


**ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»**

ПРОЦЕСИ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ

**методичні вказівки до виконання
практичних робіт**

Запоріжжя 2025



УДК 622.271(072)
П68

Рекомендовано Науково-методичною радою
ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»
(протокол № 1 від 24 жовтня 2025 р.)

Укладач

Луценко С.О., канд. техн. наук, доцент.

П68 Процеси відкритих гірничих робіт : методичні рекомендації до виконання практичних робіт / уклад. С. О. Луценко. Запоріжжя : ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», 2025. 48 с.


У методичних рекомендаціях наведено тематику практичних робіт, методичні пояснення щодо порядку та методики їх виконання, критерії оцінювання, вимоги до оформлення звітів.

УДК 622,271(072)

© ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», 2025

ЗМІСТ

ВСТУП	5
1 ПРАКТИЧНА РОБОТА №1.....	
«ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ МЕХАНІЧНОГО РОЗПУШЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД»	6
1.1 Короткі теоретичні відомості	6
1.2 Методика розрахунку	7
1.3 Вихідні дані.....	10
2 ПРАКТИЧНА РОБОТА №2.....	
«РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИБУХОВИХ СВЕРДЛОВИН».....	11
2.1 Короткі теоретичні відомості	11
2.2 Методика розрахунку	12
2.3 Вихідні дані.....	15
3 ПРАКТИЧНА РОБОТА №3.....	
«ВИЗНАЧЕННЯ БУЛЬДОЗЕРНОГО ПАРКУ ПРИ ВИЙМАННІ ТА ПЕРЕМІЩЕННІ ПОРІД»	17
3.1 Короткі теоретичні відомості	17
3.2 Методика розрахунку	18
3.3 Вихідні дані.....	19
4 ПРАКТИЧНА РОБОТА №4.....	
«ВИЗНАЧЕННЯ ПРОДУКТИВНОСТІ ОДНОКІВШЕВИХ ЕКСКАВАТОРІВ Й ІНВЕНТАРНОГО ПАРКУ ЕКСКАВАТОРІВ»	21
4.1 Короткі теоретичні відомості	21
4.2 Методика розрахунку	22
4.3 Вихідні дані.....	23
5 ПРАКТИЧНА РОБОТА №5.....	
«ВИЗНАЧЕННЯ КОРИСНОЇ МАСИ, КОЕФІЦІЄНТУ ТАРИ ТА ДОВЖИНИ ПОТЯГУ ПРИ ТРАНСПОРТУВАННІ ГІРНИЧОЇ МАСИ ЗАЛІЗНИЧНИМ ТРАНСПОРТОМ»	25
5.1 Короткі теоретичні відомості	25
5.2 Методика розрахунку	26
5.3 Вихідні дані.....	28
6 ПРАКТИЧНА РОБОТА №6.....	
«РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ ПОКАЗНИКІВ ТА ПАРАМЕТРІВ АВТОМОБІЛЬНОГО ТРАНСПОРТУ»	30
6.1 Короткі теоретичні відомості	30
6.2 Методика розрахунку	31
6.3 Вихідні дані.....	32
7 ПРАКТИЧНА РОБОТА №7.....	
«ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ПОКАЗНИКІВ ТА ПАРАМЕТРІВ ЕКСКАВАТОРНОГО ВІДВАЛОУТВОРЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД».....	35
7.1 Короткі теоретичні відомості	35



7.2	Методика розрахунку	36
7.3	Вихідні дані	40
8	Практична робота №8.....	
	«ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ПОКАЗНИКІВ ТА ПАРАМЕТРІВ БУЛЬДОЗЕРНОГО ВІДВАЛОУТВОРЕННЯ»	41
8.1	Короткі теоретичні відомості	41
8.2	Методика розрахунку	42
8.3	Вихідні дані	45
9.	КРИТЕРІЇ ОЦІНЮВАННЯ ТА ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ ЗВІТУ	47
	ЛІТЕРАТУРА.....	48
	Додаток А	
	<i>Приклад титульного листа</i>	49



ВСТУП

Метою виконання практичних робіт з дисципліни «Процеси відкритих гірничих робіт» є закріплення здобувачами знань щодо основних виробничих процесів для різноманітних умов експлуатації. Розглядаються способи розрахунку основних виробничих процесів відкритих гірничих робіт – підготовка гірничих порід до виймання, виймально-навантажувальні та транспортні роботи, відвалоутворення. Наводяться таблиці та формули для визначення експлуатаційної. В результаті виконання практичних робіт передбачається набуття здобувачами навичок: розв'язання задач вибору типу обладнання, яке відповідає умовам гірничих робіт, визначення необхідної кількості гірничої техніки, а також розрахунків основних технологічних процесів. Результатом виконання практичних робіт є оформлений за вимогами та зданий звіт. Максимальна кількість балів, яку здобувач може отримати за виконання кожної практичної роботи – 4.

