетворяет требованиям промышленной разработки при данном состоянии техники и сложившихся экономических условиях. Открытым способом разрабатывается месторождения полезных ископаемых любой формы, залегающие в **разнообразных природных условиях.***

А) крутопадающее с выходом на поверхность (рис. 1.1)

Б) крутопадающее с выходом под наносы (рис. 1.2)

В) горизонтальное (рис. 1.3)

Вертикальное сечение по А-А (геологический разрез)

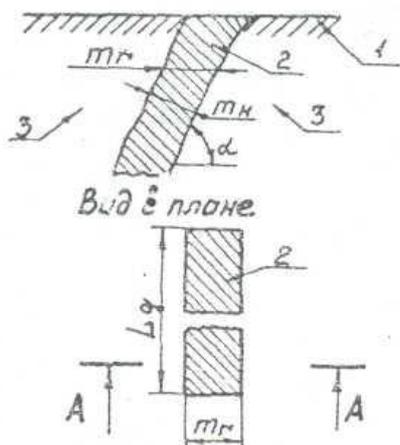


Рис. 1.1 Крутопадающее месторождение с выходом на поверхность.

Условные обозначения:

- 1 – земная поверхность;
- 2 – полезное ископаемое;
- 3 – вскрышные породы;
- α - угол падения полезного ископаемого;
- m_r - горизонтальная мощность полезного ископаемого;
- m_n - нормальная (по перпендикуляру) мощность полезного ископаемого;
- L_s - длина залежи полезного ископаемого.

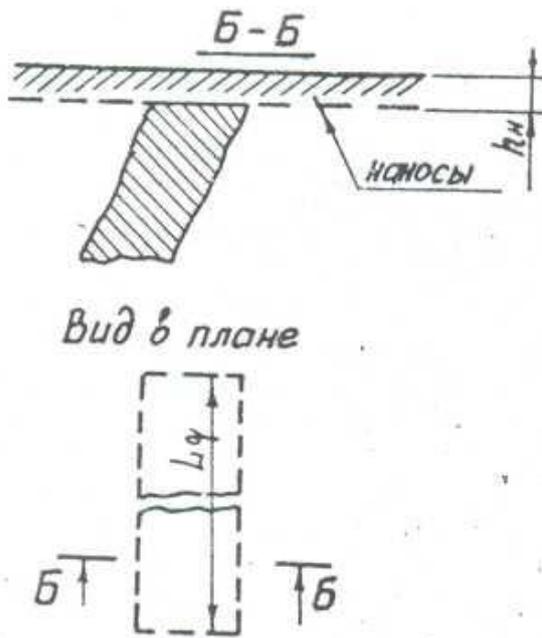


Рис. 1.2 Крутопадающее месторождение с выходом под наносы.

Условные обозначения:

h_n - мощность наносов;

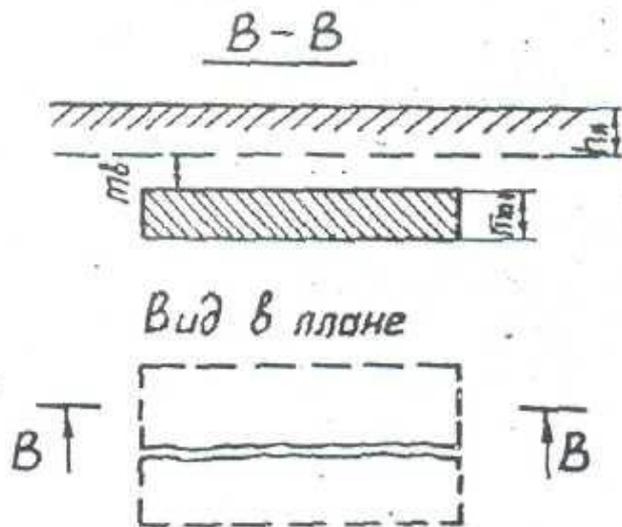
L_g - длина залежи полезного ископаемого.

Рис. 1.3 Горизонтальное месторождение.

Условные обозначения:

m_o - мощность вскрышных пород;

$m_{н.и.}$ - мощность полезного ископаемого.



2. Уступ.

Карьером в хозяйственном значении называют горное предприятие, осуществляющее открытую разработку месторождения, а в техническом значении – совокупность открытых горных работ выработок, служащих для разработки месторождения. Угольные карьеры обычно называют разрезами.

Часть толщи горных пород в карьере, имеющая рабочую поверхность в форме ступени и разрабатываемая самостоятельными средствами выемки, погрузки и транспорта, называется **уступом**.

Различают **рабочие** и **нерабочие** уступы. **На рабочих уступах производится выемка пустых пород или добыча полезного ископаемого.**

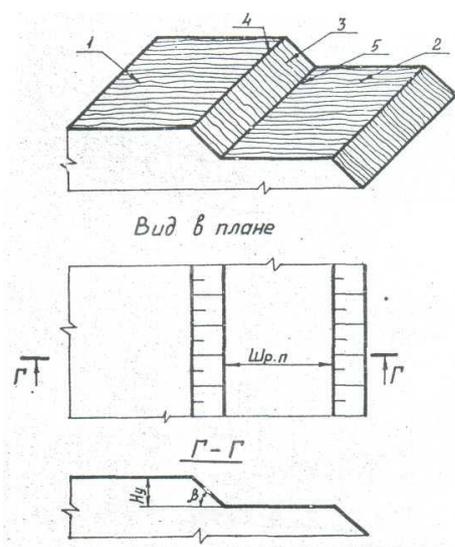


Рис. 1.4 Вскрышной уступ.

Условные обозначения:

- 1 – верхняя площадка уступа;
- 2 – нижняя площадка уступа;
- 3 – откос уступа;
- 4 – верхняя бровка уступа;
- 5 – нижняя бровка уступа;
- H_y - высота уступа;
- β - угол откоса уступа;
- $Ш_{р.п.}$ - ширина рабочей площадки.

Уступ имеет нижнюю и верхнюю площадки, откос и бровки. **Откосом уступа 3** называется наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного пространства. Линии пересечения откоса уступа с его верхней и нижней площадками называются, соответственно, **верхней 4 и нижней 5 бровками.**

Высота уступа H_y устанавливается с учетом безопасной работы и зависит от размера экскаваторов и физико-технических свойств пород.

Горизонтальные поверхности рабочего уступа, ограничивающие его по высоте, называют **верхней 1 и нижней 2 площадками.** Площадка, на которой расположено оборудование, предназначенное для разработки (буровые станки, экскаваторы, транспортные средства и т. п.), называется **рабочей площадкой.** Ширина рабочих площадок $Ш_{р.п.}$ обычно составляет 40-70 м.

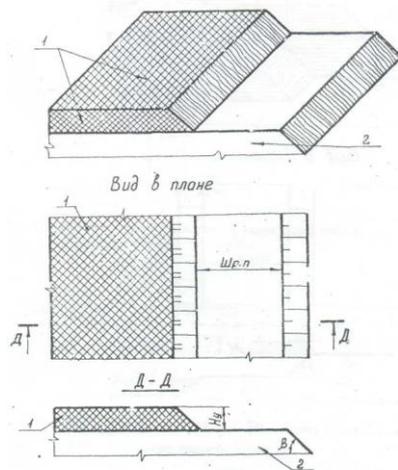


Рис. 1.5 Добычной уступ.

Условные обозначения:

1 – полезное ископаемое;

2 – вскрышные породы ;

H_y - высота уступа;

β - угол откоса уступа;

$Ш_{р.п.}$ - ширина рабочей площадки.

Рис. 1.6 Забой экскаватора в мягких породах .

Условные обозначения:

1 – ось экскаватора;

A – ширина заходки экскаватора.

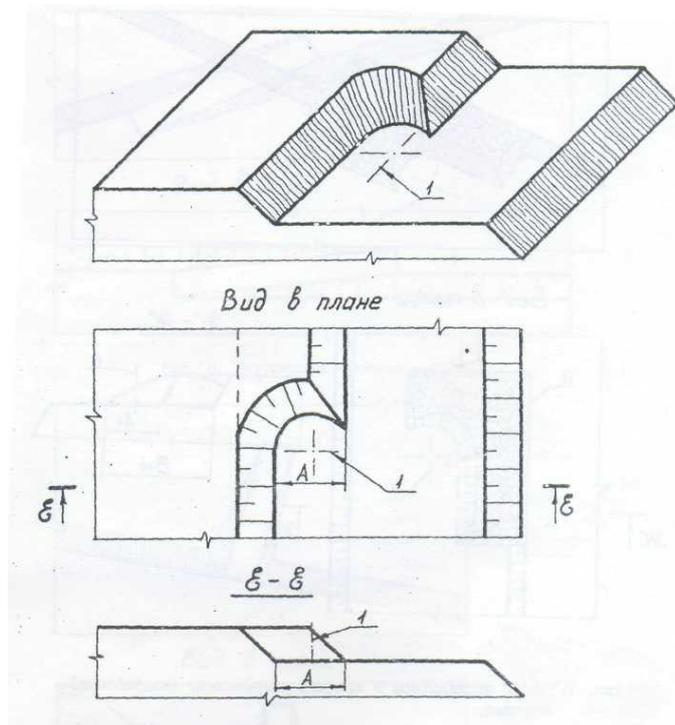


Рис. 1.7 Забой экскаватора в крепких разрушенных (взорванных) породах .

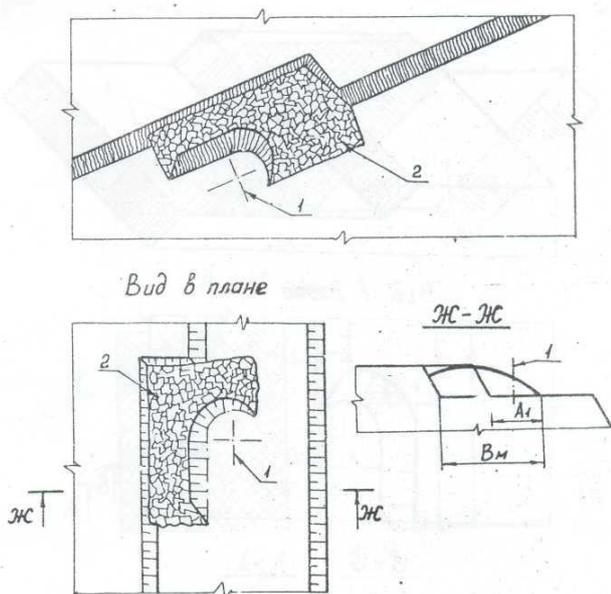
Условные обозначения:

1 – ось экскаватора;

2 – развал взорванных горных пород;

B_m - ширина развала взорванных горных пород;

A_1 - ширина первой заходки экскаватора



Уступ обычно разрабатывают последовательными параллельными полосами заходками шириной $A=10-20$ м, иногда более. Торец заходки называется **забоем**. Непосредственно в забое осуществляется выемка породы или полезного ископаемого, в результате чего забой перемещается и отрабатывается заходка.

3. Вскрывающие горные выработки:

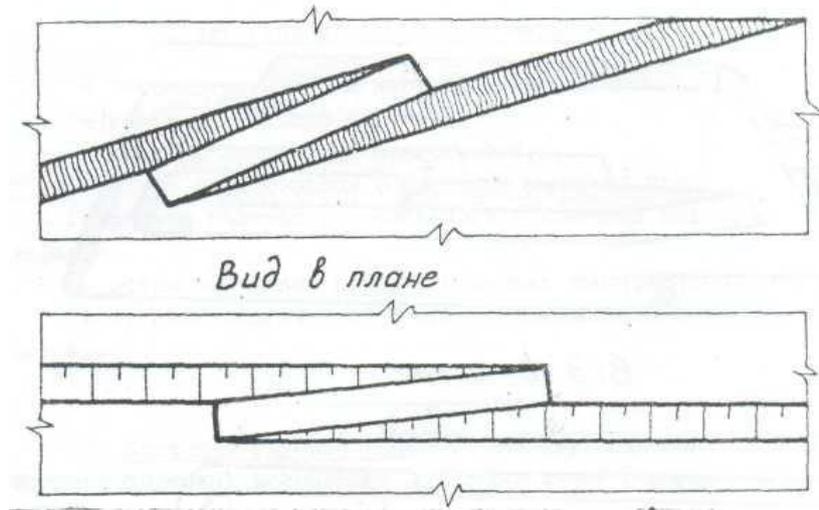


Рис. 1.8 Внутренняя траншея - съезд.

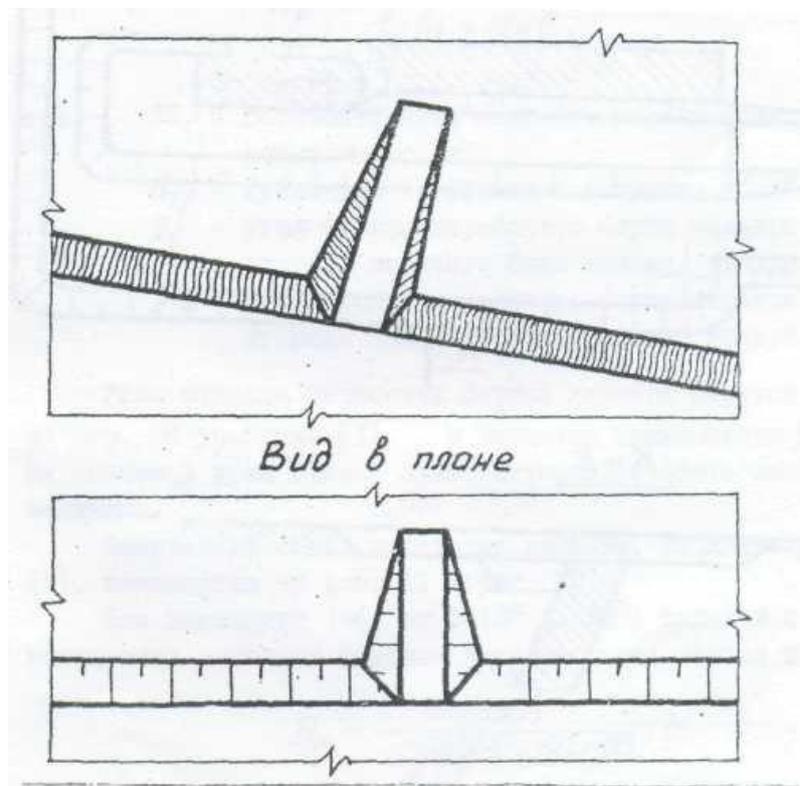


Рис. 1.9 Внешняя траншея.

Вскрытием называются горные и строительные работы по созданию на карьере комплекса капитальных и временных траншей и съездов, а также других горных выработок и сооружений, обеспечивающих грузотранспортную связь между рабочими горизонтами и приемными пунктами на поверхности. Горные выработки, используемые для вскрытия (траншеи, съезды, шахтные стволы и др.) оборудуются средствами транспорта горной массы и тем самым служат для создания системы транспортных коммуникаций в карьере.

По конструкции горные выработки подразделяются на открытые – траншеи, полутраншеи и съезды, подземные – стволы, тоннели, штольни и рудоспуски. По пространственному расположению горные выработки подразделяются на **внешние траншеи**, т. е. расположенные вне контура карьера, и **внутренние** – расположенные внутри карьера.

Внутренние траншеи, расположенные на бортах карьера, а также внешние траншеи, расположенные на косогоре, имеют неполное поперечное сечение и конструктивно представляют собой полутраншеи. Их обычно называют **съездами**.

В зависимости от срока службы траншеи на одном месте их называют **капитальными, временными или скользящими**.

4. Карьер

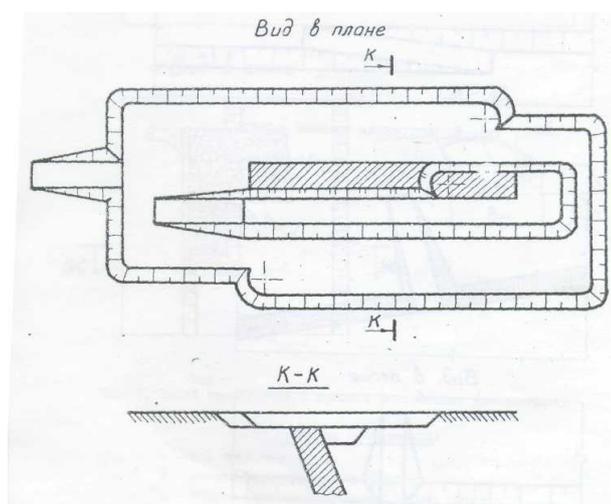


Рис. 1.10 Карьер.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №2

Определение объема, размеров, производительности и срока службы карьера, запасов полезного ископаемого и коэффициента вскрыши.

Цель работы – овладеть навыками расчета объема и размеров карьера в простейших условиях, запасов полезного ископаемого и коэффициента вскрыши, производительности и срока службы карьера.

*Месторождение или его часть, отводимая для разработки карьером, называется **карьерным полем** или **полем разреза**. Форма карьера (в плане) обычно близка к овальной. Длина карьера составляет от 0,5 до 5 км, а иногда и больше, ширина 2-4 км, глубина современных карьеров – от нескольких десятков метров до 300-400 м. В проектах и перспективных технико-экономических расчетах конечная глубина карьера достигает 500-900 м.*

Общий объем пустых пород и полезного ископаемого в карьере (объем горной массы) зависит от его размеров и колеблется от нескольких десятков тысяч до сотен миллионов кубометров.

Главные параметры карьера следующие:

*1. **Конечная глубина**, которая при разработке наклонных и крутопадающих залежей определяет возможную производственную мощность карьера, размеры его по поверхности, общий объем извлекаемой горной массы.*

*2. **Размеры карьера по простиранию и вкrest простирания залежи по поверхности** определяется размерами залежи, dna карьера, глубины и углов откоса его бортов.*

*3. **Размеры dna карьера** устанавливаются оконтуриванием разрабатываемой части залежи на отметки конечной глубины карьера.*

*4. **Углы откосов бортов карьера** определяется условиями устойчивости пород прибортового массива и размещения транспортных коммуникаций.*

5. Общий объем горной массы контурах карьера является важнейшим показателем, определяющим производственную мощность предприятия, срок его существования и др.

Производственная деятельность карьеров характеризуется рядом показателей, среди которых важнейшими являются производственная мощность, производительность по полезному ископаемому, производительность по вскрыше или производительность по горной массе.

Производственная мощность карьера являются параметром, сопряженным с потребителем (обоганительная фабрика, электростанция и др.) и пунктами сосредоточения добычных грузопотоков (станция примыкания к магистральным железным дорогам и др.).

Под производительностью карьера по полезному ископаемому подразумевается годовой объем добытого полезного ископаемого, который может, отличаются от производственной мощности в большую или меньшую сторону из-за изменения спроса, горнотехнических условий, ценовой политики и т.д.

Производительность карьера по вскрыше это годовой объем вскрышных пород, извлекаемых с целью обеспечения производственной мощности.

Производительность по горной массе характеризует масштаб хозяйственной деятельности предприятия, численность трудящихся, единичную мощность оборудования, потребления электроэнергии и других видов энергоносителей, а также степень нарушения экологического равновесия с окружающей средой.

Запасы полезного ископаемого – это не только понятие, отражающее количество полезного ископаемого, но и комплекс черт, характеризующих геологическое тело с точки зрения формы, качества, условий залегания и условий ведения горных пород. Подсчет запасов карьерных полей включает определение количества полезного ископаемого, его качественную

характеристику с подразделением на сорта и характеристику пространственного распределения.

Выполнить расчет объема и размеров карьера, запасов полезного ископаемого и среднего коэффициента вскрыши.

Порядок выполнения работы.

2.1. При равнинном рельефе поверхности и наклонном или крутом падении залежи объем карьера может быть определен как сумма отдельных геометрических фигур (рис.2.1.)

$$V_k = V_1 + V_2 + V_3 \quad (2.1)$$

где: V_k – объем карьера, м³

V_1 – объем призмы с основанием $S = L \cdot M$, м³;

S – площадь дна карьера, м²;

L – длина залежи по простиранию, м;

M – горизонтальная мощность залежи, м;

$$V_1 = L \cdot M \cdot H_k; \quad (2.2)$$

где: H_k – глубина карьера, м;

V_2 – суммарный объем призм треугольного сечения, прилегающих с четырех сторон к объему V_1 (V_2' и V_2'' – вдоль стороны длиной L , V_2''' и V_2'''' – вдоль коротких сторон у торцов карьера), м³;

$$V_2 = \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_k^2 \cdot \operatorname{ctg} \gamma_{cp}, \quad (2.3)$$

где: P – периметр залежи (дна карьера) $P = 2(L + M)$, м.

V_3 – суммарный объем отдельных частей расчлененного конуса располагающихся в угловых участках карьера, (V_3' и V_3''), м³;

$$V_3 = \frac{\pi}{3} \cdot H_k^3 \cdot \operatorname{ctg}^2 \gamma_{cp} \quad (2.4)$$

где: γ_{cp} – усредненный угол откоса нерабочих бортов карьера, град.