1 ПРАКТИЧНА РОБОТА №1. «ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ МЕХАНІЧНОГО РОЗПУШЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД»

1.1 Короткі теоретичні відомості

Механічне розпушування порід здійснюється причіпними і навісними розпушувачами, в яких маса тягача використовується для заглиблення робочого органу розпушувача.

Глибина розпушування причіпними розпушувачами досягає 0,4 - 0,5 м, а навісними - 1,5 - 2,0 м. Розпушувачі можуть мати до п'яти зубів з цільними або складовими наконечниками. Для підготовки напівскельних порід застосовують однозубого розпушувачі, а в щільних породах доцільно використовувати багатозубі розпушувачі для збільшення їх продуктивності.

До параметрів робочого органу розпушувача відносяться (рис. 1.1): кут різання γ ; кут загострення ω ; задній кут φ ; товщина і довжина зуба; відстань між зубами. Сила різання розпушувача залежить від кута розпушування. Оптимальний кут розпушування для напівскельних і мерзлих порід становить 30-45°. Збільшення його від 40° до 60° подвоює лобове опір зубу. Зменшення кута різання нижче 30° також призводить до збільшення опору. Кут загострення наконечника $\omega=20-30^\circ$. Він приймається таким, щоб при будь-якому заглибленні зубів задній кут дорівнював $\varphi \geq 8-10^\circ$ при розпушуванні мерзлих і $\varphi=5-7^\circ$ при розпушуванні скельних і напівскельних порід. Зменшення кута φ веде до зминання породи задньої гранню наконечника, збільшенню його зносу і опору породи розпушенню.

В процесі розпушення порода руйнується в кордонах трапецієподібного прорізу. У монолітних породах в нижній частині утворюється щілина, ширина основи якої (ϵ) близька до товщині наконечника зуба. Кут нахилу стінок прорізу (α) змінюється від 40° до 60° залежно від складності руйнування порід і параметрів наконечника.

Розпушуваність порід визначається можливим заглибленням зуба розпушувача (h_3) і залежить від потужності розпушувача, міцності порід і тріщинуватості масиву (рис. 1.2).

Розпушування породного масиву здійснюється при паралельних суміжних проходах розпушувача на горизонтальній або похилій площадці

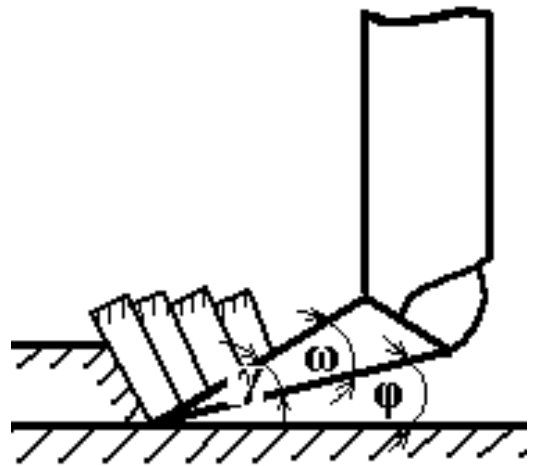


Рис. 1.1 – Схема робочого органу розпушувача

за човниковою схемою. Відстань між суміжними проходами (c) встановлюється з умови забезпечення необхідної кускуватості і достатньої глибини розпушування масиву. Між суміжними прорізами в нижній частині перетину утворюються зони нерозпушеної породи (цілики), що ускладнюють виймання гірничої маси. Глибина ефективного розпушування $h_e = (0,5-0,7)h_z$. У зв'язку з цим доцільні додаткові перехресні проходи перпендикулярно або діагонально початковим проходам.