2.2. Суммарный объем карьера, таким образом, определяется по формуле:

$$V_k = S \cdot H_k + \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_k^2 \cdot \operatorname{ctg} \gamma_{cp} + \frac{\pi}{3} \cdot H_k^3 \cdot \operatorname{ctg}^2 \gamma_{cp} \quad (2.5)$$

2.3. Длина карьерного поля (L_k , м)

$$L_k = L + 2 \cdot H_k \cdot \text{ctg } \gamma_{cp} \quad (2.6)$$

2.4. Ширина карьера по верху (B_k , м):

$$B = M + 2 \cdot H_k \cdot \text{ctg } \gamma_{cp} \quad (2.7)$$

2.5. Объем полезного ископаемого в контурах карьера ($V_{пи}$, м³):

$$V_{пи} = S \cdot (H_k - h_n), \quad (2.8)$$

где: h_n – мощность наносов, м.

2.6. Промышленные (т.е. извлекаемые из недр) запасы полезного ископаемого в контурах карьера ($Q_{пи}$):

$$Q_{пи} = V_{пи} \cdot \gamma_{пи} \cdot \eta_n, \quad (2.9)$$

где: $\gamma_{пи}$ – объемная масса полезного, ископаемого, т/м³;

η_n – коэффициент извлечения, учитывающий потери полезного ископаемого при разработке.

2.7. Объем породы в контурах карьера ($V_{пн}$, м³):

$$V_{пн} = V_k - V_{пи} \quad (2.10)$$

2.8. Величина среднего коэффициента вскрыши (объем вынимаемой пустой породы, приходящийся на единицу добываемого полезного ископаемого) k_{cp} , м³/т.

$$k_{cp} = \frac{V_{пн}}{Q_{пи}}. \quad (2.11)$$

2.9. Производительность карьера по вскрыше (Π_B , м³/год) приблизительно устанавливается по среднему коэффициенту вскрыши:

$$\Pi_B = \Pi_{пи} \cdot k_{cp} \cdot k_n, \quad (2.12)$$

где: $\Pi_{пи}$ – производительность карьера по полезному ископаемому, т/год (приложение 2.1);

k_n – коэффициент неравномерности распределения вскрыши по годам ($k_n = 1,1 \div 1,3$).

2.10. Производительность карьера по горной массе ($\Pi_{гм}$, м³/год):

$$\Pi_{гм} = \Pi_{пи} \cdot \frac{1}{\gamma_{пи}} + \Pi_B \quad (2.13)$$

2.11. Суточная производительность карьера по полезному ископаемому (Π_{III}^c , т/сутки).

$$\Pi_{\text{III}}^c = \frac{\Pi_{\text{III}}}{T_r}, \quad (2.14)$$

где: T_r - число рабочих дней в год ($T_r = 350$ дней).

Суточная производительность карьера по вскрыше (Π_B^c , м³/сутки):

$$\Pi_B^c = \frac{\Pi_B}{T_r}, \quad (2.15)$$

2.12. Сменная производительность карьера по добыче и вскрыше ($\Pi_{\text{III}}^{\text{CM}}$, т/смену; Π_B^{CM} , м³/смену):

$$\Pi_{\text{III}}^{\text{CM}} = \frac{\Pi_{\text{III}}^c}{n_{\text{CM}}}, \quad (2.16) \quad \Pi_B^{\text{CM}} = \frac{\Pi_B^c}{n_{\text{CM}}}, \quad (2.17)$$

где: n_{CM} - число смен работы карьера в сутках (обычно 2-3 смены).

2.13. Срок службы карьера ($T_{\text{сл}}$, лет):

$$T_{\text{сл}} = T_c + T_{\text{э}} + T_3, \quad (2.18)$$

где: $T_c + T_3$ - время на освоение и затухание мощности карьера по добыче (принимается 1,5 года);

$T_{\text{э}}$ - расчетный срок эксплуатации карьера. лет:

$$T_{\text{э}} = \frac{Q_{\text{III}}}{\Pi_{\text{III}}}. \quad (2.19)$$

Исходные данные для индивидуального расчета объема размеров карьера, запасов полезного ископаемого и коэффициента вскрыши приведены в приложении 2.1

Исследовать зависимость объема карьера от его глубины, т.е. выполнить дополнительные расчеты v_k по формуле (2.5) с шагом варьирования глубины карьера от ± 10 до ± 20 м. При этом величина n_k принимается два раза в меньшую сторону (по варианту 1 – 310, 330 м) и два раза в большую сторону (370, 390 м).

Построит график $v_k = f(H_k)$ по 5 точкам. С помощью преподавателя сделать анализ графика.

На миллиметровый бумаге вычертит карьер в выбранном масштабе в соответствии с заданными и полученными расчетными размерами (**аналогично рис. 2.1**).

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные формулы, все необходимые расчеты и их результаты, а также чертеж карьера на миллиметровой бумаге и график зависимости $v_k = f(H_k)$.

Схема к расчету объема карьера

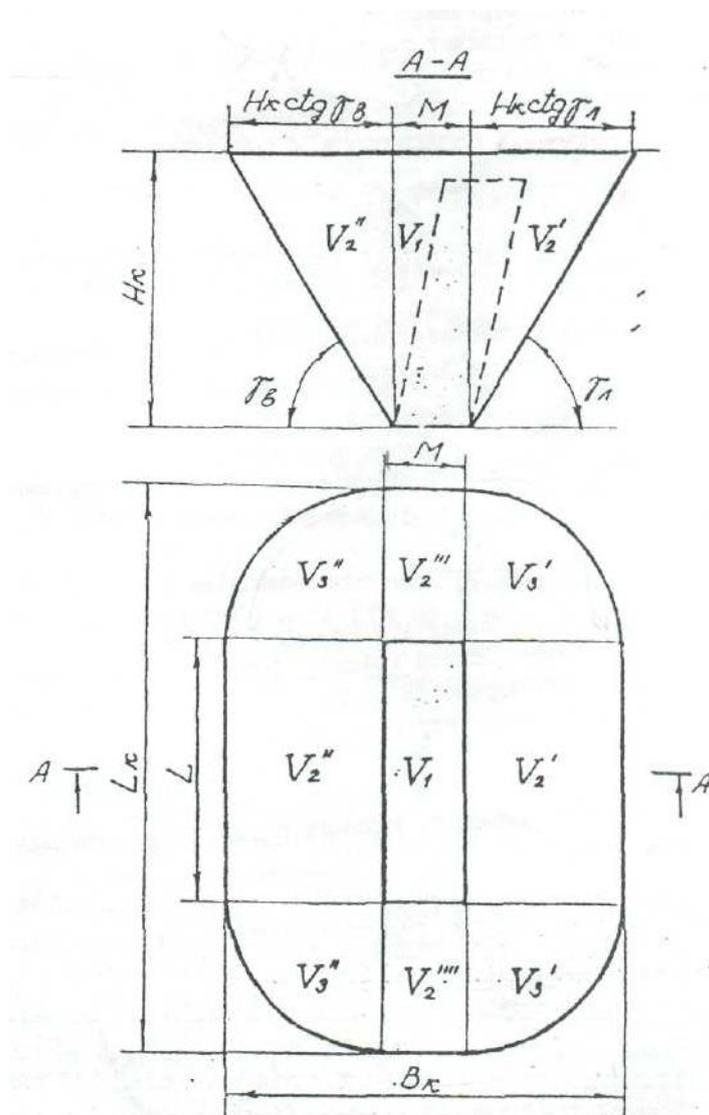


Рис.2.1

ПРИМЕР.

<u>Дано:</u>	$L = 1900$ м	$\gamma_{nu} = 3,2$ т/м ³
	$M = 550$ м	$\gamma_{cp} = 33^0$
	$H_{\kappa} = 210$ м	$\eta_{nu} = 0,93$
	$h_n = 30$ м	$\Pi_{nu} = 17,9$ млн.т/год.

РЕШЕНИЕ:

2.1. При равнинном рельефе поверхности и наклонном или крутом падении залежи объем карьера может быть определен как сумма отдельных геометрических фигур (рис.2.1.):

$$V_{\kappa} = V_1 + V_2 + V_3$$

$$V_1 = L \cdot M \cdot H_{\kappa} = 1900 \cdot 550 \cdot 210 = 219450000 \text{ м}^3$$

$$V_2 = \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_{\kappa}^2 \cdot ctg \gamma_{cp} = \frac{1}{2} \cdot 4900 \cdot 210^2 \cdot 1,54 = 166389000 \text{ м}^3$$

$$P = 2(L + M) = 2 \cdot (1900 + 550) = 4900 \text{ м}$$

$$V_3 = \frac{\pi}{3} \cdot H_{\kappa}^3 \cdot ctg^2 \gamma_{cp} = \frac{3,14}{3} \cdot 210^3 \cdot 1,54 = 14832000 \text{ м}^3$$

2.2. Суммарный объем карьера, таким образом, определяется по формуле:

$$\begin{aligned} V_{\kappa} &= S \cdot H_{\kappa} + \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_{\kappa}^2 \cdot ctg \gamma_{cp} + \frac{\pi}{3} \cdot H_{\kappa}^3 \cdot ctg^2 \gamma_{cp} = \\ &= 219450000 + 166389000 + 14832000 = 400671000 \text{ м}^3 \end{aligned}$$

2.3. Длина карьерного поля (L_{κ} , м)

$$L_{\kappa} = L + 2 H_{\kappa} \cdot ctg \gamma_{cp} = 1900 + 420 \cdot 1,54 = 2546 \text{ м}$$

2.4. Ширина карьера по верху (B_{κ} , м):

$$B_{\kappa} = M + 2 H_{\kappa} \cdot ctg \gamma_{cp} = 550 + 420 \cdot 1,54 = 1196 \text{ м}$$

2.5. Объем полезного ископаемого в контурах карьера ($V_{\text{пи}}$, м³):

$$V_{\text{пи}} = S (H_{\kappa} - h_n) = 1045000 \cdot (210 - 30) = 188100000 \text{ м}^3$$

$$S = L \cdot M = 1900 \cdot 550 = 1045000 \text{ м}^2$$

2.6. Промышленные (т.е. извлекаемые из недр) запасы полезного ископаемого в контурах карьера ($Q_{\text{пи}}$):

$$Q_{\text{пи}} = V_{\text{пи}} \cdot \gamma_{nu} \cdot \eta_{nu} = 188100000 \cdot 3,2 \cdot 0,93 = 559785600 \text{ т}$$

2.7. Объем породы в контурах карьера ($V_{ни}$, м³):

$$V_n = V_k - V_{ни} = 400671000 - 188100000 = 212571000 \text{ м}^3$$

2.8 Величина среднего коэффициента вскрыши (объем вынимаемой пустой породы, приходящийся на единицу добываемого полезного ископаемого) k_{cp} , м³/т.

$$k_{cp} = \frac{V_n}{Q_{ни}} = \frac{212571000}{559785600} = 0,38 \text{ м}^3 / \text{т}$$

2.9. Производительность карьера по вскрыше (Π_B , м³/год) приблизительно устанавливается по среднему коэффициенту вскрыши:

$$\Pi_6 = \Pi_{ни} \cdot k_{cp} \cdot k_H = 17900000 \cdot 0,38 \cdot 1,2 = 8162400 \text{ м}^3 / \text{год}$$

$$k_H = 1,1 \div 1,3$$

2.10. Производительность карьера по горной массе ($\Pi_{гм}$, м³/год):

$$\Pi_{гм} = \Pi_{ни} \cdot \frac{1}{\gamma_{ни}} + \Pi_6 = 17900000 \cdot \frac{1}{3,2} + 8162400 = 1374200 \text{ м}^3 / \text{год}$$

2.11. Суточная производительность карьера по полезному ископаемому ($\Pi_{ни}^c$, т/сутки).

$$\Pi_{ни}^c = \frac{\Pi_{ни}}{T_z} = \frac{17900000}{350} = 51142 \text{ т} / \text{сутки}$$

$$T_z = 350 \text{ дней}$$

2.12. Суточная производительность карьера по вскрыше (Π_B^c , м³/сутки):

$$\Pi_6^c = \frac{\Pi_6}{T_z} = \frac{8162400}{350} = 23321 \text{ м}^3 / \text{сутки}$$

2.13. Сменная производительность карьера по добыче и вскрыше ($\Pi_{ни}^{см}$, т/смену; $\Pi_B^{см}$, м³/смену):

$$\Pi_{ни}^{см} = \frac{\Pi_{ни}^c}{n_{см}} = \frac{51142}{2} = 25571 \text{ т} / \text{смену}$$

$$\Pi_6^{см} = \frac{\Pi_6^c}{n_{см}} = \frac{23321}{2} = 11660 \text{ м}^3 / \text{смену}$$

$$n_{см} = 2$$

2.14. Срок службы карьера ($T_{сл}$, лет):

$$T_{ca} = T_c + T_o + T_y = 1,5 + 31 = 32,5 \text{ лет}$$

$$T_c + T_o = 1,5 \text{ год}$$

$$T_y = \frac{Q_{nu}}{P_{nu}} = \frac{559785600}{17900000} = 31 \text{ год}$$

Построим график зависимости объема карьера от глубины карьера.

Базовая глубина: $H_k = 210 \text{ м}$, $V_k = 400671000 \text{ м}^3$

Принимаем:

$$H_{k1} = 170 \text{ м}$$

$$V_{k1} = S \cdot H_k + \frac{1}{2} \cdot P \cdot H_k^2 \cdot \text{ctg } \gamma_{cp} + \frac{\pi}{3} \cdot H_k^3 \cdot \text{ctg}^2 \gamma_{cp} =$$

$$= 1045000 \cdot 170 + 2450 \cdot 28900 \cdot 1,54 + 1,05 \cdot 4913000 \cdot 2,37 = 298915700$$

$$H_{k2} = 190 \text{ м}$$

$$V_{k2} = 1045000 \cdot 190 + 2450 \cdot 36100 \cdot 1,54 + 1,05 \cdot 6859000 \cdot 2,37 = 351823921 \text{ м}^3$$

$$H_k = 210 \text{ м}, \quad V_k = 400671000 \text{ м}^3$$

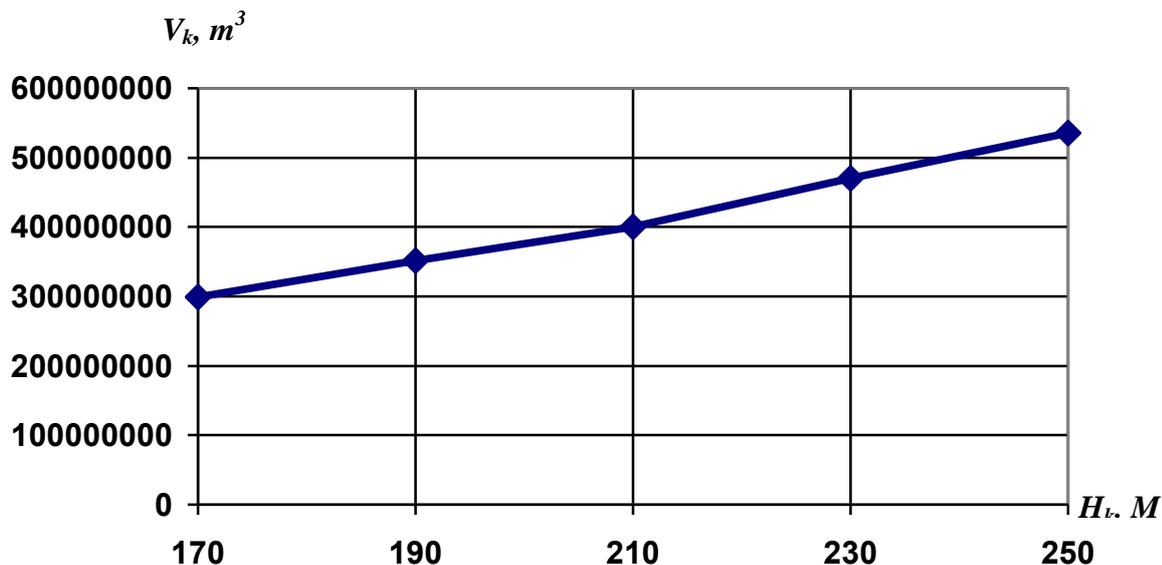
$$H_{k3} = 230 \text{ м}$$

$$V_{k3} = 1045000 \cdot 230 + 2450 \cdot 36100 \cdot 1,54 + 1,05 \cdot 6859000 \cdot 2,37 = 470219279 \text{ м}^3$$

$$H_{k4} = 250 \text{ м}$$

$$V_{k4} = 1045000 \cdot 250 + 2450 \cdot 36100 \cdot 1,54 + 1,05 \cdot 6859000 \cdot 2,37 = 535945312 \text{ м}^3$$

Вывод. С углублением карьера возрастает общий объем карьера.



Исходные данные к работе №2

«Определение объема, размеров, производительности и срока службы карьера, запасов полезного ископаемого и коэффициента вскрыши»

Варианты	L, м	M, км	H _к , м	h _н , м	$\gamma_{\text{пи}}$, т/м ³	$\gamma_{\text{ср}}$, град	η_u	$\frac{P_{\text{пи}}}{\text{млн .т}}$ год
1	1200	300	350	45	2,8	40	0,92	10,7
2	1500	400	460	40	2,9	39	0,93	20,7
3	1700	500	170	20	3,0	38	0,94	12,8
4	1600	450	280	30	3,1	36	0,92	16,1
5	1400	350	390	40	3,2	35	0,93	14,0
6	1300	250	200	20	3,3	34	0,94	6,1
7	1900	550	210	30	3,2	33	0,93	17,9
8	1800	180	220	40	3,1	32	0,94	5,8
9	1900	280	330	30	3,0	31	0,95	15,4
10	2000	380	240	10	2,9	40	0,96	15,1
11	2200	200	450	25	3,1	41	0,97	20,0
12	1300	100	210	40	3,4	42	0,92	2,5
13	1500	250	180	15	2,1	43	0,93	4,5
14	1900	150	250	30	2,8	44	0,94	5,7
15	1200	230	320	45	2,7	45	0,92	7,9
16	1800	210	280	20	2,5	44	0,94	9,1
17	2200	190	345	25	3,0	43	0,95	13,2
18	1900	245	360	35	1,9	40	0,92	3,7
19	2100	320	500	10	2,7	39	0,93	9,9
20	1600	195	370	12	2,5	38	0,95	9,7

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №3

Определение параметров механического рыхления горных пород и производительности рыхлителей.

Цель работы – изучить параметры механического рыхления горных пород и освоить методику определения производительности рыхлителей.

Одним из способов подготовки горных пород к выемке является механическое рыхление. Для подготовки плотных, смёрзшихся и полускальных горных пород к выемке используются различные средства механического рыхления: ковш экскаватора, специальный струг и тракторный рыхлитель.

Наиболее распространено рыхление тракторными рыхлителями (рис 3.1.).

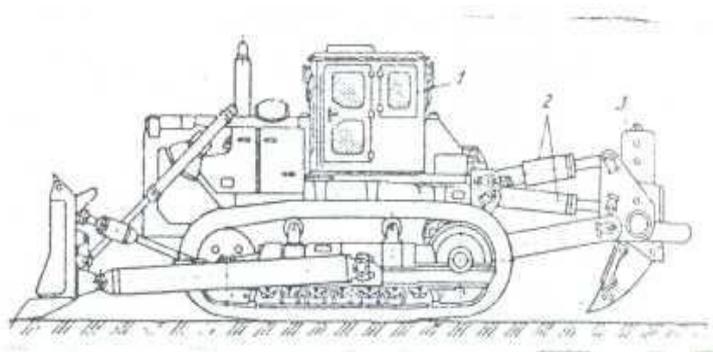


Рис. 3.1. Конструктивная схема навесного рыхлителя:

- 1 – базовый трактор,
- 2 – гидроцилиндры управления,
- 3 – рабочий орган (зуб).

Механическое рыхление применяется при слойной селективной разработке маломощных слоев полезных ископаемых и пород, при разработке мерзлых пород, на вспомогательных работах, на горных работах вблизи ответственных сооружений, где применение буровзрывного способа подготовки горных пород к выемке недопустимо.

Процесс механического рыхления начинается заглабления зуба, которое происходит при движении трактора. В дальнейшем, при горизонтальной поверхности массива рыхление производится параллельными ходами рыхлителя по челноковой схеме (рис 3.2.).

Специальные прицепные или навесные рыхлители применяют для предварительного механического рыхления горных пород на глубину до 0,4-0,5 м (прицепные) и до 1,5-2,0 м навесные. Для подготовки полускальных пород

применяют однозубые рыхлители, а в плотных породах целесообразнее использовать многозубые рыхлители для увеличения их производительности (приложение 3.1.)