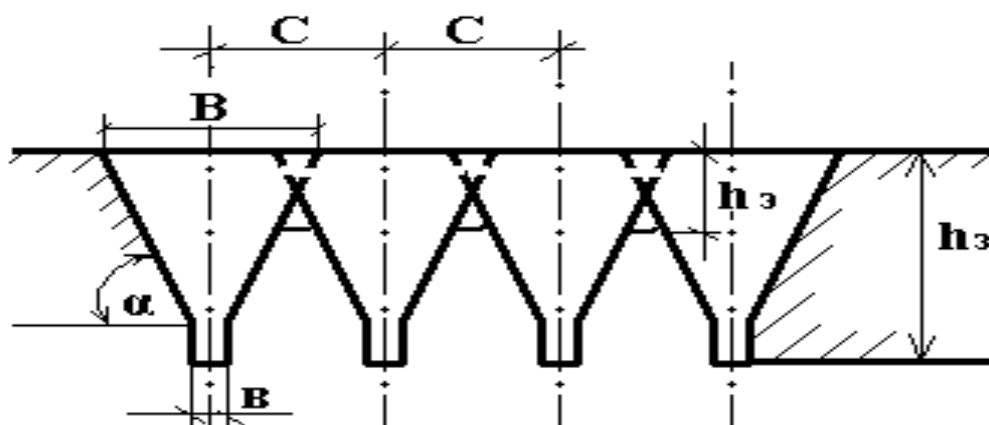


Рис. 1.2 – Схема механічного розпушування порід

1.2 Методика розрахунку

Глибину ефективного розпушування визначаємо за формулою:

$$H_e = K_{п.с} \cdot h_z - 0,5 \cdot (C - B) \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ м,}$$

де $K_{п.с}$ – коефіцієнт поперечного перерізу борозни, який залежить від ступеню тріщинуватості порід (табл. 1.1);

B – ширина підшви прорізу, яка змінюється залежно від ширини наконечника зубу B_H та тріщинуватості порід.

Таблиця 1.1 – Значення коефіцієнту $K_{п.с}$ і ширини підшви прорізу $B_{пп}$

Характеристика порід за тріщинуватістю в масиві	Акустичний показник тріщинуватості породи A_{mp}	$K_{п.с}$	$B_{пп}$
Малотріщинуваті	0,6-0,8	0,8	$2 \cdot B_H$
Середньотріщинуваті	0,4-0,6	0,9	$3 \cdot B_H$
Сильнотріщинуваті	Менше 0,4	1	$4 \cdot B_H$

Розпушуваність породи залежить від взаємного направлення розпушування і системи тріщин. Найбільш ефективно розпушування

поперек напрямку основної тріщинуватості. При розпушуванні шаруватих напівскельних порід найбільш складним є початкове заглиблення зуба. Для полегшення заглиблення багаторазовим проходом розпушувача або вибуховим способом створюється «передовий вріз» на необхідну глибину впоперек намічених паралельних проходів розпушувача.

Продуктивність розпушувачів в щільних породах досягає 1500 м³/год (табл. 1.2). Вона істотно залежить від прийнятої схеми розпушення (рис. 1.3):

Таблиця 1.2 – Швидкість розпушення деяких гірських порід

Гірські породи	$A_{тр}$	α	H_3 , м	Швидкість розпушення, v_p , м/с
Кам'яне вугілля, зцементована щебениста маса, зруйновані сланці	0,6-0,8	50-60	1-0,8	1,2
Мергель, м'який вапняк, сланці, крейда, гіпс, тверді та мерзлі глини	0,6-0,8	55-45	0,8-0,6	1,0
Сильнотріщинуваті міцні вапняки, піщаники, сланці	0,4 <	50-40	0,6-0,2	0,8
Сильнотріщинуваті вапняки, середньотріщинуваті вапняки, доломіти, мрамур, глинисті сланці	0,4-0,6	50-40	0,6-0,2	0,6
Малотріщинуваті міцні вапняки, залізні руди	> 0,6	55-45	0,6-0,2	0,4

а) при паралельних проходах розпушувача (за човниковою схемою)

$$Q_1 = \frac{3600 \cdot C \cdot h_e \cdot K_B}{\left(\frac{1}{v_p} + \frac{t}{L_b}\right)}, \text{ м}^3/\text{год.}$$

де K_B – коефіцієнт використання розпушувача (0,7-0,8) у змінному часі;
 t – час, за який розпушувач переїжджає на наступну борозну (при човникових перегонах $t = 30 \div 60$ с);
 L_b – довжина блоку, м.