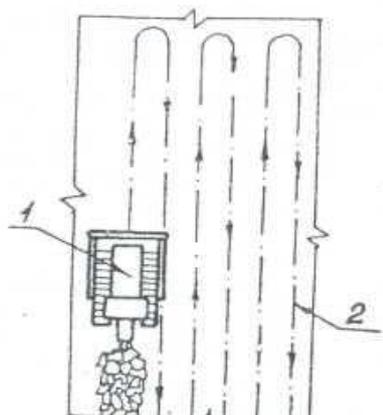


Рис. 3.3. Схема параллельных смежных ходов рыхлителя:

1 -бульдозер-рыхлитель, 2- ось хода бульдозера-рыхлителя.

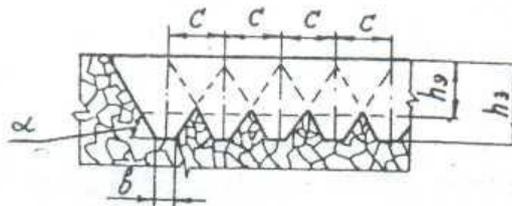


Рис. 3.2. Схема рыхления массива при параллельных смежных ходах рыхлителя.

При движении рыхлителя порода разрушается в контуре трапецевидной прорези (рис.3.3). Между смежными прорезями в нижней части сечения получают «целики» - зоны неразрушенной породы. Для уменьшения объема «целиков» и соответственно увеличения глубины h_1 эффективного рыхления применяют дополнительные перекрестные ходы. В этом случае глубина h_1 практически совпадает с величиной заглабления h_2 зуба. Углы наклона боковых стенок прорези которой $40-70^\circ$, глубина от 0,2 до 1 м. Расстояние между соседними прорезями зависит от плотности и трещиноватости пород и составляет 0,8-1,2 м.

Требуемая кусковатость рыхления и производительности рыхлителя регулируется изменением глубины рыхления h_1 . Угла рыхления γ , расстояние между параллельными смежными проходами s_p и схемы движения рыхлителя.

Рыхление породного массива производится при параллельных смежных проходах рыхлителя, расстояние которыми выбирается из условия обеспечения требуемой кусковатости и максимальной глубины эффективного

рыхления массива h_3 . Между смежными прорезями в нижней части сечения образуются «целики» - зоны неразрыхленной породы, затрудняющие выемку горной массы глубина эффективного рыхления h_3 меньше заглубления h_3 зуба. В связи с этим целесообразны дополнительные перекрестные проходы рыхлителя перпендикулярно или диагонально первоначальным проходам для разрушения целиков и обеспечения лучшей кусковатости горной массы. Расстояние между перекрестными проходами $c_p = (1,2 \div 1,5) \cdot c_p$.

Выполнит расчет технической и сменной производительности рыхлителя Д-625А при параллельных и параллельно-перекрестных проходах.

Порядок выполнения работы:

3.1. Расстояние между параллельными проходами (c_p , м)

определяется по формуле:

$$c_p = \kappa_1 \cdot h_3 \cdot \operatorname{ctg} \alpha + 0,5 \cdot v \quad (3.1)$$

где: κ_1 - коэффициент, учитывающий форму поперечного сечения

прорези (приложение 3.2);

v - ширина основания борозды (приложение 3.2), м

α - углы наклона боковых стенок прорези, град.

3.2. Производительность рыхлителя при параллельных проходах (Q_p , м³/ч) определяется по формуле:

$$Q_p = \frac{3600 \cdot c_p \cdot h_3 \cdot \kappa_u}{\frac{1}{g_p} + \frac{\tau}{L}} \quad (3.2)$$

где: c_p - расстояние между параллельными проходами м;

κ_u - коэффициент использования рыхлителя $\kappa_u = 0,7 \div 0,8$;

h_3 - глубина заглубления зуба,

g_p - техническая скорость рыхления, м/с;

τ - время переезда рыхлителя на следующую борозду,

$$\tau = 30 \div 50 \text{ с};$$

L - длина параллельного реза, м.

3.3. Глубина эффективного рыхления ($h_{\text{э}}$, м) находится по формуле:

$$h_{\text{э}} = \frac{1}{\kappa_2} \cdot \left[\kappa_1 \cdot h_3 - \frac{\text{tg } \alpha}{2} \cdot (C_p - \epsilon) \right] \quad (3.3)$$

где: κ_2 - коэффициент, учитывающий влияние состояния массива на размеры неразрушенных гребней (приложение 3.2);

h_3 - глубина заглубления зуба, м.

3.4. Производительность рыхлителя ($Q_{\text{п.н}}$, м³/ч) при параллельно-перекрестных проходах:

$$Q_{\text{п.н}} = \frac{3600 \cdot h_{\text{э}} \cdot \kappa_u}{\frac{1}{g_p} \cdot \left(\frac{1}{C_p} + \frac{1}{C_d} \right) + \tau \cdot \left(\frac{1}{C_p \cdot L} + \frac{1}{C_d \cdot B} \right)} \quad (3.4)$$

где: B - длина перекрестного реза, м;

L - длина параллельного реза., м;

C_d - расстояние между перекрестными проходами,

$$C_d = (1,2 \div 1,5) \cdot C_p .$$

3.5. Сменная производительность экскаватора определяется по формуле:

при параллельных проходах ($Q_{\text{п.см}}$, м³/смену):

$$Q_{\text{п.см}} = Q_p \cdot T_{\text{см}} \quad (3.5)$$

где: $T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, $T_{\text{см}} = 8$ ч.

при параллельно-перекрестных проходах ($Q_{\text{п.н.см}}$, м³/смену):

$$Q_{p.n.cm} = Q_{p.n} \cdot T \quad (3.6)$$

Исходные данные для индивидуального расчета параметров механического рыхления горных пород и производительности рыхлителей приведены в приложениях 3.3.

ПРИМЕР

Дано: Горная порода – доломит.

Характеристика пород по трещиноватости в массиве – **сильнотрещиноватые.**

$$\begin{aligned} \alpha &= 49^\circ; & \kappa_1 &= 1,00; \\ \kappa_2 &= 0,8; & \epsilon &= 6,0 \cdot \epsilon_1 = 6,0 \cdot 0,3 = 1,8 \text{ м}; \\ \kappa_u &= 0,7; & h_3 &= 0,2 \text{ м}; & B &= 270 \text{ м}; \\ L &= 190 \text{ м}; & g_p &= 0,5 \text{ м/с}; & T_{cm} &= 8 \text{ ч}. \end{aligned}$$

РЕШЕНИЕ:

3.1. Расстояние между параллельными проходами (C_p , м) определяется по формуле:

$$C_p = \kappa_1 \cdot h_3 \cdot \text{ctg } \alpha + 0,5 \cdot \epsilon = 1,00 \cdot 0,2 \cdot 0,8 + 0,5 \cdot 1,8 = 1,06 \text{ м}$$

3.2. Производительность рыхлителя при параллельных проходах (Q_p , м³/ч) определяется по формуле:

$$Q_p = \frac{3600 \cdot C_p \cdot h_3 \cdot \kappa_u}{\frac{1}{g_p} + \frac{\tau}{L}} = \frac{3600 \cdot 1,06 \cdot 0,2 \cdot 0,7}{\frac{1}{0,5} + \frac{30}{190}} = 248,48 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

3.3. Глубина эффективного рыхления (h_3 , м) находится по формуле:

$$h_3 = \frac{1}{\kappa_2} \cdot \left[\kappa_1 \cdot h_3 - \frac{\text{tg } \alpha}{2} \cdot (C_p - \epsilon) \right] = \frac{1}{0,8} \cdot \left[1,00 \cdot 0,2 - \frac{1,1}{2} \cdot (1,06 - 1,8) \right] = 0,75 \text{ м}$$

3.4. Производительность рыхлителя при параллельно-перекрестных проходах ($Q_{p.n}$, м³/ч):

$$Q_{p.n} = \frac{3600 \cdot h_{\text{э}} \cdot \kappa_u}{\frac{1}{g_p} \cdot \left(\frac{1}{C_p} + \frac{1}{C_{\text{д}}} \right) + \tau \cdot \left(\frac{1}{C_p \cdot L} + \frac{1}{C_{\text{д}} \cdot B} \right)} =$$

$$= \frac{3600 \cdot 0,75 \cdot 0,7}{\frac{1}{0,5} \cdot \left(\frac{1}{1,06} + \frac{1}{1,27} \right) + 30 \cdot \left(\frac{1}{1,06 \cdot 270} + \frac{1}{1,27 \cdot 190} \right)} = 517,80 \text{ м}$$

$$C_{\text{д}} = (1,2 \div 1,5) \cdot C_p = 1,2 \cdot 1,06 = 1,27 \text{ м}$$

3.5. Сменная производительность экскаватора определяется по формуле:
при параллельных проходах ($Q_{p.см}$, м³/смену):

$$Q_{p.см} = Q_p \cdot T_{см} = 248,48 \cdot 8 = 1987,84 \text{ м}^3 / \text{смену}$$

где: $T_{см}$ - продолжительность смены, $T_{см} = 8$ ч.

при параллельно-перекрестных проходах ($Q_{p.n.см}$, м³/смену):

$$Q_{p.n.см} = Q_{p.n} \cdot T = 517,80 \cdot 8 = 4142,4 \text{ м}^3 / \text{смену}$$

ПРИЛОЖЕНИЕ 3.1

Технологические параметры рыхлителей.

Показатели	Гусеничные рыхлители					Колесный рыхлитель
	Д-51С	ДЗ-117ХЛ	ДП-22С	ДЗ-95С	Д-652АС	
Базовый трактор, модель	Т-100 МГП	Т-130,1	Т-180КС	Т-330	ДЭГ-250М	Специальное шасси
Мощность двигателя кВт	79,5	118	132	243	-	404
Навесное оборудование: число зубьев	3	1	1-3	3	3	3
заглубление зубьев, мм	400	450	500	700	700	700
Масса рыхлителя, т	1,4	1,44	3,1	5,01	5,92	-
Масса рыхлителя с трактором, т	12,4	19,4	19,2	36,75	37,68	59,25

ПРИЛОЖЕНИЕ 3.2.

Значение коэффициентов κ_1 , κ_2 и ширина основания прорези b .

Характеристика пород по трещиноватости в массиве	Показатели			
	A_i	κ_1	κ_2	$\epsilon, \text{ м}$
Малотрещиноватые	0,6-0,9	0,75-0,90	0,95-1,00	$(1,5-2,0) \cdot \epsilon_1$
Среднетрещиноватые	0,4-0,6	0,90-1,00	0,90-0,95	$(2,0-3,5) \cdot \epsilon_1$
Сильнотрещиноватые	$< 0,4$	1,00	0,8-0,9	$(3,5-6,0) \cdot \epsilon_1$

ϵ_1 - ширина наконечника рыхлителя, м $\epsilon_1 = 0,1-0,3$ м

ПРИЛОЖЕНИЕ 3.3

Исходные данные к работе №3

«Определение параметров механического рыхления горных пород и производительности рыхлителей».

Варианты	Горные породы	Характеристика пород по трещиноватости в массиве	L м	B М	g_p м/с	h_s м	α , град
1	Каменный уголь	Малотрещиноватые	300	100	1,5	1,0	60
2	Разрушенные сланцы	Среднетрещиноватые	280	130	1,0	0,9	55
3	Мягкий известняк	Сильнотрещиноватые	260	160	0,8	0,6	45
4	Мергель	Малотрещиноватые	240	150	1,1	0,8	40
5	Гипс	Малотрещиноватые	220	110	1,2	0,7	43
6	Мрамор	Среднетрещиноватые	300	200	0,4	0,6	50
7	Доломит	Сильнотрещиноватые	270	190	0,5	0,2	49
8	Опока	Малотрещиноватые	250	170	1,0	0,7	53
9	Мел	Малотрещиноватые	240	150	0,9	0,6	45
10	Сланцы	Среднетрещиноватые	210	115	0,8	0,8	44
11	Каменный уголь	Малотрещиноватые	285	185	1,4	1,0	59
12	Разрушенные сланцы	Среднетрещиноватые	265	175	1,3	0,9	57
13	Мягкий известняк	Сильнотрещиноватые	245	165	1,2	0,7	55
14	Мергель	Малотрещиноватые	235	145	1,0	0,6	53

15	Гипс	Малотрещиноватые	225	125	0,8	0,8	54
16	Мрамор	Среднетрещиноватые	215	105	0,6	0,3	48
17	Доломит	Сильнотрещиноватые	275	115	0,7	0,4	47
18	Опока	Малотрещиноватые	255	165	0,9	0,6	45
19	Мел	Малотрещиноватые	295	155	1,0	0,7	55
20	Сланцы	Среднетрещиноватые	205	105	1,2	0,8	51

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №4

Расчет производительности бурового станка.

Цель работы – изучить методику определения производительности буровых станков типа СБШ.

Взрывные работы производятся в тех случаях, когда непосредственная выемка пород невозможна или затруднена без предварительного их отделения от массива и рыхления. При подготовке крепких горных пород буровзрывным способом для размещения взрывчатых веществ в массиве необходимо бурить скважины. Физико-механические свойства горных пород значительно различаются. Поэтому для бурения взрывных скважин применяются несколько типов буровых станков, отличающихся характером воздействия на забой скважины. Выбор типа бурового станка зависит от свойств горных пород. Для оценки свойств горных пород применительно к бурению взрывных скважин используется относительный показатель «трудности бурения породы» - P_6 .

Цель бурения – создание в породном массиве скважин или шпуров. Бурение скважин – трудоемкий и дорогостоящий процесс, особенно в скальных весьма трудно- и трудноразрушаемых породах.

Бурение скважин и шпуров на карьерах производится специальными породоразрушающими (буровыми) машинами, разделяемые на две группы:

1. Механического воздействия на забой скважины (ударное, вращательное и ударно-вращательное бурение);
2. Физических методов воздействия на забой скважины (термическое, гидравлическое, взрывное и др.).

Станки шарошечного бурения получили наибольшее распространение (ими производится 63,5% объема буровых работ) для бурения скважин диаметром 190-320 мм и глубиной до 35 метров в породах с $P_6=5\div 16$. Основные их достоинства – высокая производительность (20-150 м/смену), непрерывность процесса бурения, возможность его автоматизации; недостатки – большая масса станков и малая стойкость долот в труднобуримых породах.

Станки типа СБШ предназначены для бурения взрывных скважин на открытых горных разработках в сухих и обводненных, монолитных и

трещиноватых породах и состоят из следующих основных узлов: гусеничного хода с индивидуальным приводом на каждую гусеницу; машинного отделения с малостанцией, компрессорной установкой и электрооборудованием; мачты; рабочего органа; механизма вращения и подачи бурового става; механизма свинчивания-развинчивания штанг; сепаратора; пылеулавливающей установки или емкости для воды; кабины машиниста; гидро- и пневмосистем. Подъем и опускание мачты осуществляются с помощью двух гидроцилиндров, горизонтирование станка – с помощью трех или четырех гидродомкратов.

В условное обозначение станка входят тип станка и условный диаметр пробуруваемой скважины в миллиметрах, например СБШ-320-36, диаметр скважины – 320 мм, глубина скважины – 36 м.

Станок 5СБШ-200-36 является модернизированным вариантом станка 2СБШ-200Н и состоит из ходовой части типа УГ-60. Кассетирующее устройство крепится впереди мачты.

Станок 3СБШ-200-60 также создан на базе 2СБШ-200Н. На станке предусмотрены система автоматизированного управления режимами бурения и кабельные барабаны.

Станок СБШ-250МН-32 предназначен для бурения скважин диаметром 250 мм с осевым усилием 300 кН глубиной до 32 м в породах с $f=8\div 14$. На базе СБШ-250МН-32 созданы буровые станки: СБШ-250-МНА-32, СБШ-250-55 и СБШ-250 МНР.

Станок СБШ-250-МНА-32 отличается наличием системы автоматического регулирования подачи компрессора и механизма свинчивания-развинчивания буровых штанг, позволяющего наращивать буровой став из кабины машиниста без применения ручного труда.

Станок СБШ-250-55 характеризуется следующими особенностями: наличием мачты с двумя сепараторами, что позволяет бурить скважины глубиной до 55 м; применением штанг диаметром 219 мм, вместо, что увеличивает скорость потока воздуха в затрубном пространстве с 25 до 45 м/с и позволяет бурить скважины диаметром до 270 мм...

Станок СБШ-250 МНР предназначен для шарошечного бурения вертикальных взрывных скважин и последующего термического расширения их заряжаемой части в породах и рудах ($f > 12$). Удлиненная мачта позволяет бурить скважины без наращивания штанг на уступах высотой до 17 м.

Станок СБШ-320-36 предназначен для бурения скважин диаметром 320 мм глубиной до 36 м в породах с $f > 18$. Ходовое оборудование – двухгусеничное с индивидуальным приводом.

Выполнить расчет технической скорости бурения и сменной производительности бурового станка типа СБШ по исходным данным (приложение 4.1).

Порядок выполнения работы:

4.1. По заданным величинам $\sigma_{сж}, \sigma_{сд}, \gamma$ определяется показатель буримости горных пород (Π_s):

$$\Pi_s = 0,07 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сд}) + 0,7 \cdot \gamma \quad (4.1)$$

где: $\sigma_{сж}$ - предел прочности породы на сжатие, Мпа;

$\sigma_{сд}$ - предел прочности породы на сдвиг, Мпа;

γ - плотность горных пород, т/м³.

По показателю буримости (Π_s) определяется класс горных пород:

I класс – легкобуримые ($\Pi_s = 1 \div 5$);

II класс – породы средней трудности бурения ($\Pi_s = 5,1 \div 10$);

III класс – труднобуримые породы ($\Pi_s = 10,1 \div 15,0$);

IV класс – весьма труднобуримые породы ($\Pi_s = 15,1 \div 20,0$);

V класс – исключительно труднобуримые породы ($\Pi_s = 20,1 \div 25,0$).

4.2. В зависимости от показателей буримости пород (Π_s) и заданного диаметра долота (d_d) по графику (приложение 4.2) определяется частота вращения бурового става (n_b).

4.3. Рассчитывается оптимальное осевое усилие (P_o , кН) по выражению:

$$P_o \geq k \cdot \Pi_\delta \cdot d_d \quad (4.2)$$

где: d_d - диаметр долота, см;

Π_δ - показатель буримости пород;

k - коэффициент, зависящий от показателя буримости (приложение 4.3).

4.4. Рассчитывается техническая скорость бурения (g_b , м/ч) скважин станками СБШ:

$$g_b = \frac{P_o \cdot n_b^{0.8}}{\Pi_b^{1.6} \cdot d_d}, \quad (4.3)$$

где: P_o – оптимальное осевое усилие, кН;

n_b - оптимальная частота вращения бурового става, мин⁻¹;

Π_b - показатель буримости пород;

d_d - диаметр долота (коронки), см..

4.5. По заданным величинам $T_{CM}, T_{ПЗ}, T_P, T_B$ и полученному значению g_b рассчитывается сменная производительность станка (A_b^{CM} , м/смену):

$$A_b^{CM} = \frac{T_{CM} - (T_{ПЗ} + T_P)}{g_b^{-1} + T_B}, \quad (4.4)$$

где: T_{CM} – продолжительность смены, ч;

$T_{ПЗ}$ - затраты времени на подготовительно-заключительные, операции в течение смены, ч

T_P - затраты времени на ремонты в течение смены, ч;

g_b - техническая скорость бурения, м/ч.

. Определяется суточная производительность бурового станка (A_b^c , м/сутки):

$$A_b^c = A_b^{CM} \cdot n_{cm} \quad (4.5)$$

где: n_{cm} - количество рабочих смен станка в сутки ($n_{cm} = 2 \div 3$)

4.7. Определяется годовая производительность станка (A_b^z , м/год):

$$A_b^z = A_b^c \cdot n_{pdc} \quad (4.6)$$

где: n_{pdc} - число рабочих дней станка в году (с учетом вычета времени ремонтов, перемещений с участка на участок, остановок в работе

по климатическим условиям и др.) для станков СБШ $n_{\text{р.д.}} = 230 \div 280$ дней.

4.8. Рассчитывается парк буровых станков.

Списочный парк станков ($N_{\text{б.с.}}$, шт):

$$N_{\text{б.с.}} = \frac{V_{\text{з.м.}}}{A_{\text{б.}}^{\text{з.}} \cdot q_{\text{з.м.}}} \quad (4.7)$$

где: $V_{\text{з.м.}}$ - годовой объем обуриваемой горной массы, м³ (принимается

$V_{\text{з.м.}} = \Pi_{\text{з.м.}}$ результатам выполнения практической работы №2)

$q_{\text{з.м.}}$ - выход взорванной горной массы с 1 п.м. скважины м³/м

(принимается по результатам выполнения практической работы №5).

Рабочий парк буровых станков ($N_{\text{б.р.}}$, шт)

$$N_{\text{б.р.}} = \frac{N_{\text{б.с.}}}{\kappa_{\text{рез}}} \quad (4.8)$$

где: $\kappa_{\text{рез}}$ - коэффициент резерва буровых станков.

$$\kappa_{\text{рез}} = \frac{T_{\text{з.}}}{n_{\text{р.д.}}}$$

где: $T_{\text{з.}}$ - число рабочих дней карьера в году ($T_{\text{з.}} = 350$ дней).