б) при роботі з холостими перегонами розпушувача

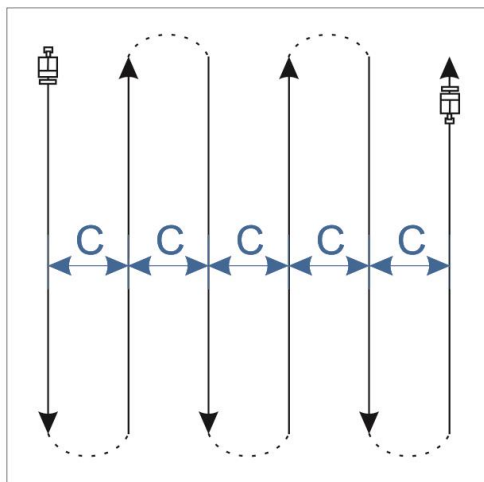
$$Q_2 = \frac{3600 \cdot C \cdot h_e \cdot K_g}{\left(\frac{1}{v_{px}} + \frac{t_x}{L_b}\right)}, \text{ м}^3/\text{год.}$$

де v_{px} – швидкість розпушення з холостими перегонами, яке може здійснюватись під уклін (на похилій поверхні), тому можливе деяке збільшення швидкості за рахунок власної ваги розпушувача;

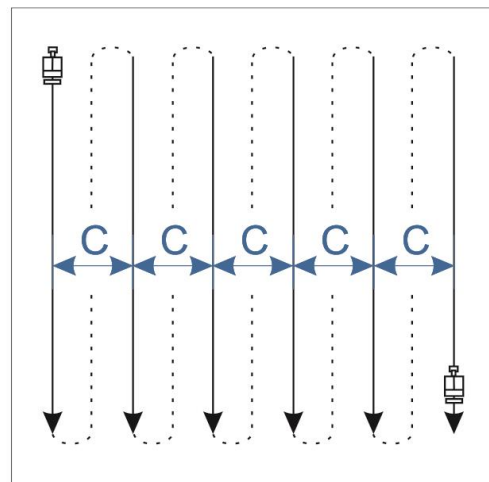
t_x – час переїзду розпушувача на наступну борозну при роботі з холостими перегонами

$$t_x = t + L_b / v_x, \text{ с,}$$

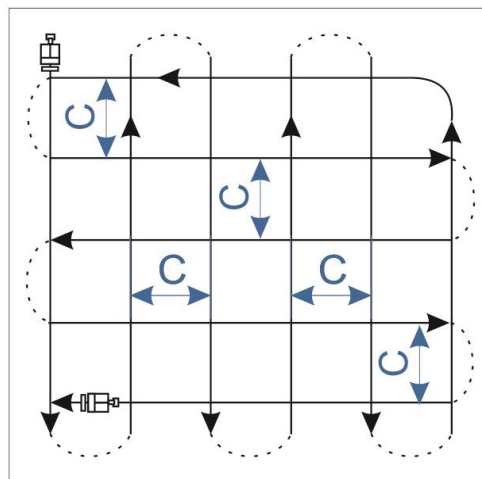
де v_x – швидкість холостого ходу розпушувача, 2-3 м/с.



а) човникова схема з паралельними проходами розпушувача



б) схема розпушення під уклін з холостими перегонами розпушувача



в) човникова схема з перехресними проходами розпушувача

Рис. 1.3 – Схеми руху розпушувачів у вибої

в) при роботі за човниковою схемою з перехресними проходами розпушувача:

$$Q_3 = \frac{3600 \cdot C \cdot h_e \cdot K_e}{\frac{1}{v_p} \left(\frac{1}{C} + \frac{1}{C'} \right) + \tau \left(\frac{1}{C \cdot L_6} + \frac{1}{C' \cdot D} \right)}, \text{ м}^3/\text{год.}$$

де C' – додаткові ходи розпушувача. Для збільшення h_e та покращення руйнування гірської маси ($C' = (1,2 \div 1,5) \cdot C$);

τ – сумарний час на переїзд розпушувача на наступну борозну, τ (складається з часу на заглиблення зубу, на виймання зубу та час на маневри при переїзді) - 30-50 с;

D – довжина перехресного ходу (ширина ділянки розпушення), м.

1.3 Вихідні дані

Механічне розпушення проводиться для підготовки порід заданого типу. Параметри розпушування: ширина наконечника зубу $B_n = 10$ см; порода, що розпушується, характеризується акустичним показником тріщинуватості A_{mp} ; відстань між суміжними проходами розпушувача – C , м.

Розрахувати:

- 1) глибину ефективного розпушування для заданих умов (табл. 1.3);
- 2) відстань між суміжними проходами розпушувача для досягнення глибини ефективного розпушування $H_p = 0,35$ м;
- 3) годинну продуктивність розпушувача при глибині ефективного розпушування $H_p = 0,35$ м роботі розпушувача за човниковою схемою та за схемою з холостими перегонами. Дожину блоку прийняти $L_6=300$ м.

Таблиця 1.3 – Вихідні дані до розрахунків згідно варіантів

№	Порода, що розпушується	A_{mp}	C	α	№	Порода, що розпушується	A_{mp}	C	α
1	Кам'яне вугілля	0,61	1	55	14	Доломіти	0,54	0,8	45
2	Щебениста маса	0,65	1	55	15	Мармур	0,58	0,5	45
3	Зруйновані сланці	0,75	0,8	55	16	Глинисті сланці	0,58	0,5	45
4	Мергель	0,7	0,8	50	17	Малотріщ. вапняки	0,7	0,4	50
5	М'який вапняк	0,79	1	50	18	Залізні руди	0,35	0,2	50
6	Сланці	0,64	0,9	50	19	М'який вапняк	0,79	0,9	50
7	Крейда	0,72	0,8	50	20	Сланці	0,64	0,8	50
8	Гіпс	0,77	0,9	50	21	Крейда	0,72	0,5	50
9	Тверді глини	0,7	0,5	50	22	Гіпс	0,77	0,8	50
10	Мерзлі глини	0,68	0,6	50	23	Тверді глини	0,7	0,5	50
11	Сильнотріщ. вапняки	0,35	1	45	24	Мерзлі глини	0,68	0,9	50
12	Піщаники	0,31	1,1	45	25	Сильнотріщ. вапняки	0,35	0,9	45
13	Середньотріщ. вапняки	0,43	0,7	45					

2 ПРАКТИЧНА РОБОТА №2.

«РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИБУХОВИХ СВЕРДЛОВИН»

2.1 Короткі теоретичні відомості

Вибухова підготовка гірських порід повинна забезпечувати необхідний ступінь подрібнення гірських порід, відповідні висотні відмітки робочої площадки, задані форму та розміри розвалу гірської маси.

Найбільш поширеним серед методів ведення вибухових робіт на сучасних кар'єрах є метод вертикальних свердловинних зарядів, який передбачає розміщення заряду ВР у свердловинах, пробурених перпендикулярно горизонтальним площинам уступу.

Конструктивно свердловинні заряди ВР можуть бути **суцільними** та **розосередженими** (рис. 2.1).