4.9. Исследовать зависимость технической скорости бурения ($g_{\text{б.}}$, м/ч) от показателя буримости пород ($\Pi_{\text{б.}}$).

Производится расчет $g_{\text{б.}}$ для пяти значений $\Pi_{\text{б.}}$. За базовое значение принимается $\Pi_{\text{б.}}$, полученное при решении задачи 3. Интервал варьирования $\Delta \Pi_{\text{б.}} = 0,5 \div 1,5$. Два принятых значения $\Pi_{\text{б.}}$ должны превышать базовое и два меньше его. Область варьирования показателя буримости должна находиться в пределах $6 < \Pi_{\text{б.}} < 18$. Строится график $g_{\text{б.}} = f(\Pi_{\text{б.}})$

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные формулы, все необходимые расчеты, а также график зависимости $g_{\text{б.}} = f(\Pi_{\text{б.}})$ на миллиметровой бумаге.

ПРИМЕР.

Дано: $d_o = 320$ мм; $\sigma_{сж} = 145$ Мпа;
 $\sigma_{сд} = 17$ Мпа; $\gamma = 3,7$ Т/м³;
 $T_{см} = 8$ с; $T_g = 0,03$ с; $(T_{пз} + T_p) = 0,6$ с.

РЕШЕНИЕ:

1.1. По заданным величинам $\sigma_{сж}, \sigma_{сд}, \gamma$ определяется показатель буримости горных пород (Π_g):

$$\Pi_g = 0,07 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сд}) + 0,7 \cdot \gamma = 0,07 \cdot (145 + 17) + 0,7 \cdot 3,7 = 6,9$$

II класс – породы средней трудности бурения ($\Pi_g = 5,1 \div 10$);

1.2. В зависимости от показателей буримости пород (Π_g) и заданного диаметра долота (d_d) по графику (приложение 4) определяется частота вращения бурового става (n_B)

$$\Pi_g = 6,9; d_o = 320 \text{ мм}; n_g = 260 \text{ мин}^{-1}$$

1.3. Рассчитывается оптимальное осевое усилие (P_o , кН) по выражению:

$$P_o \geq k \cdot \Pi_g \cdot d_d = 0,7 \cdot 6,9 \cdot 32 = 154 \text{ кН}$$

1.4. Рассчитывается техническая скорость бурения (g_B , м/ч) скважин станками СБШ:

$$g_B = \frac{P_o \cdot n_B^{0,8}}{\Pi_B^{1,6} \cdot d_d} = \frac{3,5 \cdot P_o \cdot n_B}{\Pi_B \cdot d_d^2} = \frac{3,5 \cdot 154 \cdot 260}{6,9 \cdot 32^2} = 19,8 \text{ м / ч}$$

1.5. По заданным величинам $T_{см}, T_{пз}, T_p, T_B$ и полученному значению g_B рассчитывается сменная производительность станка ($A_B^{сМ}$, м/смену):

$$A_B^{сМ} = \frac{T_{см} - (T_{пз} + T_p)}{g_B^{-1} + T_B} = \frac{8 - 0,6}{\frac{1}{19,8} + 0,03} = 92,5 \text{ м / смену}$$

1.6. Определяется суточная производительность бурового станка ($A_g^с$, м/сутки):

$$A_B^с = A_B^{сМ} \cdot n_{см} = 92,5 \cdot 2 = 185 \text{ м / сутки}$$

1.7. Определяется годовая производительность станка ($A_g^г$, м/год):

$$A_B^г = A_B^с \cdot n_{гдс} = 185 \cdot 250 = 46250 \text{ м / год}$$

Годовой объем обуриваемой горной массы $V_{зм}$, принимается $V_{зм} = \Pi_{зм}$ по результатам выполнения практической работы №2.

$$V_{зм} = \Pi_{зм} = 13747200 \quad \text{м}^3 / \text{год}$$

1.8. Рассчитывается парк буровых станков.

Списочный парк станков ($N_{бс}$, шт):

$$N_{бс} = \frac{V_{ГМ}}{A_{Б}^u \cdot q_{ГМ}} = \frac{13747200}{46250 \cdot 46,9} = 6,33 \approx 6 \text{ шт}$$

Рабочий парк буровых станков ($N_{бр}$, шт)

$$T_z = 350$$

$$N_{бр} = \frac{N_{бс}}{K_{рез}} = \frac{6,33}{1,4} = 4,5 \approx 5 \text{ шт}$$

$$K_{рез} = \frac{T_{\dot{y}}}{n_{рДС}} = \frac{350}{250} = 1,4,$$

1.9. Исследуем зависимость технической скорости бурения (g_{σ} , м/ч) от показателя буримости пород (Π_{σ}).

Базовое значение $\Pi_{\sigma} = 6,9$, $g_{\sigma} = 19,8 \text{ м/ч}$

$$\Pi_{\sigma 1} = 6 \quad g_{\sigma} = \frac{3,5 \cdot P_o \cdot n_B}{\Pi_B \cdot d_D^2} = \frac{3,5 \cdot 154 \cdot 260}{6 \cdot 32^2} = 22,8 \text{ м/ч}$$

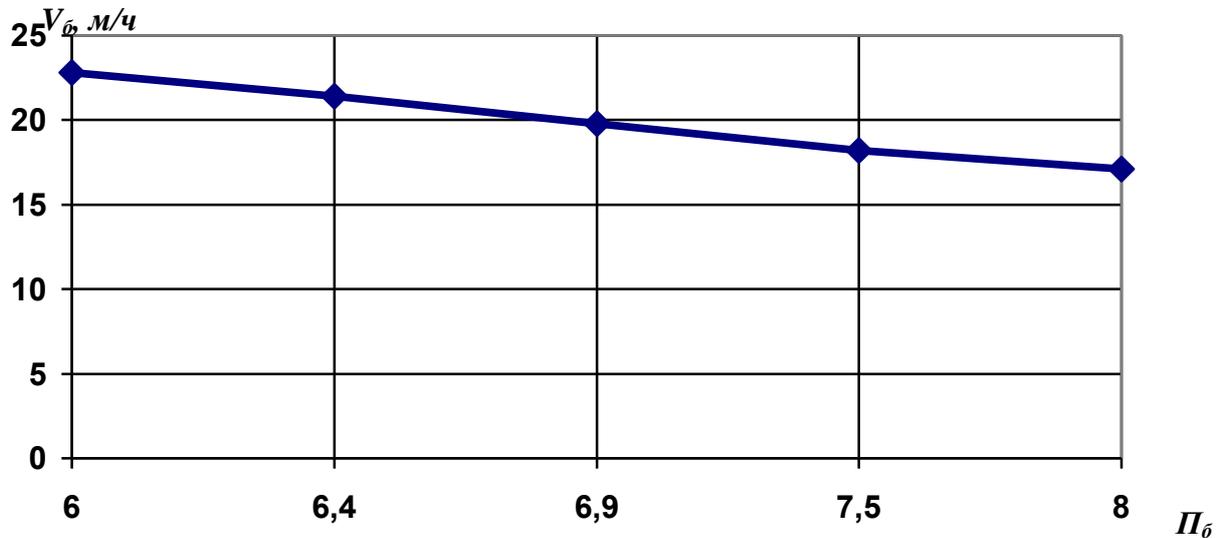
$$\Pi_{\sigma 2} = 6,4 \quad g_{\sigma} = \frac{3,5 \cdot P_o \cdot n_B}{\Pi_B \cdot d_D^2} = \frac{3,5 \cdot 154 \cdot 260}{6,4 \cdot 32^2} = 21,4 \text{ м/ч}$$

$$\Pi_{\sigma} = 6,9, \quad g_{\sigma} = 19,8 \text{ м/ч}$$

$$\Pi_{\sigma 3} = 7,5 \quad g_{\sigma} = \frac{3,5 \cdot P_o \cdot n_B}{\Pi_B \cdot d_D^2} = \frac{3,5 \cdot 154 \cdot 260}{7,5 \cdot 32^2} = 18,2 \text{ м/ч}$$

$$\Pi_{\sigma 4} = 8 \quad g_{\sigma} = \frac{3,5 \cdot P_o \cdot n_B}{\Pi_B \cdot d_D^2} = \frac{3,5 \cdot 154 \cdot 260}{8 \cdot 32^2} = 17,1 \text{ м/ч}$$

Вывод: с возрастанием показателя буримости снижается техническая скорость бурения.

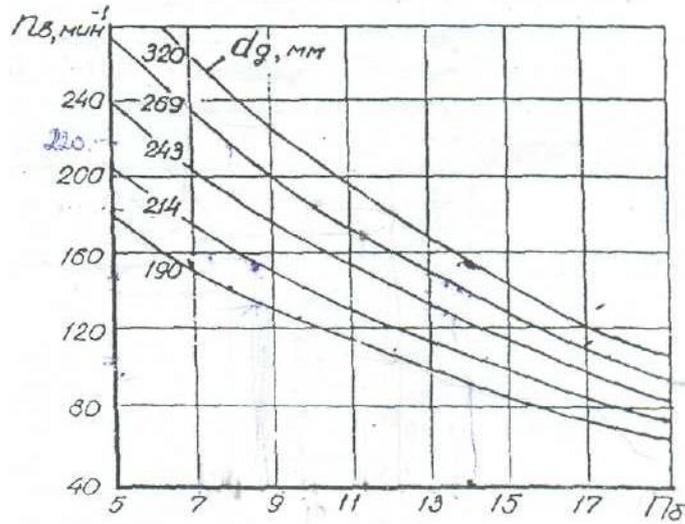


ПРИЛОЖЕНИЕ 4.1

**Исходные данные к работе №4
«Расчет производительности бурового станка»**

Вариант	$d_o, \text{ мм}$	$\sigma_{сж}, \text{ МПа}$	$\sigma_{сд}, \text{ МПа}$	$\gamma, \text{ т/м}^3$	$T_{см}, \text{ ч}$	$T_{в}, \text{ с}$	$(T_{пз}+T_p) \text{ с}$
1	214	97	13	3,4	8	0,03	0,5
2	190	80	9	3,0	12	0,03	0,7
3	243	140	14	3,8	8	0,04	0,6
4	320	159	16	2,7	12	0,04	0,7
5	243	120	10	2,5	8	0,05	0,5
6	214	87	10	3,9	12	0,05	0,7
7	320	145	17	3,7	8	0,03	0,6
8	214	90	10	2,7	12	0,03	0,7
9	190	95	17,5	2,8	8	0,04	0,5
10	269	113,5	8,5	2,9	12	0,04	0,7
11	320	164	8,5	3,1	8	0,05	0,6
12	320	152	9	4,0	12	0,05	0,7
13	269	112	14	3,4	8	0,03	0,5
14	190	80	8	2,3	12	0,03	0,7
15	269	100	15	2,4	8	0,04	0,6
16	190	160	10	3,2	12	0,03	0,7
17	320	164	9	2,7	8	0,04	0,6
18	214	145	16	2,3	12	0,03	0,5
19	269	150	15	3,1	8	0,04	0,7
20	214	80	12	2,5	12	0,05	0,6

Зависимость оптимальной скорости вращения бурового става станков СБШ от Π_6 и d_g



Значение коэффициента k в зависимости от показателя буримости горных пород

Π_6	>8	10	12	14	16	18
k	0,700	0,725	0,750	0,775	0,800	0,825

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 5

Расчет заряда одиночной скважины.

Цель работы – изучить параметры и освоить принципы расчета скважинных зарядов.

При подготовке крепких горных пород к выемке буровзрывным способом для размещения взрывчатых веществ в массиве необходимо бурить взрывные скважины. К основным параметрам взрывной скважины относятся глубина, диаметр и угол наклона скважины.

Глубина скважины относится высотой взрываемого уступа, углом наклона скважины к горизонту и величиной перебура скважины ниже отметки подошвы уступа. По величине угла β различают горизонтальные, наклонные и вертикальные скважины. **Перебур скважины** необходим для качественного разрушения пород в подошве уступа. Перебур ведет к увеличению объема бурения, нарушению кровли уступа, вследствие чего в легко взрываемых породах его принимают минимальным. **Длина заряда в скважине** желательна максимальная для рассредоточения заряда по высоте уступа, что улучшает дробление пород. Концентрация заряда при увеличении диаметра скважины ведет к увеличению кусковатости взорванной породы, выхода «негабарита» и объема переизмельчаемой породы вблизи заряда. **Забойка скважины** должна быть плотной, ее длина, с одной стороны, должна быть достаточной для предотвращения утечек продуктов взрыва, выброса породы и образования сильной ударной воздушной волны. В качестве материала для забойки применяются буровая мелочь, песок, щебень, хвосты обогатительных фабрик с размерами частиц не более 50 мм. **Диаметр скважины** должен обеспечить размещение требуемого для взрыва заряда ВВ при установленной его длине $l_{ВВ}$, а также возможно большую зону регулируемого дробления заряда. С диаметром заряда тесно связано возможное расстояние от центра заряда до свободной поверхности, т.е. **линия наименьшего сопротивления** $l_{нс}$. Горизонтальное расстояние от оси

скважин до нижней бровки уступа W называется сопротивлением по подошве. Отношение $m = a / W$ называют коэффициентом сближения скважин.

Выполнить расчет заряда одиночной скважины и параметров расположения скважин на уступе при однорядном расположении скважин.

Порядок выполнения работы.

5.1. По заданному диаметру шарошечного долота (приложение 5.1) определяется диаметр взрывных скважин (d_c , мм):

$$d_c = d_d \cdot \kappa_{разб} \quad (5.1)$$

где: d_d - диаметр долота, мм;

$\kappa_{разб}$ - коэффициент разбуривания, принимаемый в зависимости от крепости пород (приложение 5.2)

5.2. Определяется длина перебура ($l_{пер}$, м):

$$l_{пер} = 11 \cdot d_c \quad (5.2)$$

5.3. Определяется длина скважины (l_c , м):

$$l_c = H_y + l_{пер} \quad (5.3)$$

где: H_y - высота уступа, м.

5.4. Принимается (задается) тип ВВ и конструкция скважины (зарядов).

5.5. Определяется длина забойки ($l_{заб}$, м):

$$l_{заб} = 0,27 \cdot l_c \quad (5.4)$$

где l_c - длина скважины, м.

5.6. Определяется длина заряда в скважине ($l_{зар}$, м)

$$l_{зар} = l_c - l_{заб} \quad (5.6)$$

5.7. Определяется удельная вместимость скважины (ρ , кг/м)

$$\rho = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta \quad (5.7)$$

где: d_c - диаметр скважины, дм;

Δ - плотность заряда в скважине, кг/дм³.

5.8. Устанавливается удельный расход эталонного ВВ (q' , кг/м³) и вычисляется удельный расход принятого ВВ (q_n , кг/м³)

$$q_n = q' \cdot k_{BB} \quad (5.8)$$

где: k_{BB} - коэффициент, учитывающий тип ВВ.

5.9. Определяется величина преодолеваемой линии сопротивления по подошве (w , м)

$$w = 0,9 \cdot \sqrt{\frac{\rho}{q_n}} \quad (5.9)$$

5.10. Выполняется проверка величины линии сопротивления по подошве по условию

$$W \geq W_{\min},$$

$$W_{\min} = H_y \cdot ctg \alpha + 2 \quad (5.10)$$

где: α - угол откоса уступа, град.

Если $w < w_{\min}$, то в дальнейших расчетах принимается $w = w_{\min}$.

Выполняется проверка $l_{\text{неп}}$ по условию

$$l_{\text{неп}} \leq 0,3 \cdot W \quad (5.11)$$

Если $l_{\text{неп}} > 0,3 \cdot W$, то принимается $l_{\text{неп}} = 0,3 \cdot W$ и производится перерасчет величины l_c , $l_{\text{заб}}$ и $l_{\text{зар}}$.

Определяется масса заряда в скважине (Q_z , кг)

$$Q_z = \rho \cdot l_{\text{зар}} \quad (5.11)$$

Определяется расстояние между скважинами в ряду (a , м)

$$a = \frac{Q_z}{q_n \cdot H_y \cdot W} \quad (5.12)$$

Выполняется проверка величины a по допустимому коэффициенту сближения скважин m

$$m = \frac{a}{W} \quad (5.13)$$

Для пород средней взрываемости $m = 1,0 \div 1,1$.

При расчетном значении m , отличающемся от рекомендуемого необходимая его величина достигается одновременным изменением a и w при условии постоянства объема породы, взрываемой одним зарядом ($w \cdot a = const$, $w > w_{\min}$).

Определяется ширина развала (B_p , м)

$$B_p \approx \kappa_z \cdot \kappa_g \cdot \sqrt{q_n} \cdot H_y \quad (5.14)$$

где: κ_g - коэффициент, характеризующий взрываемость породы (для средневзрываемых пород $\kappa_g = 2,5 \div 3,0$);

κ_z - коэффициент дальности отброса породы, зависящий от принятого интервала замедления между отдельными скважинами (приложение 5.3).

Интервал замедления (τ , мс)

$$\tau = \kappa \cdot W \quad (5.15)$$

где: κ - коэффициент, зависящий от взрываемости пород (для средневзрываемых пород $\kappa = 3,0 \div 4,0$).

Определяется высота развала (h_p , м)

$$h_p \approx \frac{2 \cdot H_y \cdot W \cdot \kappa_p}{B_p} \quad (5.16)$$

где: κ_p - коэффициент разрыхления пород после взрыва (в развале).

При взрывании пород на дробление с однорядным расположением скважин развал имеет форму, близкую к треугольной. При этом $\kappa_p = 1,4 \div 1,6$.

Определяется выход взорванной горной массы с 1 п.м. скважины (q_{zm} , м³/м)

$$q_{zm} = \frac{H_y \cdot a \cdot W}{l_c} \quad (5.17)$$

На миллиметровой бумаге вычертит буровую заходку (план и разрез), взрывные скважины и развал породы (на разрезе) с указанием всех необходимых размеров (рис 5.1)

Исходные данные для расчетов приведены в приложения 5.1, 5.2, 5.3.

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты, а также чертеж буровой заходки в выбранном масштабе.

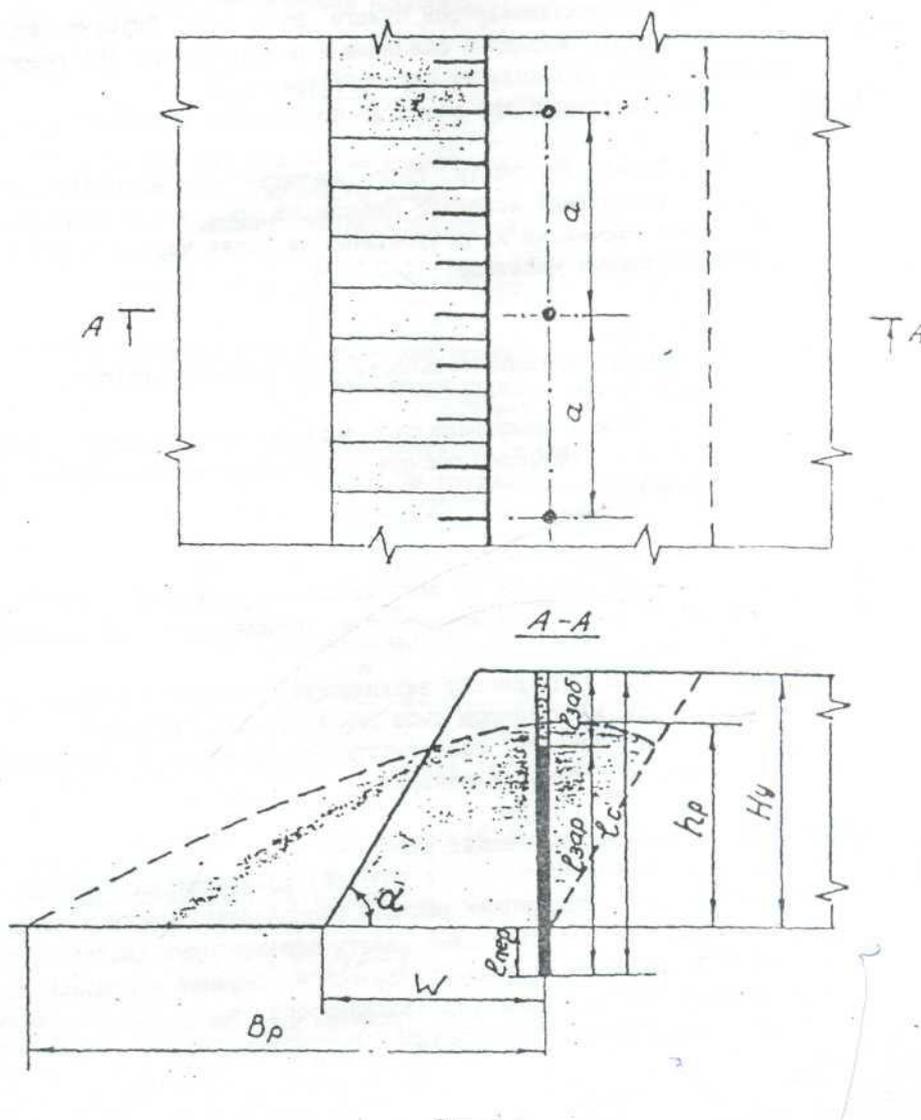


Рис. 5.1. Расположение скважин на уступе.

ПРИМЕР.

Дано: $d_o = 320$ мм; $\kappa_{разб} = 1,02$; $H_y = 18$ м;
 $\Delta = 1,0$ кг/дм³; $k_{вв} = 1,08$; $\alpha = 75^\circ$;
 $\kappa_a = 2,5$; $\kappa_3 = 0,9$; $\kappa = 3$; $\kappa_p = 1,5$.

РЕШЕНИЕ:

5.1. По заданному диаметру шарошечного долота (приложение 5.1) определяется диаметр взрывных скважин (d_c , мм):

$$d_c = d_\partial \cdot \kappa_{разб} = 320 \cdot 1,02 = 326 \text{ мм}$$

5.2. Определяется длина перебура ($l_{пер}$, м):

$$l_{пер} = 11 \cdot d_c = 11 \cdot 0,326 = 3,58 \text{ м}$$

5.3. Определяется длина скважины (l_c , м):

$$l_c = H_y + l_{пер} = 18 + 3,58 = 21,58 \text{ м}$$

5.4. Тип ВВ – Ифзанит Т-80.

5.5. Определяется длина забойки ($l_{заб}$, м):

$$l_{заб} = 0,27 \cdot l_c = 0,27 \cdot 21,58 = 5,8 \text{ м}$$

5.6. Определяется длина заряда в скважине ($l_{зар}$, м)

$$l_{зар} = l_c - l_{заб} = 21,58 - 5,8 = 15,78 \text{ м}$$

5.7. Определяется удельная вместимость скважины (ρ , кг/м)

$$\rho = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta = 7,85 \cdot 3,26^2 \cdot 1 = 83,4 \text{ кг / м}$$

5.8. Устанавливается удельный расход эталонного ВВ (q' , кг/м³) и вычисляется удельный расход принятого ВВ (q_n , кг/м³)

$$q_n = q' \cdot k_{ВВ} = 1,2 \cdot 1,08 = 1,3 \text{ кг / м}^3$$

5.9. Определяется величина преодолеваемой линии сопротивления по подошве (w , м)

$$w = 0,9 \cdot \sqrt{\frac{\rho}{q_n}} = 0,9 \cdot \sqrt{\frac{83,4}{1,3}} = 7,2 \text{ м}$$

5.10. Выполняется проверка величины линии сопротивления по подошве по условию

$$W \geq W_{\min},$$

$$W_{\min} = H_y \cdot \text{ctg } \alpha + 2 = 18 \cdot 0,268 + 2 = 6,8$$

$$7,2 > 6,8$$

5.11. Выполняется проверка $l_{пер}$ по условию

$$l_{пер} \leq 0,3 \cdot W ; \quad 3,58 > 2,16$$

принимаем $l_{пер} = 2,16$

Если $l_{пер} > 0,3 \cdot W$, то принимается $l_{пер} = 0,3 \cdot W$ и производится перерасчет величины $l_c, l_{заб}$ и $l_{зар}$.

$$l_c = 18 + 2,16 = 20,16 \text{ м}$$

$$l_{заб} = 0,27 \cdot l_c = 5,4 \text{ м}$$

$$l_{зар} = l_c - l_{заб} = 14,76 \text{ м}$$

5.12. Определяется масса заряда в скважине (Q_3 , кг)

$$Q_3 = \rho \cdot l_{зар} = 83,4 \cdot 14,6 = 1231 \text{ кг}$$

5.13. Определяется расстояние между скважинами в ряду (a , м)

$$a = \frac{Q_3}{q_n \cdot H_y \cdot W} = \frac{1231}{1,3 \cdot 18 \cdot 7,2} = 7,3 \text{ м}$$

5.14. Выполняется проверка величины a по допустимому коэффициенту сближения скважин $m = 1 \div 1,1$

$$m = \frac{a}{W} = \frac{7,3}{7,2} = 1,01$$

5.15. Определяется ширина развала (B_p , м)

$$B_p \approx \kappa_3 \cdot \kappa_e \cdot \sqrt{q_n} \cdot H_y = 0,9 \cdot 2,5 \cdot \sqrt{1,3} \cdot 18 = 46 \text{ м}$$

Интервал замедления (τ , мс)

$$\tau = \kappa \cdot W = 3 \cdot 7,2 = 21,6$$

5.16. Определяется высота развала (h_p , м)

$$h_p \approx \frac{2 \cdot H_y \cdot W \cdot \kappa_p}{B_p} = \frac{2 \cdot 18 \cdot 7,2 \cdot 1,5}{46} = 8,4 \text{ м}$$

5.17. Определяется выход взорванной горной массы с 1 п.м. скважины

($q_{зм}$, м³/м)

$$q_{зм} = \frac{H_y \cdot a \cdot W}{l_c} = \frac{18 \cdot 7,3 \cdot 7,2}{20,16} = 46,9 \text{ м}^3$$

**Исходные данные к работе №5
«Расчет заряда одиночной скважины»**

Расчет производится для станок шарошечного бурения (СБШ), пород II-IV классов по буримости и взрываемости, III-IV категорий по трещиноватости, сухих вертикальных скважин, сплошных колонковых зарядов.

Вариант	d_d , мм	f	H_y , м	α , град	Тип ВВ	Δ , кг/дм ³	q , кг/м ³	$k_{вв}$
1	214	9,7	10	65	Граммонит 79/21	0,9	0,85	1,00
2	190	8	10	70	=	0,9	0,80	1,00
3	243	14	12	65	=	0,9	0,95	1,00
4	320	15,9	12	70	=	0,9	1,10	1,00
5	243	12,0	15	70	Ифзанит Т-80	1,0	0,90	1,08
6	214	8,7	15	75	=	1,0	0,80	1,08
7	320	14,5	18	75	=	1,0	1,20	1,08
8	214	9	18	80	=	1,0	0,85	1,08
9	190	8,5	10	75	Игданит	1,0	0,80	1,13
10	269	11,4	15	80	=	1,0	0,90	1,13
11	320	16,4	20	65	Граммонит 50/50	1,0	1,20	1,01
12	320	15,2	10	70	=	1,0	1,20	1,01
13	269	11,2	15	65	=	1,0	1,15	1,01
14	190	8	20	70	=	1,0	0,75	1,01
15	269	10	12	70	Ифзанит	1,0	0,80	1,08
16	190	16	10	80	=	1,0	1,20	1,08
17	320	16,4	12	65	=	1,0	1,20	1,08
18	214	14,5	20	70	Граммонит 79/21	0,9	1,15	1,00
19	269	15	15	70	=	0,9	1,20	1,00
20	214	8	20	75	=	0,9	0,80	1,00

Значение коэффициента $k_{разб}$ в зависимости от крепости пород.

Крепость пород f	2	4	6	8-10	12-14	16
$k_{разб}$	1,06	1,05	1,04	1,037-1,031	1,03-1,021	1,02

Значение коэффициента k_3

Время замедления τ , мс	0	10	25	50	75 и более
k_3	1	0,95	0,90	0,85	0,80

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №6.

Расчет производительности карьерных экскаваторов.

Цель работы – ознакомиться с технико-экономическими показателями и освоит методику расчета производительности одноковшовых экскаваторов.

Одноковшовые экскаваторы используются на карьерах как основное добычное, вскрышное отвальное оборудование.

Экскаваторы с ковшом вместимостью более 4 м³ относятся к карьерным. В их типаже приняты следующие обозначения:

ЭКГ – экскаватор электрический, на гусеничном ходу. Цифры, стоящие после дефиса, обозначают вместимость основного ковша в кубических метрах.

ЭШ – экскаватор шагающий.

ЭГО – экскаватор карьерный гидравлический, на гусеничном ходу.

Механические лопаты подразделяются на три основных типа: С – строительные, К – карьерные, В – вскрышные.

Основные технологические параметры механических лопат: емкость ковша, рабочие параметры, габариты, преодолеваемый уклон, масса, удельное давление. К рабочим параметрам относятся радиус и высота черпания и разгрузки (рис 6.1.).

Радиус черпания r_q - горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до кромки ковша при черпании.

Высота черпания h_q - вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша при черпании.

Радиус разгрузки r_p - горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до оси ковша при разгрузке.

Высота разгрузки h_p - вертикальное расстояние от горизонта установки от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша.

Забой является рабочим местом экскаватора. Он представляет собой часть поверхности уступа, являющейся объектом выемки. При выемки горных пород экскаватором мехлопатов существуют следующие типы забоев: **тупиковый, торцевой и фронтальный (боковой)**.

Забои в мягких породах характеризуются технологическими параметрами – высота уступа (H_y) и ширина заходки экскаватора (A). Высота уступа и ширину заходки экскаватора определяет его технические характеристики. Высота уступа (высота забоя) не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора ($H_{ч,max}$).

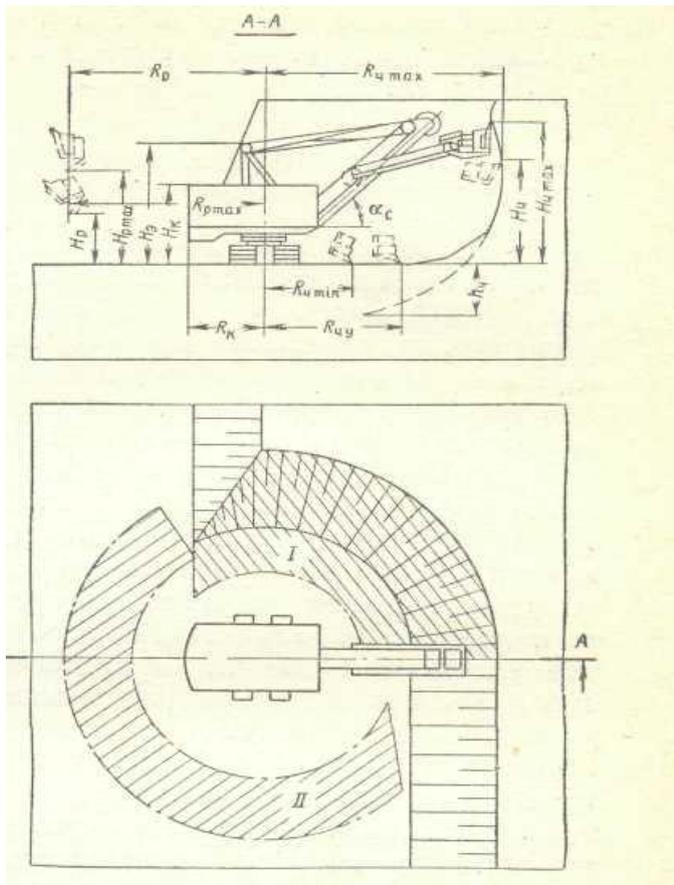
Различают производительность экскаваторов теоретическую, техническую и эксплуатационную.

Теоретическая производительность – количество горной массы, которое может быть вынута в единицу времени при непрерывной работе экскаватора, исходя из его конструктивных параметров.

Техническая производительность – максимальная часовая производительность экскаватора при непрерывной его работе в конкретных горнотехнических условиях

Эксплуатационная производительность экскаватора определяется с учетом использования рабочего времени, что с неизбежными организационными и технологическими простоями.

Выполнить расчет технической, сменной и годовой производительности одноковшового экскаватора типа ЭКГ в скальных породах согласно исходным данным (приложение 6.1)



6.1. расм. Забой и параметры механических лопат:

I, II – зоны черпания и разгрузки;

R_q - радиус черпания;

$R_{q, \max}$ - максимальный радиус черпания;

$R_{q, \min}$ - минимальный радиус черпания;

$R_{q, y}$ - радиус черпания экскаватора на горизонта установке;

H_q - высота черпания;

$H_{q, \max}$ - максимальная высота черпания;

$H_{q, \min}$ - минимальная высота черпания;

h_q - максимальная глубина черпания ниже горизонта установки экскаватора;

R_p - радиус разгрузки;

$R_{p, \max}$ - максимальный радиус разгрузки;

H_p - высота разгрузки;

$H_{p, \max}$ - максимальная высота черпания разгрузки;

α_c - угол наклона стрелы.

Порядок выполнения работы.

6.1. Техническая производительность экскаватора (A_T , м³/ч)

$$A_T = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц}} \cdot \kappa_3 \quad (6.1)$$

где: E - вместимость ковша экскаватора, м³;

$T_{ц}$ - продолжительность цикла, с;

κ_3 - коэффициент экскавации пород.

$$\kappa_3 = \frac{\kappa_n}{\kappa_p}$$

где: κ_n - коэффициент наполнения ковша;

κ_p - коэффициент разрыхления пород в ковше экскаватора.

Значения κ_n и κ_p принимать по приложению 6.2 в зависимости от заданной категории пород по трудности экскавации.

6.2. Продолжительность цикла ($T_{ц}$, с)

$$T_{\text{ч}} = T_{\text{ч}} + T_{\text{пов}} + T_{\text{р}} \quad (6.2)$$

где: $T_{\text{ч}}$ - длительность черпания, с;

$$T_{\text{ч}} = \frac{194 \cdot d_{\text{cp}}^2}{E} + \frac{E}{0,11 \cdot E + 0,6} \quad (6.3)$$

где: d_{cp} - размер “среднего” куска, м;

$$d_{\text{cp}} = (0,3 \div 0,4) \cdot \sqrt[3]{E} \quad (6.4)$$

где: $T_{\text{пов}}$ - длительность поворотов, с;

$$T_{\text{пов}} = (10 + E) + 0,18 \cdot (\beta - 90^{\circ}) \quad (6.5)$$

где: β - средний угол поворота экскаватора, град:

$T_{\text{р}}$ - длительность разгрузки, с;

при $E = 1 \div 3 \text{ м}^3$, $T_{\text{р}} = 1,5 \div 2,5 \text{ с}$;

при $E = 3 \div 8 \text{ м}^3$, $T_{\text{р}} = 2,5 \div 2,7 \text{ с}$

при $E = 12 \div 20 \text{ м}^3$, $T_{\text{р}} = 2,9 \div 3,5 \text{ с}$.

6.3. Сменная производительность экскаватора ($A_{\text{см}}$, м³/смену)

$$A_{\text{см}} = A_{\text{т}} \cdot T_{\text{см}} \cdot \kappa_{\text{и}} \quad (6.6)$$

где: $T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, ч

$\kappa_{\text{и}}$ - коэффициент использования экскаватора в течение смены.

6.4. Суточная производительность экскаватора ($A_{\text{с}}$, м³/сутки)

$$A_{\text{с}} = A_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \quad (6.7)$$

где: $n_{\text{см}}$ - число рабочих смен в сутках.

6.5. Годовая производительность экскаватора ($A_{\text{г}}$, м³/год)

$$A_{\text{г}} = A_{\text{с}} \cdot n_{\text{г}} \quad (6.8)$$

где: $n_{\text{г}}$ - число рабочих дней экскаватора в году.

6.6. Определяется парк экскаваторов. Списочный парк экскаваторов

($N_{\text{эс}}$, шт)

$$N_{эс} = \frac{П_{зм}}{A_z} \quad (6.9)$$

где: $П_{зм}$ - производительность карьера по горной массе, м³/год (принимается по результатам выполнения практической работы №2)

6.7. Рабочий парк экскаваторов ($N_{эп}$, шт)

$$N_{эп} = \frac{N_{эс}}{К_{рез}} \quad (6.10)$$

где: $К_{рез}$ - коэффициент резерва экскаваторов

$$К_{рез} = \frac{T_z}{n_z}$$

где: T_z - число рабочих дней карьера в году ($T_z = 350$ дней)

6.8. Определяется ширина экскаваторной заходки ($A_з$, м) при железнодорожном транспорте

$$A_з = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{ч.у} \quad (6.11)$$

при автотранспорте:

$$A_з = (0,8 \div 1,2) \cdot R_{ч.у} \quad (6.12)$$

где: $R_{ч.у}$ - радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м

(1.с.85. табл 10)

6.9. Определяется допустимая высота уступа (H_y , м) для скальных пород

$$H_y \leq 1,5 \cdot H_ч^{\max}$$

где: $H_ч^{\max}$ - максимальная высота черпания экскаватора, м

(1.с.85. табл.10)

Исследовать зависимость технической производительности экскаватора от угла поворота и построит график $A_T = f(\beta)$.

Производится расчет для пяти значений β . Область варьирования угла поворота $150^\circ > \beta > 90^\circ$. Интервал варьирования $\Delta\beta = 5 \div 10$.

Исходные данные для расчетов приведены в приложениях 6.1., 6.2.

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные формулы и результаты расчетов а также график зависимости $A_T = f(\beta)$ на миллиметровой бумаге.

ПРИМЕР.

Дано: Модель экскаватора – ЭКГ-6;
 Категория пород – III
 Вид транспорта – автомобиль;
 $E=6\text{м}^3$; $T_{\text{см}}=8\text{ч}$;
 $T_p=2,6\text{с}$; $n_r=250$ дней;
 $\kappa_n=0,95$; $H_{\text{ч}}=10\text{м}$;
 $\kappa_p=1,35$; $R_{\text{ч.у}}=14\text{м}$;
 $\kappa_u=0,75$; $T_z=350$ дней.
 $\Pi_{\text{см}}=1374200 \text{ м}^3/\text{год}$

РЕШЕНИЕ:

6.1. Техническая производительность экскаватора (A_T , $\text{м}^3/\text{ч}$)

$$A_T = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц}}} \cdot \kappa_{\text{э}} = \frac{3600 \cdot 6}{39} \cdot 0,7 = 387,7 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

$$\kappa_{\text{э}} = \frac{\kappa_n}{\kappa_p} = \frac{0,95}{1,35} = 0,7$$

Продолжительность цикла ($T_{\text{ц}}$, с)

$$T_{\text{ц}} = T_{\text{ч}} + T_{\text{нов}} + T_p = 14,5 + 21,4 + 2,6 = 39 \text{ с}$$

$$T_{\text{ч}} = \frac{194 \cdot d_{\text{cp}}^2}{E} + \frac{E}{0,11 \cdot E + 0,6} = \frac{194 \cdot 0,3}{6} + \frac{6}{0,11 \cdot 6 + 0,6} = 14,5 \text{ с}$$

$$d_{\text{cp}} = (0,3 \div 0,4) \cdot \sqrt[3]{E} = 0,3 \cdot \sqrt[3]{6} = 0,54 \text{ м}$$

$$T_{\text{нов}} = (10 + E) + 0,18 \cdot (\beta - 90^0) = 10 + 6 + 5,4 = 21,4 \text{ с}$$

6.2. Сменная производительность экскаватора ($A_{\text{см}}$, $\text{м}^3/\text{смену}$)

$$A_{\text{см}} = A_T \cdot T_{\text{см}} \cdot \kappa_u = 387,7 \cdot 8 \cdot 0,75 = 2326 \text{ м}^3 / \text{смену}$$

6.3. Суточная производительность экскаватора (A_c , $\text{м}^3/\text{сутки}$)

$$A_c = A_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} = 2326 \cdot 2 = 4652 \text{ м}^3 / \text{сутки}$$

6.4. Годовая производительность экскаватора (A_z , м³/год)

$$A_z = A_c \cdot n_z = 4625 \cdot 250 = 1156250 \text{ м}^3 / \text{год}$$

6.5. Определяется парк экскаваторов. Списочный парк экскаваторов (N_{sc} , шт)

$$N_{sc} = \frac{\Pi_{zm}}{A_z} = \frac{13747200}{1156250} = 11,8 \approx 12 \text{ шт}$$

Рабочий парк экскаваторов (N_{ep} , шт)

$$N_{ep} = \frac{N_{sc}}{\kappa_{pez}} = \frac{12}{1,4} = 8,57 \approx 9 \text{ шт}$$

$$\kappa_{pez} = \frac{T_z}{n_z} = \frac{350}{250} = 1,4$$

6.6. Определяется ширина экскаваторной заходки (A_s , м) при железнодорожном транспорте
при автотранспорте:

$$A_s = (0,8 \div 1,2) \cdot R_{q,y} = 1 \cdot 14 = 14 \text{ м}$$

6.7. Определяется допустимая высота уступа (H_y , м) для скальных пород

$$H_y \leq 1,5 \cdot H_q^{\max} = 1,5 \cdot 10 = 15 \text{ м}$$

Изучим производительность экскаватора A_T от угла β .