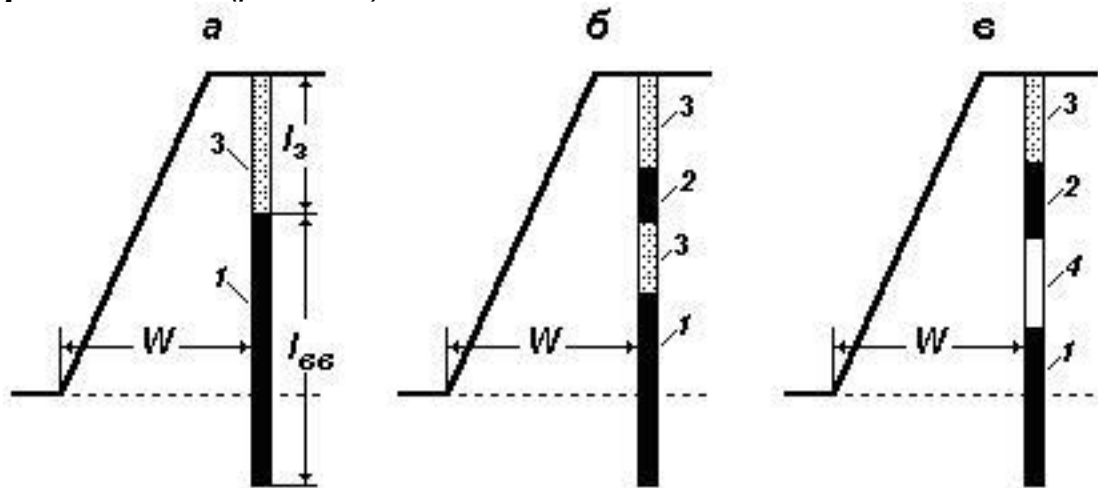


Рис. 2.1 – Конструкції свердловинних зарядів:
а) суцільний свердловинний заряд ВР;
б) розосереджений заряд ВР з інертним проміжком;
в) розосереджений заряд ВР з повітряним проміжком

Суцільні заряди простіші у виготовленні та заряджанні, але руйнівна дія вибуху значно більше впливає на нижню частину уступу, що може призводити до утворення негабаритів в породах верхньої частини уступу, що підривається.

Розосереджений свердловинний заряд ВР: основний заряд розташований в нижній частині свердловини, а один-два додаткові заряди - у середній та верхній частинах свердловини, що дозволяє зменшити зони нерегульованого дроблення та зменшити вихід негабариту. Дія **розосереджених** зарядів ВР більш ефективна щодо рівномірності подрібнення порід, але необхідність дотримання певних параметрів проміжку між частинами заряду пов'язана з суттєвим ускладненням заряджання свердловини.

2.2 Методика розрахунку

1) Діаметр свердловини вибирається з урахуванням фізико-технічних характеристик породи, необхідного ступеня їх подрібнення та обсягів гірських робіт. В основному застосовуються свердловини діаметром 100-320 мм.

$$d_c = K_{p.c.} \cdot d_\delta, \text{ м}$$

де $K_{p.c.}$ - коефіцієнт розширення свердловини (1,05-1,2, менше значення відповідає монолітним породам, більше – тріщинуватим);

d_δ - діаметр долота, м

2) Лінія опору по підшві уступу повинна задовольняти умові:

$$W_{min} \geq h_y \cdot ctg \alpha + C$$

де C - безпечна відстань 3 м.

3) Перебур свердловини необхідний для кращої проробки підшви уступу з метою створення нормальних умов для роботи ВНО та транспорту.

$$l_n = \sqrt{h_y^2 + W^2} - h_y, \text{ м}$$

або орієнтовно прийняти

$$l_n = (10 - 15) \cdot d_c, \text{ м}$$

де W - довжина лінії опору по підшві уступу

4) Глибина свердловини залежить від висоти уступу та кута їх нахилу

$$l_c = \frac{h_y}{\sin \beta} + l_n,$$

де β – кут нахилу свердловини, °;

l_n – величина перебуру, м,

Кут нахилу свердловини. Найбільше застосування в кар'єрах отримали вертикальні свердловини, при бурінні яких забезпечується висока продуктивність бурових верстатів та створюються оптимальні умови для механізованого заряджання свердловин.

5) Довжина забійки:

$$l_3 = (20 \div 35) \cdot d_c, \text{ м,}$$

або

$$l_3 = (0.6 \div 0.8) \cdot W$$

6) Довжина суцільного заряду:

$$l_{зар} = l_c - l_{заб}.$$

Якщо довжина суцільного заряду $l_{зар} \geq 1,2 \cdot W$, то застосовують розосереджені заряди.

Для **розосереджених** зарядів:

$l_{осн.зар.} = 1,2 \cdot W$, м - довжина основного заряду; сумарна довжина повітряних проміжків:

$$\sum l_{пром} = (0,17 \div 0,35) \cdot l_c, \text{ м}$$

7) Питомі витрати ВР:

$$q = 124 \sqrt{\frac{f^3 \times \Delta}{Q^3}},$$

де Q – теплота вибуху обраної ВР; Δ – густина заряджання ВР у свердловині (при ручному заряджанні – 0,9 кг/дм³, при механізованому заряджанні – 1 кг/дм³, при застосуванні водонаповнених ВР – 1,4-1,6 кг/дм³). Для розрахунку параметрів вибухових свердловин при виконанні лабораторної роботи і при застосуванні зазначених вище ВР густину заряджання прийняти 1,3 кг/дм³, теплоту вибуху 4300.