Базовый $\beta = 120^\circ$ $A_T = 387,7 \text{ м}^3 / \text{ч}$

Примем:

$$\beta_1 = 100^\circ$$

$$T_{пов} = (10 + E) + 0,18 \cdot (\beta - 90^\circ) = 16 + 1,8 = 17,8 \text{ с}$$

$$T_u = T_q + T_{пов} + T_p = 14,5 + 17,8 + 2,6 = 35 \text{ с}$$

$$A_T = \frac{3600 \cdot E}{T_u} \cdot \kappa_s = \frac{3600 \cdot 6}{35} \cdot 0,7 = 432 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

$$\beta_2 = 110^\circ$$

$$T_{пов} = (10 + E) + 0,18 \cdot (\beta - 90^\circ) = 16 + 3,6 = 19,6 \text{ с}$$

$$T_u = T_q + T_{пов} + T_p = 14,5 + 19,6 + 2,6 = 36,7 \text{ с}$$

$$A_{T2} = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц}}} \cdot \kappa_{\text{э}} = \frac{21600}{36,7} \cdot 0,7 = 412 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

$$\beta_3 = 130^\circ$$

$$T_{\text{ног}} = (10 + E) + 0,18 \cdot (\beta - 90^\circ) = 16 + 7,2 = 23,2 \text{ с}$$

$$T_{\text{ц}} = T_{\text{ч}} + T_{\text{ног}} + T_{\text{р}} = 14,5 + 23,2 + 2,6 = 40,3 \text{ с}$$

$$A_{T2} = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц}}} \cdot \kappa_{\text{э}} = \frac{21600}{40,3} \cdot 0,7 = 375 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

$$\beta_4 = 140^\circ$$

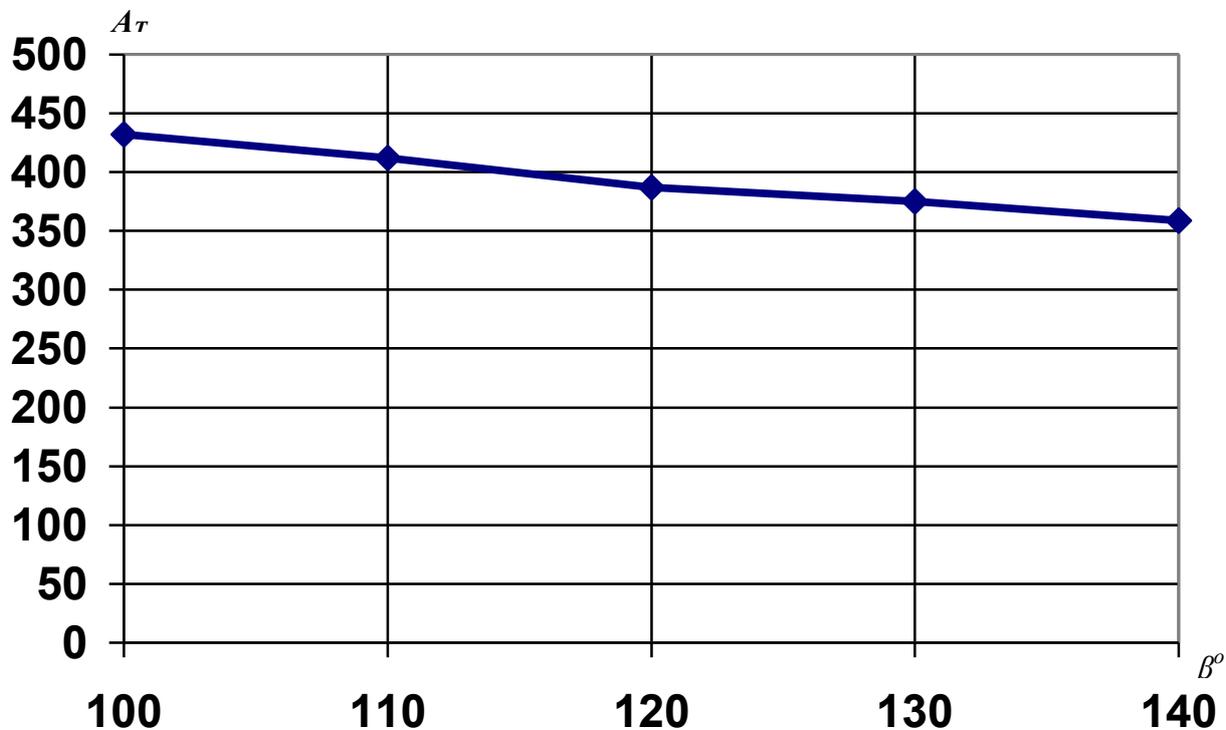
$$T_{\text{ног}} = (10 + E) + 0,18 \cdot (\beta - 90^\circ) = 16 + 9 = 25 \text{ с}$$

$$T_{\text{ц}} = T_{\text{ч}} + T_{\text{ног}} + T_{\text{р}} = 14,5 + 25 + 2,6 = 42 \text{ с}$$

$$A_{T2} = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц}}} \cdot \kappa_{\text{э}} = \frac{21600}{42} \cdot 0,7 = 359 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Вывод:

При увеличении угла поворота производительность экскаватора сокращается.



Исходные данные для расчетов к работе №6
«Расчет производительности карьерных экскаваторов»

Вариант	Модель экскаватора	Категория пород	В, град	T _{см} , с	n _г , дней	Вид транспорта	K _н
1	ЭКГ-3,2	III	90	8	260	АВТО.	0,75
2	ЭКГ-5А	IV	130	12	260	Ж.- д.	0,60
3	ЭКГ-8И	V	120	8	250	АВТО.	0,72
4	ЭКГ-6,3 УС	III	100	12	250	Ж.- д.	0,63
5	ЭКГ-5А	IV	120	8	250	АВТО.	0,74
6	ЭКГ-8И	V	130	12	250	Ж.- д.	0,68
7	ЭКГ-6,3 УС	III	120	8	250	АВТО.	0,75
8	ЭКГ-12,5	IV	110	12	230	Ж.- д.	0,65
9	ЭКГ-3,2	V	90	8	260	АВТО.	0,73
10	ЭКГ-5А	III	120	12	240	Ж.- д.	0,68
11	ЭКГ-6,3 УС	IV	130	8	240	АВТО.	0,75
12	ЭКГ-8И	V	140	12	240	Ж.- д.	0,63
13	ЭКГ-12,5	III	150	8	250	АВТО.	0,73
14	ЭКГ-20	IV	90	12	230	Ж.- д.	0,64
15	ЭКГ-5А	V	120	8	240	АВТО.	0,74
16	ЭКГ-3,2	III	110	12	260	Ж.- д.	0,65
17	ЭКГ-5А	IV	115	8	240	АВТО.	0,75
18	ЭКГ-6,3 УС	V	140	12	250	Ж.- д.	0,68
19	ЭКГ-8И	III	95	8	240	АВТО.	0,74
20	ЭКГ-12,5	IV	115	12	250	Ж.- д.	0,63

Коэффициент разрыхления пород в ковше экскаватора и наполнения ковша (ЕНВ)

Категория пород	Плотность пород в целике γ , т/м ³	K _р	K _н
I	1,6	1,15	1,05
II	1,8	1,25	1,05
III	2,0	1,35	0,95
IV	2,5	1,50	0,90
V	3,5	1,60	0,90

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №7

Определение производительности карьерных автосамосвалов.

Цель работы – ознакомиться с методикой и освоить принципы расчета производительности карьерных автосамосвалов.

Сущность открытой разработки заключается прежде всего в перемещении вскрышных пород и полезного ископаемого и пунктам их складирования или приема. Основные карьерные грузы – вскрышные породы и полезное ископаемые.

Автомобильный транспорт применяют на карьерах малой и средней производственной мощности с грузооборотом до 15 млн.т в год, а на более крупных в основном вместе с другими видами транспорта. Из средств автомобильного транспорта на карьерах преимущественное распространение получили автосамосвалы с задней разгрузкой кузова.

Основными параметрами карьерных автосамосвалов являются грузоподъемность, мощность двигателя, объем кузова, колесная формула и минимальный радиус поворота. Выбор типов двигателя, трансмиссии, ходовой части, механизмов управления и разгрузки кузова определяется грузоподъемностью автомашин. **Геометрическая емкость** его обеспечивает максимальное использование грузоподъемности при насыпной плотности разрушенных пород 1-1,2 т/м³ и 1,75-2 т/м³. **Продолжительность разгрузки** автосамосвала включает время подъема кузова и его опускания.

Эффективность применения автотранспорта на карьерах зависит от правильного сочетания рабочих параметров экскаваторов и автосамосвалов. Рациональное отношение вместимости V_a кузова автосамосвала к вместимости ковша экскаватора E находится в пределах $4 \div 10$.

Выполнит расчет сменной производительности автосамосвала согласно исходным данным (приложении 7.1)

Порядок выполнения работы:

7.1. По заданной модели экскаватора подбирается модель автосамосвала. Подбор осуществляется из условия обеспечения рационального соотношения (μ) между вместимостью кузова автосамосвала и ковша экскаватора:

$$\mu = \frac{V_a}{E} = 3 \div 5; \quad (7.1)$$

где: V_a - геометрическая вместимость кузова автосамосвала, м^3 . (приложение 7.2).

E - вместимость ковша экскаватора, м^3

7.2. Производится расчет времени погрузки автосамосвала (t_n , мин) и веса груза в кузове (q , т):

$$t_n = \frac{T_u^a \cdot (n_u - 0,5)}{60} \quad (7.2)$$

где: T_u^a - продолжительность цикла экскавации, с (см. работу №6)

n_u - количество циклов экскавации для полной разгрузки автосамосвала:

$$n_u = \frac{q_a \cdot \kappa_p}{E \cdot \kappa_u \cdot \gamma} \quad (7.3)$$

где: q_a - грузоподъемность автосамосвала, т;

κ_p - коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора;

γ - плотность пород в целике, $\text{т}/\text{м}^3$.

Значения κ_u , κ_p и γ принимается по приложению в зависимости от заданной категории пород.

$$n_u' = \frac{V_a' \cdot 0,9}{E \cdot \kappa_u} \quad (7.4)$$

где: V_a' - вместимость кузова автосамосвала с «шапкой», м^3 .

Затем сравним значения n_u и n_u' , вычисленные по формулам, выбирается меньшее округляется до целого числа.

7.3. Вес груза в кузове рассчитывается (q , т) :

$$q = \frac{E \cdot \kappa_n}{\kappa_p} \cdot n_u \cdot \gamma, \quad (7.5)$$

Осуществляется проверка:

$$q \leq 1,1 \cdot q_a \quad (7.6)$$

где: q_a - грузоподъемность автосамосвала, т (приложение 7.2).

7.4. Производится расчет времени, движения автосамосвалов в грузовом и порожняковом направлениях:

$$t_o = 60 \cdot \frac{2 \cdot L}{g_{срм}}, \quad (7.7)$$

где: L - расстояние транспортирования горной массы, км;

$g_{срм}$ - средняя техническая скорость движения автосамосвала по трассе, км/ч.

$g_{срм}$ определяется в зависимости от заданного расстояния транспортирования (L , км) и высоты подъема горной массы (H_n , м). (приложение 7.3.)

7.5. Продолжительность транспортного цикла автосамосвала (T_u^a , мин) :

$$T_u^a = t_0 + t_n + t_o + t_{mn} + t_{mp} + t_p \quad (7.8)$$

где: t_0 - продолжительность ожидания погрузки, мин ($t_0 \approx 0,5 \text{тп}$);

t_n - продолжительность погрузки автосамосвала, мин;

t_o - продолжительность движения автосамосвала в грузовом и порожняковом направлениях, мин;

t_{mn}, t_{mp} - продолжительность маневровых операций, соответственно, при установке на погрузку и разгрузку, мин;

t_p - продолжительность разгрузки, мин.

7.6. Производится расчет сменной производительности автосамосвала при $\kappa_u = 0,8$; $T_{см} = 8 \text{ч}$.

$$Q_a = \frac{T_{см}}{T_u^a} \cdot \kappa_u \cdot q = N_p \cdot q \quad (7.9)$$

где: $T_{см}$ - продолжительность смены, мин;

q - весь груза в кузове автосамосвала, т;

κ_u - коэффициент использования сменного времени;

$T_{ц}^a$ - продолжительность транспортного цикла автосамосвала, мин;

N_p - количество рейсов автосамосвала в течении смены.

7.7. Производится расчет рабочего времени и инвентарного парка автосамосвалов:

Рабочий парк автосамосвалов (N_{ap} , та):

$$N_{ap} = \frac{\Gamma_{см}}{Q_a}; \quad (7.10)$$

где: $\Gamma_{см}$ - сменный грузооборот, т/смену.

$$\Gamma_{см} = \kappa_n \cdot (\Pi_{ни}^{см} + \Pi_{в}^{см} \cdot \gamma) \quad (7.11)$$

где: κ_n - коэффициент неравномерности выдачи горной массы из карьера

$\Pi_{ни}^{см}$ - сменная производительность карьера по полезному ископаемому, т/смену;

$\Pi_{в}^{см}$ - сменная производительность карьера по вскрыше, м³/смену;

γ - плотность вскрыши в целике, т/м³.

$\Pi_{ни}^{см}$ и $\Pi_{в}^{см}$ - принимаются по результатам выполнения практической работы № 2.

γ - принимается по приложению 6.2 в зависимости от заданной категории пород.

7.8. Инвентарный парк автосамосвалов ($N_{ин}$, та):

$$N_{ин} = \frac{N_{ap}}{\kappa_{м2}} \quad (7.12)$$

где: $\kappa_{м2}$ - коэффициент технической готовности, определяемой по приложению

7.4. в зависимости от суточного пробега автосамосвала.

7.9. Суточный пробег автосамосвала (L_c , км):

$$L_c = \frac{2 \cdot L \cdot Q_a}{q} \cdot \kappa_0 \quad (7.13)$$

где: κ_0 - коэффициент, учитывающий нулевой пробег от гаража до места работы и обратно ($\kappa_0 = 1,05$).

7.10. Исследовать зависимость сменной производительности автосамосвала от расстояния транспортирования или высоты подъема горной массы и построить график $Q_a = f(L)$ или $Q_a = f(H_n)$.

Производится расчет для пяти значений L или H_n . Интервал варьирования расстояния транспортирования $\Delta L = 0,2 \div 0,4$ км, высоты подъема горной массы $\Delta H_n = 20$ м.

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные формулы и результаты расчетов, а также графики зависимостей $Q_a = f(L)$ или $Q_a = f(H_n)$.

ПРИМЕР.

Дано: Категория пород: I; $L = 1,2$ км; $H_n = 20$ м; $\gamma = 1,6$;

$$k_p = 1,15 ; \quad k_n = 1,05 ;$$

Исследуемая зависимость: $Q_a = f(L)$; ЭКГ-3,2А;

РЕШЕНИЕ:

7.1. По заданной модели экскаватора подбирается модель автосамосвала. Подбор осуществляется из условия обеспечения рационального соотношения (μ) между вместимостью кузова автосамосвала и ковша экскаватора:

$$\mu = \frac{V_a}{E} = \frac{15}{3,2} = 4,6$$

При $E = 3,2$ м³ принимаем БелАЗ-7522: $q_a = 30$ т; $V_a = 15,0$ м³;

$$V_a' = 18,0$$
 м³; $t_{sm} = 0,50$ мин; $t_{mp} = 0,54$ мин;

7.2. Производится расчет времени погрузки автосамосвала (t_n , мин) и веса груза в кузове (q , т):

$$t_n = \frac{T_u^a \cdot (n_u - 0,5)}{60} = \frac{39 \cdot (4 - 0,5)}{60} = 2,27 \text{ мин}$$

где: T_u^a - продолжительность цикла экскавации, с (см. работу №6)

n_u - количество циклов экскавации для полной разгрузки автосамосвала:

$$n_{\text{ц}} = \frac{q_a \cdot \kappa_p}{E \cdot \kappa_n \cdot \gamma} = \frac{30 \cdot 1,5}{3,2 \cdot 1,05 \cdot 1,6} = 8,37$$

$$n_{\text{ц}}^{\cdot} = \frac{V_a^{\cdot} \cdot 0,9}{E \cdot \kappa_n} = \frac{18,0 \cdot 0,9}{3,2 \cdot 1,05} = 4,82 ,$$

Затем сравним значения $n_{\text{ц}}$ и $n_{\text{ц}}^{\cdot}$, вычисленные по формулам, выбирается меньшее округляется до целого числа.

$$n_{\text{ц}} = 8,37 ; \quad n_{\text{ц}}^{\cdot} = 4,82 \quad 8,37 > 4,82 , \text{ принимаем } n_{\text{ц}} = 4,82 \approx 4$$

7.3. Вес груза в кузове рассчитывается (q, T):

$$q = \frac{E \cdot \kappa_n}{\kappa_p} \cdot n_{\text{ц}} \cdot \gamma = \frac{3,2 \cdot 1,05}{1,15} \cdot 4 \cdot 1,6 = 18,6 \text{ т} ,$$

Осуществляется проверка:

$$q \leq 1,1 \cdot q_a ; \quad 18,6 \leq 1,1 \cdot 30 ; \quad 18,6 < 33$$

где: q_a - грузоподъемность автосамосвала, т (приложение 7.2).

7.4. Производится расчет времени, движения автосамосвалов в грузовом и порожняковом направлениях:

$$t_o = 60 \cdot \frac{2 \cdot L}{g_{\text{срм}}} = 60 \cdot \frac{2 \cdot 1,2}{21,8} = 6,6$$

$$g_{\text{срм}} = 21,8 \text{ км / ч}$$

7.5. Продолжительность транспортного цикла автосамосвала ($T_{\text{ц}}^a$, мин):

$$T_{\text{ц}}^a = t_0 + t_n + t_o + t_{\text{мт}} + t_{\text{мп}} + t_p = 1,135 + 2,27 + 6,6 + 0,50 + 0,54 = 11,045 \text{ мин}$$

$$t_o = 0,5 \cdot t_n = 0,5 \cdot 2,27 = 1,135$$

7.6. Производится расчет сменной производительности автосамосвала при $\kappa_u = 0,8$; $T_{\text{см}} = 8 \text{ ч}$.

$$Q_a = \frac{T_{\text{см}}}{T_{\text{ц}}^a} \cdot \kappa_u \cdot q = \frac{480}{11,045} \cdot 0,8 \cdot 18,6 = 646,66$$

Где: $T_{\text{см}} = 8 \text{ ч} = 480 \text{ мин}$

7.7. Производится расчет рабочего времени и инвентарного парка автосамосвалов:

Рабочий парк автосамосвалов ($N_{\text{ар}}$, шт):

$$N_{ap} = \frac{\Gamma_{cm}}{Q_a} = \frac{46438,35}{646,66} = 71,8 \text{ шт} ;$$

где: Γ_{cm} - сменный грузооборот, т/смену.

$$\Gamma_{cm} = \kappa_n \cdot (\Pi_{mu}^{cm} + \Pi_{\sigma}^{cm} \cdot \gamma) = 1,05 \cdot (25571 + 11660 \cdot 1,6) = 46438,35 \text{ т / смену}$$

Инвентарный парк автосамосвалов (N_{au} , та):

$$N_{au} = \frac{N_{ap}}{\kappa_{mz}} = \frac{71,8}{0,88} = 81,59$$

где: κ_{mz} - коэффициент технической готовности, определяемой по приложению в зависимости от суточного пробега автосамосвала.

7.8. Суточный пробег автосамосвала (L_c , км):

$$L_c = \frac{2 \cdot L \cdot Q_a}{q} \cdot \kappa_0 = \frac{2 \cdot 1,2 \cdot 646,66}{18,6} \cdot 1,05 = 87,612 \text{ км}$$

$$\kappa_0 = 1,05$$

Изучим производительность автосамосвала Q_a от расстояние транспортирования горной массы L . Интервал варьирования расстояния транспортирования $\Delta L = 0,2 \div 0,4$ км

Базовый $L = 1,2$ км; $Q_a = 646,66 \text{ м}^3/\text{ч}$

Примем:

$$L_1 = 0,8$$

$$t_{\partial 1} = 60 \cdot \frac{2 \cdot L}{g_{срм}} = 60 \cdot \frac{2 \cdot 0,8}{21,8} = 4,4$$

$$T_{y1}^a = t_0 + t_n + t_{\partial} + t_{\text{мн}} + t_{\text{мр}} + t_p = 1,135 + 2,27 + 4,4 + 0,50 + 0,54 = 8,845 \text{ мин}$$

$$Q_{a1} = \frac{T_{cm}}{T_y^a} \cdot \kappa_u \cdot q = \frac{480}{8,845} \cdot 0,8 \cdot 18,6 = 807,5$$

$$L_2 = 1,0$$

$$t_{\partial 2} = 60 \cdot \frac{2 \cdot L}{g_{срм}} = 60 \cdot \frac{2 \cdot 1,0}{21,8} = 5,5$$

$$T_{y2}^a = t_0 + t_n + t_{\partial} + t_{\text{мн}} + t_{\text{мр}} + t_p = 1,135 + 2,27 + 5,5 + 0,50 + 0,54 = 9,945 \text{ мин}$$

$$Q_{a2} = \frac{T_{cm}}{T_y^a} \cdot \kappa_u \cdot q = \frac{480}{9,945} \cdot 0,8 \cdot 18,6 = 718,19$$

$$L_3 = 1,2$$

$$t_{\partial 3} = 60 \cdot \frac{2 \cdot L}{g_{\text{срм}}} = 60 \cdot \frac{2 \cdot 1,2}{21,8} = 6,6$$

$$T_{y3}^a = t_0 + t_n + t_{\partial} + t_{\text{мн}} + t_{\text{мп}} + t_p = 1,135 + 2,27 + 6,6 + 0,50 + 0,54 = 11,045 \text{ мин}$$

$$Q_{a3} = \frac{T_{\text{см}}}{T_y^a} \cdot \kappa_u \cdot q = \frac{480}{11,045} \cdot 0,8 \cdot 18,6 = 646,66$$

$$L_4 = 1,4$$

$$t_{\partial 4} = 60 \cdot \frac{2 \cdot L}{g_{\text{срм}}} = 60 \cdot \frac{2 \cdot 1,4}{21,8} = 7,7$$

$$T_{y4}^a = t_0 + t_n + t_{\partial} + t_{\text{мн}} + t_{\text{мп}} + t_p = 1,135 + 2,27 + 7,7 + 0,50 + 0,54 = 12,145 \text{ мин}$$

$$Q_{a4} = \frac{T_{\text{см}}}{T_y^a} \cdot \kappa_u \cdot q = \frac{480}{12,145} \cdot 0,8 \cdot 18,6 = 588,09$$

$$L_5 = 1,6$$

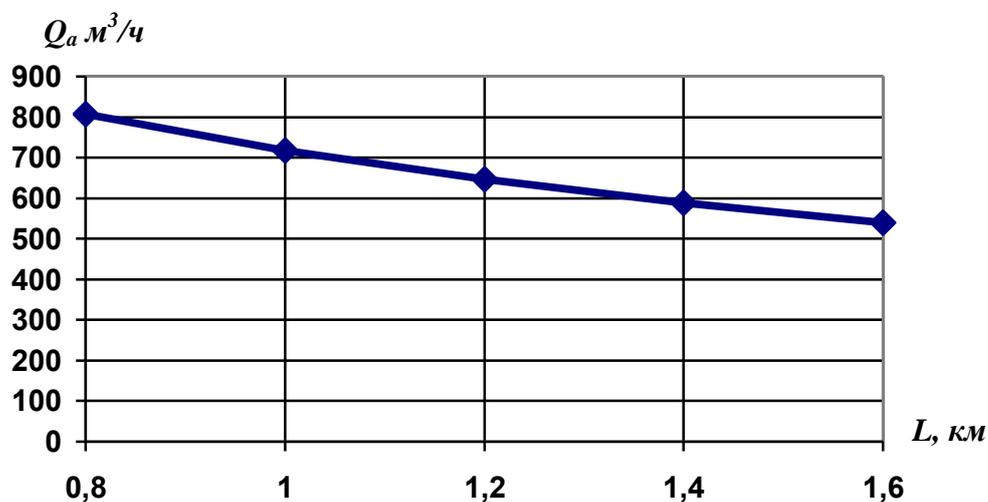
$$t_{\partial 5} = 60 \cdot \frac{2 \cdot L}{g_{\text{срм}}} = 60 \cdot \frac{2 \cdot 1,6}{21,8} = 8,8$$

$$T_{y5}^a = t_0 + t_n + t_{\partial} + t_{\text{мн}} + t_{\text{мп}} + t_p = 1,135 + 2,27 + 8,8 + 0,50 + 0,54 = 13,245 \text{ мин}$$

$$Q_{a5} = \frac{T_{\text{см}}}{T_y^a} \cdot \kappa_u \cdot q = \frac{480}{13,245} \cdot 0,8 \cdot 18,6 = 539,25$$

Вывод:

При увеличении расстояния транспортирования горной массы производительность автосамосвала сокращается.



**Исходные данные для расчетов к работе №7
«Определение производительности карьерных автосамосвалов»**

Вариант	Категория пород (по ЕНВ)	Параметры трассы		Исследуемая зависимость
		L, км	H _п , м	
1	I	1,2	20	$Q_A = f(L)$
2	II	4,0	80	$Q_A = f(H_{п})$
3	III	1,4	40	$Q_A = f(L)$
4	IV	3,8	20	$Q_A = f(H_{п})$
5	V	1,6	60	$Q_A = f(L)$
6	I	3,6	200	$Q_A = f(H_{п})$
7	II	1,8	100	$Q_A = f(L)$
8	III	3,4	120	$Q_A = f(H_{п})$
9	IV	2,0	60	$Q_A = f(L)$
10	V	3,2	140	$Q_A = f(H_{п})$
11	I	2,2	80	$Q_A = f(L)$
12	II	3,0	140	$Q_A = f(H_{п})$
13	III	2,4	140	$Q_A = f(L)$
14	IV	2,8	60	$Q_A = f(H_{п})$
15	V	2,6	160	$Q_A = f(L)$
16	I	4,0	200	$Q_A = f(H_{п})$
17	II	1,0	20	$Q_A = f(L)$
18	III	1,4	60	$Q_A = f(H_{п})$
19	IV	1,8	80	$Q_A = f(L)$
20	V	3,6	220	$Q_A = f(H_{п})$

Техническая характеристика карьерных автосамосвалов

Показатели	БелАЗ				
	-7522	-7523	-7549	-7519	-7521
Грузоподъемность q_a , т	30	42	80	110	180
Собственная масса G_a , т	21,85	29,5	67,0	85,0	145
Геометрическая вместимость кузова V_a , м ³	15,0	21,0	35,0	44,0	70,0
Вместимость кузова с «шапкой» v_a' , м	18,0	26,0	46,0	59,0	91,0
К.п.д. трансмиссии η_T	0,70	0,70	0,78	0,77	0,77
Мощность двигателя N_D , кВт	310	368	809	955	1693
t_{mn} , мин	0,50	0,59	0,64	0,70	0,87

t_{MP} , мин	0,54	0,64	0,69	0,76	0,94
t_p , мин	0,67	0,78	1,00	1,17	1,51
Ширина проезжей части автодороги при двухполосном движении T , м	10,5	11,5	14,5	16,0	19,0

ПРИЛОЖЕНИЕ 7.3

Среднетехнические скорости движения карьерных автосамосвалов

$v_{срт}$, км/ч.

Расстояние L , км	Высота подъема горной массы H_{II} , м												
	0	20	40	60	80	100	120	140	160	180	200	220	240
1,0	22,7	21,1	18,4	16,0									
1,2	23,9	21,8	19,5	17,5	15,8								
1,4	24,1	22,0	20,0	18,3	16,7								
1,6	24,7	22,5	20,6	19,0	17,6	16,3							
1,8	25,3	23,3	21,5	19,9	18,6	17,4	16,2						
2,0	26,0	24,0	22,3	20,8	19,5	18,3	17,2						
2,2	26,7	24,8	23,1	21,7	20,4	19,2	18,1	17,2					
2,4	27,3	25,5	23,9	22,5	21,2	20,0	19,0	18,0	17,2				
2,6	27,9	26,2	24,6	23,2	22,0	20,8	19,8	18,9	17,9	17,2			
2,8	28,6	26,9	25,4	24,0	22,7	21,6	20,6	19,6	18,8	18,0			
3,0	29,2	27,5	26,1	24,7	23,5	22,4	21,3	20,4	19,5	18,7	18,0		
3,2	29,7	28,2	26,7	25,3	24,2	23,2	22,0	21,1	20,2	19,4	18,6		
3,4	30,4	28,8	27,4	26,1	24,9	23,7	22,7	21,8	20,9	20,1	19,2	18,2	
3,6	31,0	29,4	28,0	26,7	25,5	24,4	23,4	22,5	21,6	20,8	19,6	18,7	17,7
3,8	31,6	30,0	28,6	27,4	26,1	25,1	24,1	23,1	22,3	21,4	20,2	19,4	18,4
4,0	32,0	30,6	29,2	28,0	26,8	25,7	24,7	23,8	22,9	22,1	20,9	20,0	19,2

ПРИЛОЖЕНИЕ 7.4

Значения коэффициента технической готовности автосамосвалов (κ_{mz}).

Грузоподъемность автосамосвала, т	Значения κ_{mz} при суточном пробеге L_c ; км						
	50	100	150	200	250	300	350
30-42	0,94	0,88	0,84	0,80	0,76	0,73	0,70
80	0,93	0,86	0,81	0,76	0,72	0,69	0,64
110-180	0,92	0,86	0,81	0,76	0,72	0,68	0,64

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №8

Конструкция рабочего и нерабочего борта карьера

Цель работы – изучить конструкцию рабочего и нерабочего бортов карьера, освоить методику расчета ширины рабочей площадки и угла откоса рабочих и нерабочих бортов.

Угол откоса бортов карьера представляют собой линию, соединяющую верхнюю бровку карьера с нижней.

Угол откоса рабочего борта отстраивается внутри рабочей зоны и представляет собой линию, соединяющую нижнюю бровку разрезной траншеи внутри экскаваторной заходки на наклонных и крутых месторождениях, или нижнюю бровку пласта полезного ископаемого на горизонтальных и пологих пластовых россыпных месторождениях с верхней бровкой уступа верхнего рабочего горизонта.

Угол рабочего борта карьера при разработке горизонтальных и пологих месторождений в зависимости от применяемой системы разработки вскрышных и добычных работ изменяется и составляет:

40-65° при глубине карьера 15-40 м и системах разработки с перевалкой вскрышных пород в выработанное пространство механическими лопатами и драглайнами;

10-40° при глубине карьера 65-175 м при комбинированной системе разработки с перевалкой и перевозкой вскрышных пород в выработанное пространство;

30-40° при транспортных системах разработки с мягкими вскрышными породами при любой глубине разработке.

Нерабочий борт конструктивно в профиле представляет собой сочетание транспортных берм, берм безопасности и откосов погашенных уступов.

Для карьера глубиной 600 м при уступах высотой 30 м с углом откоса уступа 45, 50, 60 и 70° угол откоса борта карьера будет соответственно 37, 43, 48 и 55°.

При использовании специальных средств укрепления откосов бортов карьера угол откоса может быть увеличен до 59°.

Выполнить расчет углов откоса рабочего и нерабочего бортов карьера согласно исходным данным (приложение 8.1)

Порядок выполнения расчетов:

8.1. Определяется высота рабочего борта карьера (H_{pb} , м)

$$H_{pb} = H_y \cdot n_{py} \quad (8.1)$$

где H_y - высота уступа, м

n_{py} - количество рабочих уступов.

8.2. Определяется ширина рабочей площадки при погрузке горной массы в автомобильный транспорт ($Ш_{pn}$, м)

$$Ш_{pn} = B_p + C + T + S + Z + Ш_{об} \quad (8.2)$$

где B_p – ширина развала породы, м (принимается по результатам расчётов из работы №5);

C - безопасный зазор между нижней бровкой развала и транспортной полосой (2 ÷ 3 м);

T - ширина транспортной полосы (проезжей части временной автодороги при двухполосном движении), м (приложение 7.2)

S – безопасное расстояние (1,5 ÷ 2,0 м)

Z – ширина призмы обрушения, м

$$Z = H_y \cdot (\operatorname{ctg} \alpha_y - \operatorname{ctg} \alpha) \quad (8.3)$$

α_y - угол устойчивого откоса уступа, град;

α - угол откоса рабочего уступа, град

$Ш_{об}$ - ширина взрывного блока, м (при однорядном взрывании $Ш_{об} = W$, принимается по результатам расчётов из работы №5)

8.3. Определяется горизонтальное заложение откоса рабочего борта ($C_{рб}$, м)

$$C_{рб} = H_y \cdot ctg \alpha \cdot \eta_{py} + Ш_{рн} \cdot (\eta_{py} - 1) \quad (8.4)$$

8.4. Определяется тангенс угла рабочего борта карьера

$$tg \varphi = \frac{H_{рб}}{C_{рб}} \quad (8.5)$$

8.5. С использованием микрокалькулятора определяется величина угла рабочего борта φ .

8.6. Определяется высота нерабочего борта карьера ($H_{нб}$, м)

$$H_{нб} = H_y \cdot \eta_{ny} \quad (8.6)$$

где η_{ny} - количество нерабочих уступов (принимается $\eta_{ny} = 3$)

8.7. Определяется горизонтальное положение откоса нерабочего борта ($C_{нб}$, м)

$$C_{нб} = \eta_{ny} \cdot (H_y \cdot ctg \alpha_y + e_c) + (\eta_{ny} - 1) \cdot e_o \quad (8.7)$$

где e_c - ширина съезда, м

e_o - ширина бермы безопасности, м ($e_o \geq \frac{1}{3} \cdot H_y$)

Определяется тангенс угла откоса нерабочего борта

$$tg \gamma = \frac{H_{нб}}{C_{нб}} \quad (8.8)$$

С использованием микрокалькулятора определяется величина угла откоса нерабочего борта γ .

8.8 На миллиметровой бумаге вычертит разрез рабочей площадки (рис 8.1), рабочего борта карьера (рис 8.2), план и разрез нерабочего борта карьера с тупиковыми съездами (рис 8.3) в выбранном масштабе.

8.9. Исследовать зависимость угла откоса рабочего борта карьера (φ , град) от высоты уступа (H_y , м) или ширины рабочей площадки ($Ш_{рп}$, м) и построит график $\varphi = f(H_y)$ или $\varphi = f(Ш_{рп})$.

Производится расчет φ для пяти значений H_y или $Ш_{рп}$. Величина аргумента задается в пределах $10\text{ м} < H_y < 25\text{ м}$ и $30\text{ м} < Ш_{рп} < 80\text{ м}$.

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет содержащий исходную информацию, расчетные формулы и результаты расчетов, указанные чертежи, а также графики зависимостей $\varphi = f(H_y)$ или $\varphi = f(Ш_{рп})$.

увеличивается.

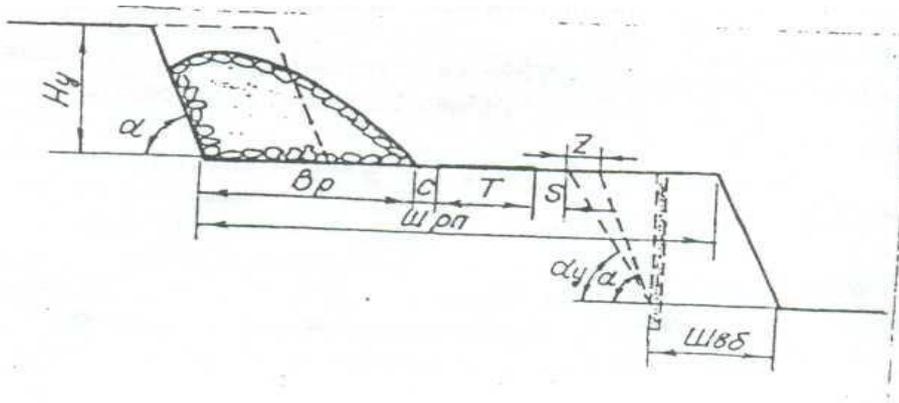


Рис. 8.1. Конструкция рабочей площадки.

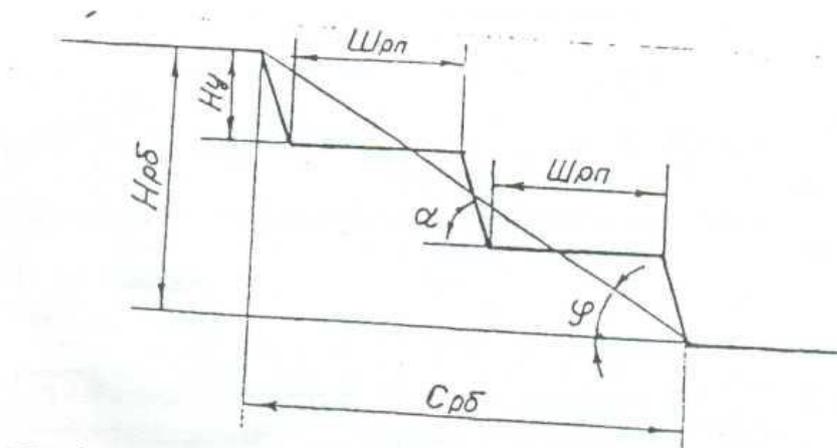


Рис. 8.2. Разрез рабочего борта карьера.

План и разрез нерабочего борта с тупиковыми съездами

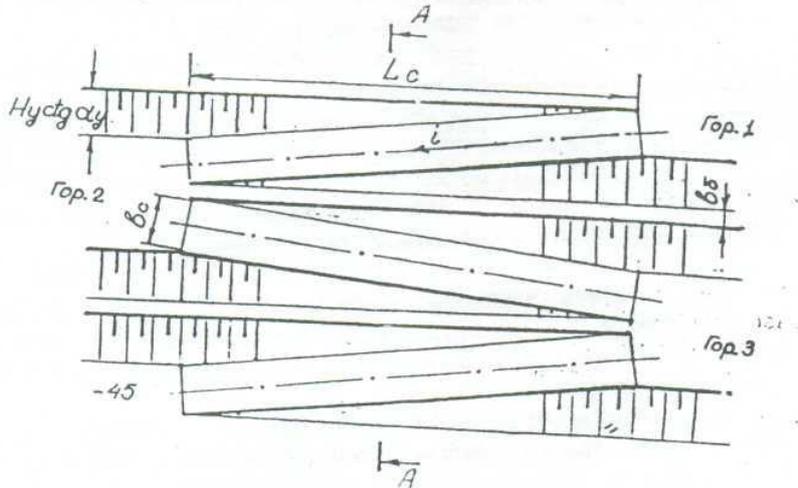


Рис. 8.3.

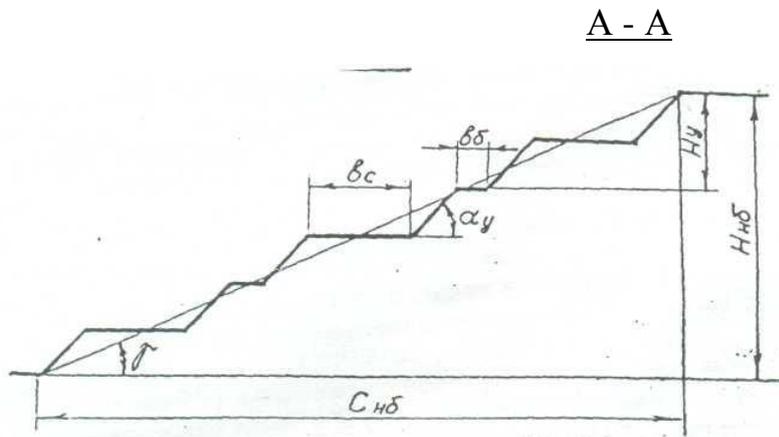


Рис.8.4.

ПРИМЕР.

Дано: $H_y = 10 \text{ м}$; $n_{py} = 3$; $\alpha = 65^\circ$; $\alpha_y = 55^\circ$;
 $b_c = 16 \text{ м}$; $i = 0,08$;

Исследовать зависимость: $\varphi = f(H_y)$.

РЕШЕНИЕ:

8.1. Определяется высота рабочего борта карьера ($H_{рб}$, м)

$$H_{рб} = H_y \cdot n_{py} = 10 \cdot 3 = 30 \text{ м}$$

8.2. Определяется ширина рабочей площадки при погрузке горной массы в автомобильный транспорт ($Ш_{рп}$, м)

$$Ш_{рп} = B_p + C + T + S + Z + Ш_{об} = 46 + 2 + 11,5 + 2 + 3 + 7,2 = 71,7 \text{ м}$$

$$B_p = 46 \text{ м}; C = 2 \text{ м}; S = 2,0 \text{ м}; T = 11,5 \text{ м}; Ш_{\omega} = W = 7,2$$

Z – ширина призмы обрушения, м

$$Z = H_y \cdot (\operatorname{ctg} \alpha_y - \operatorname{ctg} \alpha) = 10 \cdot (\operatorname{ctg} 55^\circ - \operatorname{ctg} 65^\circ) = 3 \text{ м}$$

8.3. Определяется горизонтальное заложение откоса рабочего борта ($C_{рб}$, м)

$$C_{рб} = H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha \cdot \eta_{py} + Ш_{pn} \cdot (\eta_{py} - 1) = 10 \cdot 0,4 \cdot 3 + 71,7 \cdot (3 - 1) = 155,4 \text{ м}$$

8.4. Определяется тангенс угла рабочего борта карьера

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{H_{рб}}{C_{рб}} = \frac{30}{155,4} = 0,193 = \operatorname{tg} 11^\circ$$

8.5. С использованием микрокалькулятора определяется величина угла рабочего борта φ .

8.6. Определяется высота нерабочего борта карьера ($H_{нб}$, м)

$$H_{нб} = H_y \cdot \eta_{ny} = 10 \cdot 3 = 30 \text{ м}$$

$$\eta_{ny} = 3$$

8.7. Определяется горизонтальное положение откоса нерабочего борта

($C_{нб}$, м)

$$C_{нб} = \eta_{ny} \cdot (H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha_y + \epsilon_c) + (\eta_{ny} - 1) \cdot \epsilon_\delta = 3 \cdot (10 \cdot \operatorname{ctg} 55^\circ + 16) + (3 - 1) \cdot 3,3 = 75,6 \text{ м}$$

$$\epsilon_\delta \geq \frac{1}{3} \cdot H_y = \frac{1}{3} \cdot 10 = 3,3$$

Определяется тангенс угла откоса нерабочего борта

$$\operatorname{tg} \gamma = \frac{H_{нб}}{C_{нб}} = \frac{30}{75,6} = 0,39 = \operatorname{tg} 21^\circ$$

С использованием микрокалькулятора определяется величина угла откоса нерабочего борта γ

Исследовать $\varphi = f(H_y)$. Величина аргумента $10 \text{ м} < H_y < 25 \text{ м}$

Изучим зависимость угла откоса рабочего борта карьера (φ , град) от высоты уступа (H_y , м).

Базовый $H_y = 10 \text{ м}; \quad \operatorname{tg} \varphi = \operatorname{tg} 11^\circ$

$$H_{y1} = 10 \text{ м}$$

$$H_{p\delta} = H_y \cdot n_{py} = 10 \cdot 3 = 30 \text{ м}$$

$$C_{p\delta} = H_y \cdot ctg \alpha \cdot \eta_{py} + Ш_{pn} \cdot (\eta_{py} - 1) = 10 \cdot 0,4 \cdot 3 + 71,7 \cdot (3 - 1) = 155,4 \text{ м}$$

$$tg \varphi = \frac{H_{p\delta}}{C_{p\delta}} = \frac{30}{155,4} = 0,1930 = tg 10^\circ$$

$$H_{y2} = 12 \text{ м}$$

$$H_{p\delta} = H_y \cdot n_{py} = 12 \cdot 3 = 36 \text{ м}$$

$$C_{p\delta} = H_y \cdot ctg \alpha \cdot \eta_{py} + Ш_{pn} \cdot (\eta_{py} - 1) = 12 \cdot 0,4 \cdot 3 + 71,7 \cdot (3 - 1) = 157,8 \text{ м}$$

$$tg \varphi = \frac{H_{p\delta}}{C_{p\delta}} = \frac{36}{157,8} = 0,2281 = tg 12^\circ$$

$$H_{y3} = 14 \text{ м}$$

$$H_{p\delta} = H_y \cdot n_{py} = 14 \cdot 3 = 42 \text{ м}$$

$$C_{p\delta} = H_y \cdot ctg \alpha \cdot \eta_{py} + Ш_{pn} \cdot (\eta_{py} - 1) = 14 \cdot 0,4 \cdot 3 + 71,7 \cdot (3 - 1) = 160,2 \text{ м}$$

$$tg \varphi = \frac{H_{p\delta}}{C_{p\delta}} = \frac{42}{160,2} = 0,2621 = tg 14^\circ$$

$$H_{y4} = 16 \text{ м}$$

$$H_{p\delta} = H_y \cdot n_{py} = 16 \cdot 3 = 48 \text{ м}$$

$$C_{p\delta} = H_y \cdot ctg \alpha \cdot \eta_{py} + Ш_{pn} \cdot (\eta_{py} - 1) = 16 \cdot 0,4 \cdot 3 + 71,7 \cdot (3 - 1) = 162,6 \text{ м}$$

$$tg \varphi = \frac{H_{p\delta}}{C_{p\delta}} = \frac{48}{162,6} = 0,2952 = tg 16^\circ$$

$$H_{y5} = 18 \text{ м}$$

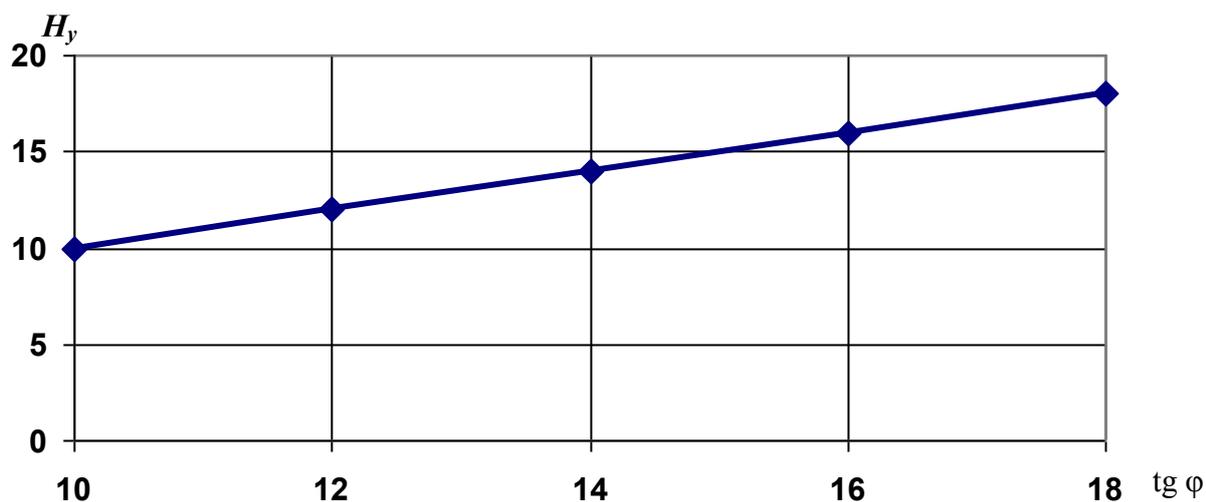
$$H_{p\delta} = H_y \cdot n_{py} = 18 \cdot 3 = 54 \text{ м}$$

$$C_{p\delta} = H_y \cdot ctg \alpha \cdot \eta_{py} + Ш_{pn} \cdot (\eta_{py} - 1) = 18 \cdot 0,4 \cdot 3 + 71,7 \cdot (3 - 1) = 165 \text{ м}$$

$$tg \varphi = \frac{H_{p\delta}}{C_{p\delta}} = \frac{54}{165} = 0,3272 = tg 18^\circ$$

Вывод:

С увеличением высоты уступа, угол откоса рабочего борта карьера увеличивается.



ПРИЛОЖЕНИЕ 8.1

**Исходные данные к работе
«Конструкция рабочего и нерабочего бортов карьера»**

Вариант	H _y , м	n _{py}	α, град	α _y , град	ε _c , м	i	Исследовать зависимость от φ
1	10	3	65	55	16	0,08	H _y
2	10	4	70	55	12	0,04	Ш _{pn}
3	12	5	65	52	15	0,06	H _y
4	12	3	70	64	20	0,03	Ш _{pn}
5	15	4	70	60	15	0,04	H _y
6	15	5	75	67	18	0,06	Ш _{pn}
7	18	3	75	70	12	0,03	H _y
8	18	4	80	70	10	0,04	Ш _{pn}
9	10	5	75	68	15	0,06	H _y
10	15	3	80	69	16	0,03	Ш _{pn}
11	20	4	65	57	12	0,04	H _y
12	10	5	70	60	13	0,06	Ш _{pn}
13	15	3	65	57	10	0,03	H _y
14	20	4	70	65	15	0,04	Ш _{pn}
15	12	5	70	59	16	0,06	H _y
16	10	3	80	68	17	0,03	Ш _{pn}
17	12	4	65	58	18	0,04	H _y
18	20	5	70	60	15	0,06	Ш _{pn}
19	15	3	70	60	12	0,08	H _y
20	20	4	75	60	13	0,04	Ш _{pn}

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №9

Расчёт бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте.

Цель работы – ознакомиться с методикой и освоить принципы расчета основных параметров бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте.

Открытая разработка месторождений полезных ископаемых связана с необходимостью выемки и перемещения значительных объемов вскрышных пород, покрывающих залежь. Перемещаемые объемы вскрышных пород размещаются на специально отводимых этой цели площадях. Насыпь, образующаяся в результате складирования вскрышных пород, называется **отвалом**, а совокупность производственных процессов по размещению вскрышных пород в отвал – **отвальными работами**. Технология, механизация и организация отвальных работ составляют сущность и содержание процесса **отвалообразования**.

Процесс отвалообразования при автотранспорте состоит из разгрузки автомашин на верхней площадке отвального уступа, перемещения породы под откос или планировки ее на площадке, поддержания автодорог на отвале. Последние два вида работ выполняются в основном бульдозерами.

Строительство бульдозерных отвалов на равнинной местности заключается в проведении автодорог к отвальному отводу и создании первоначального отвала шириной 70-100 м и высотой 2-5 м. заполнение отвала осуществляется периферийным или площадным способом. Бульдозерный отвал обычно состоит из трех участков равной длины по фронту разгрузки. На первом участке ведется разгрузка, на втором – планировочные работы, третий участок – резервный. По мере развития горных пород назначение участков меняется. По числу рабочих горизонтов бульдозерные отвалы разделяются на одно – и многоярусные.

Достоинства бульдозерного отвалообразования: простая организация, малый срок строительства отвалов, высокая мобильность оборудования, небольшие капитальные и эксплуатационные расходы на собственно отвальные работы, высокий коэффициент использования фронта отвалообразования.

Выполнить расчет основных параметров бульдозерного отвалообразования согласно исходным данным (приложение 9.1).

Порядок выполнения расчётов.

9.1. Определяется площадь отвала (S_0 м²)

$$S_0 = \frac{W \cdot k_p^0}{\eta_y \cdot h_y \cdot \eta_0}, \quad (9.1)$$

где w – объём пород, подлежащих размещению в отвале за срок его существования, м³ (приложение 9.1);

k_p^0 - коэффициент разрыхления пород в отвале (приложение 9.2);

h_y - высота яруса, м (приложение 9.2);

η_y - количество ярусов;

η_0 - коэффициент использования площади отвала (η_0 принимать: для одноярусных отвалов - 0,8 ÷ 0,9; для двухъярусных - 0,6 ÷ 0,7; для трехъярусных и более - 0,5).

Тип (категорию) складироваемых пород принимать согласно приложению

9.2. Количество отвальных ярусов принимать самостоятельно, стремиться к $S_0 \rightarrow \min$. Общая высота отвала должна быть, как правило не более 120-180 м.

9.3. Рассчитывается количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа (N_0 , шт)

$$N_0 = \frac{P_s^y \cdot \kappa_n}{Q_n}, \quad (9.2)$$

где P_s^y - часовая производительность карьера по вскрыше, м³

κ_n - коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше
($\kappa_n = 1,1 \div 1,2$)

Q_{II} - объём вскрыши в целике в кузове автосамосвала, м³

$$P_{\text{г}} = \frac{P_{\text{в}}}{T_{\text{г}} \cdot \eta_{\text{см}} \cdot T_{\text{см}}} \quad (9.3)$$

где $P_{\text{в}}$ - годовая производительность карьера по вскрыше, м³/год

$T_{\text{г}}$ - число рабочих дней карьера в году ($T_{\text{г}}=350$ дней)

$\eta_{\text{см}}$ - число рабочих смен в сутки ($\eta_{\text{см}}=3$)

$T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, ч ($T_{\text{см}}=8$)

$$Q_{II} = \frac{q}{\gamma} \quad (9.4)$$

где q - вес груза в кузове автосамосвала, т (величина q принимается по результатам расчётов работы №7)

γ - плотность пород в целике, м³/т

9.4. Определяется число одновременно разгружающихся автосамосвалов на отвале (N_{ao} , шт)

$$N_{ao} = N_o \cdot \frac{t_p + t_{mp}}{60} \quad (9.5)$$

где t_p, t_{mp} - продолжительность разгрузки и маневровых операций при установке на разгрузку, мин (приложение 7.2);

9.5. Определяется длина фронта разгрузки (L_p , м)

$$L_p = N_{ao} \cdot l_n \quad (9.6)$$

где l_n - ширина полосы по фронту, занимаемой одним автосамосвалом при маневрировании, м ($l_n=30 \div 40$ м);

9.6. Определяется число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе (N_{yp} , шт)

$$N_{yp} = \frac{L_p}{l_y}, \quad (9.7)$$

где: l_y - длина фронта одного участка, м ($l_y=60 \div 80$ м);

9.7. Определяется число участков, находящихся в планировке (N_{yn} , шт)

$$N_{yn} = N_{yp}$$

9.8. Определяется число резервных участков ($N_{y.рез}$, шт)

$$N_{y.рез} = (0,5 \div 1,0) \cdot N_{yp} \quad (9.8)$$

9.9. Определяется общее число участков (N_y , шт)

$$N_y = N_{yp} + N_{yn} + N_{y.рез} \quad (9.9)$$

9.10. Определяется общая длина отвального фронта (L_0 , м)

$$L_0 = l_y \cdot N_y \quad (9.10)$$

9.11. Определяется объём бульдозерных работ (Q_{δ} , м³/смену)

$$Q_{\delta} = P_{\delta}^ч \cdot \kappa_n \cdot \kappa_{зав} \quad (9.11)$$

где $P_{\delta}^{см}$ - сменная производительность карьера по вскрыше, м³/смену.

$$P_{\delta}^{см} = P_{\delta}^ч \cdot T_{см} \quad (9.12)$$

где $P_{\delta}^ч$ - часовая производительность карьера по вскрыше, м³/ч;

$T_{см}$ - продолжительность смены, ч;

κ_n - коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше;

$\kappa_{зав}$ - средний коэффициент «заваленности» (приложение 9.2).

9.12. Выбирается модель бульдозера и определяется число бульдозеров в работе (N_{δ} , ед)

$$N_{\delta} = \frac{Q_{\delta}}{P_{\delta}}$$

где P_{δ} - сменная производительность бульдозера, м³/смену (принимается по приложению 9.3)

9.13. Рассчитывается инвентарный парк бульдозеров ($N_{бу}$, ед)

$$N_{бу} = 1,4 N_{\delta}$$

9.14. На миллиметровой бумаге вычертит план бульдозерного отвала с выделением рабочих участков, участков находящихся в планировке и резервных участков (рис. 9.1).

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные формулы и результаты расчетов, а также план бульдозерного отвала на миллиметровой бумаге.

ПРИМЕР.

Дано: $W = 160 \text{ млн} / \text{м}^3$; $\Pi_{\text{г}} = 8,0 \text{ млн} \cdot \text{м}^3 / \text{год}$; $\gamma = 1,6 \text{ т} / \text{м}^3$

Тип складированных пород: рыхлые; $k_p^0 = 1,05$;

$k_{\text{заб}} = 0,9$; $h_{\text{я}} = 20$; $n_{\text{я}} = 1$; $\eta_o = 0,8$

РЕШЕНИЕ:

9.1. Определяется площадь отвала ($S_0 \text{ м}^2$)

$$S_0 = \frac{W \cdot k_p^0}{n_{\text{я}} \cdot h_{\text{я}} \cdot \eta_o} = \frac{160000000 \cdot 1,06}{2 \cdot 17 \cdot 0,6} = 8313725,5 \text{ м}^2,$$

9.2. Рассчитывается количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа (N_0 , шт)

$$N_0 = \frac{\Pi_{\text{г}}^{\text{ч}} \cdot \kappa_{\text{н}}}{Q_{\text{п}}} = \frac{952,3 \cdot 1,2}{50,9} = 18,7$$

($\kappa_{\text{н}} = 1,1 \div 1,2$)

$\Pi_{\text{г}}^{\text{ч}}$ - часовая производительность карьера по вскрыше, м^3

$$\Pi_{\text{г}}^{\text{ч}} = \frac{\Pi_{\text{г}}}{T_{\text{г}} \cdot \eta_{\text{см}} \cdot T_{\text{см}}} = \frac{80000000}{350 \cdot 3 \cdot 8} = 952,4$$

$T_{\text{г}} = 350$ дней; $\eta_{\text{см}} = 3$; $T_{\text{см}} = 8$

$Q_{\text{п}}$ - объём вскрыши в целике в кузове автосамосвала, м^3

$$Q_{\text{п}} = \frac{q}{\gamma} = \frac{81,5}{1,6} = 50,9$$

9.3 Определяется число одновременно разгружающихся автосамосвалов на отвале ($N_{\text{ао}}$, шт)

$$N_{\text{ао}} = N_0 \cdot \frac{t_p + t_{\text{мп}}}{60} = 18,7 \cdot \frac{1,00 + 0,69}{60} = 0,526 \approx 1$$

9.4. Определяется длина фронта разгрузки (L_p , м)

$$L_p = N_{\text{ао}} \cdot l_n = 1 \cdot 35 = 35$$

$l_n = 35$

9.5. Определяется число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе (N_{yp} , шт)

$$N_{yp} = \frac{L_p}{l_y} = \frac{35}{60} = 0,58 \approx 1,$$

$$l_y = 60\text{м}$$

9.6. Определяется число участков, находящихся в планировке (N_{yn} , шт)

$$N_{yn} = N_{yp} = 1$$

9.7. Определяется число резервных участков ($N_{y.рез}$, шт)

$$N_{y.рез} = (0,5 \div 1,0) \cdot N_{yp} = 1,0 \cdot 1 = 1$$

9.8. Определяется общее число участков (N_y , шт)

$$N_y = N_{yp} + N_{yn} + N_{y.рез} = 1 + 1 + 1 = 3$$

9.9. Определяется общая длина отвального фронта (L_0 , м)

$$L_0 = l_y \cdot N_y = 60 \cdot 3 = 180$$

9.10. Определяется объём бульдозерных работ ($Q_б$, м³/смену)

$$Q_б = \Pi_б^{см} \cdot \kappa_{и} \cdot \kappa_{заб} = 7619 \cdot 1,2 \cdot 0,9 = 8228,52$$

где $\Pi_б^{см}$ - сменная производительность карьера по вскрыше, м³/смену.

$$\Pi_б^{см} = \Pi_б^ч \cdot T_{см} = 952,4 \cdot 8 = 7619$$

9.11. Выбирается модель бульдозера и определяется число бульдозеров в работе ($N_б$, ед)

$$N_б = \frac{Q_б}{\Pi_б} = \frac{8228,52}{2200} = 3,74 = 4$$

9.12. Рассчитывается инвентарный парк бульдозеров ($N_{бу}$, ед)

$$N_{бу} = 1,4 N_б = 1,4 \cdot 4 = 5,6 = 6$$

Исходные данные к работе №9

«Расчет бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте»

Вариант	W, млн.м ³	П _в , млн.м ³ /год	Характеристика складированных пород	
			Тип	γ, т/м ³
1	160	8,0	Рыхлые	1,6
2	180	9,0	Полускальные	1,8
3	200	10,0	Полускальные	2,0
4	220	11,0	Скальные	2,5
5	120	5,0	Скальные	3,5
6	140	6,0	Рыхлые	1,6
7	185	7,5	Полускальные	1,8
8	260	12,5	Полускальные	2,0
9	170	8,5	Скальные	2,5
10	210	9,5	Скальные	3,5
11	250	13,0	Рыхлые	1,6
12	280	13,5	Полускальные	1,8
13	300	14,0	Полускальные	2,0
14	320	14,5	Скальные	2,5
15	195	9,0	Скальные	3,5
16	100	5,0	Рыхлые	1,6
17	150	7,5	Полускальные	1,8
18	200	9,4	Полускальные	2,0
19	210	8,3	Скальные	2,5
20	240	12,7	Скальные	3,5

Значение коэффициентов k_p^0 , $k_{заг}$ и высоты яруса h_y

Породы	h_y , м	Значения коэффициентов	
		k_p^0	$k_{заг}$
Скальные	30-60	1,12-1,20	0,7
Полускальные, смешанные	20-40	1,05-1,12	0,8
Рыхлые, глинистые	15-20	1,05-1,07	0,9

Производительность бульдозеров
(по данным ин-та Гипроруды)

Тип бульдозеров	Сменная (за 8 ч) производительность при дальности перемещения грунта до 10 м в породах, м ³		
	рыхлые	полускальные	скальные
Т- 100	1100	950	750
Т-140	1500	1300	1000
Т-180	1900	1650	1300
ДЭТ-250	2200	1850	1500

Список литературы.

1. Хохряков В.С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых . -5-е изд. – М.: Недра 1991 – 336 с.
2. Томаков П. И., Наумов И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ. М.: Издательство Московского государственного горного института, 1992. – 464 с.
3. Томаков П.И., Макшеев В.П. Технологические характеристики основного карьерного оборудования цикличного действия. Москва: Московского государственного горного института, 1991. – 38 с.
4. Справочник. Открытые горные работы. Москва: Горное бюро, 1994. – 590 с.
5. Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. М., «НЕДРА», 1995. 351 с.
6. Демин А.М., Зуев В.И., Пахомов Е.Н. Сборник задач по открытой разработке месторождений полезных ископаемых. М., «НЕДРА», 1985.
7. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «НЕДРА», 1982.
8. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. М., «НЕДРА», 1978, 544 с.
9. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Производственные процессы. М., «НЕДРА», 1985.
10. Пахомов Е.М. Буянов М.И. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра, 1990. – 250 с.
11. Русский И.И. Технология отвальных работ и рекультивация на карьерах. – М.: Недра. 1979. – 262 с.