8) Місткість заряду в 1 м свердловини:

$$P = \frac{\pi \cdot d_c^2}{4} \cdot \Delta, \text{ кг*м}$$

9) Відстань між свердловинами в ряду:

$$a = 0.8 \frac{P}{q \cdot W}, \text{ м}$$



10) Відстань між рядами свердловин:

$$b = m \cdot a, \text{ м,}$$

де m - коефіцієнт зближення зарядів (для легкопідриваємих порід m 1,1-1,4, для порід середньої важкості підривання 1-1,1, для важкопідриваємих порід 0,75-1).

11) Вихід підірваної гірської маси з 1 м свердловини:

$$q_{з.м.} = \frac{[W + b \cdot (n_p - 1) \cdot h_y \cdot a]}{n_p \cdot l_c},$$

$$\text{де } n_p = \text{Ш}_{\text{бл}} / b.$$

12) Ширина розвалу при однорядному миттєвому підриванні:

$$B_o = K_B \cdot K_\beta \cdot \sqrt{q \cdot h_y}, \text{ м}$$

де K_B – коефіцієнт, що характеризує підриваємість гірських порід (для легкопідриваємих 3-3,5, середньої важкості 2,5-3, важкопідриваємих 2-2,5)

$K_\beta = 1 + 0,5 \sin 2(\pi/2 - \beta)$ – коефіцієнт, що враховує кут нахилу свердловини.

13) Ширина розвалу при багаторядному підриванні:

$$B_b = K_b \cdot B_o + (n_p - 1) \cdot b, \text{ м}$$

де K_b - коефіцієнт дальності відкидання підірваної породи, який залежить від інтервалу уповільнення між рядами зарядів (прийняти 1)

14) Очікувана кускуватість:

$$d_{сер} = \frac{60}{\frac{1}{l_{сер}} + \frac{300 + h_y}{100 + d_c} \cdot q_{з.м.}}, \text{ м}$$

де $l_{сер}$ - розмір середньої природної окремоті у масиві, м (Розмір окремоті прийняти для сильнотріщинуватих 1,2 м, середньотріщинуватих 0,9 м, малотріщинуватих 0,6 м)

15) Вихід негабариту повинен складати не більше 3-5%, то об'єм негабариту після вибуху:

$$V_H = (0,03 \div 0,05) \cdot V_{\text{бл}}, \text{ м}^3.$$

Приймаємо вихід негабариту максимально можливим/
Тобто

$$V_{H \text{ max}} = 0,05 \cdot V_{\text{бл}} \text{ м}^3$$

$$V_{\text{бл}} = D_{\text{бл}} \cdot Ш_{\text{бл}} \cdot h_y, \text{ м}^3$$

16) Витрати вибухової речовини для ВП:

$$B = q \cdot V_{H \text{ max}} \text{ кг},$$

де $q=1.5 \text{ кг/м}^3$ – питома витрата вибухової речовини.

2.3 Вихідні дані

1. За даними варіанту (табл. 2.1) здійснити розрахунок основних параметрів вибухових свердловин. Для цього самостійно обрати буровий верстат шарошкового буріння з числа рекомендованих (табл. 2.2). Вибухову речовину рекомендовано обрати Україніт ПП-2 або Анемікс (табл. 2.3).

2. Визначити ширину розвалу підірваної гірської породи при однорядному та багаторядному підриванні, а також очікувану кускуватість гірничої маси.

3. На основі розрахунків визначити об'єм негабариту та витрати вибухової речовини на вторинне подрібнення, за умови, що $Ш_{\text{бл}}$ (ширина блока, що підривається) - 40м, $Д_{\text{бл}}$ (довжина блока, що підривається) - 200м.

Таблиця 2.1 - Вихідні дані до розрахунків згідно варіантів

№ варіанту	Коефіцієнт міцності породи, f	Висота уступу, м	Кут нахилу укосу уступу, α , град.	Підриваємість гірської породи	Характеристика тріщинуватості породи
1	17	15	75	важка	слабкотріщ.
2	8	11	60	легка	сильнотріщ.
3	14	15	65	середня	Слабкотріщ
4	10	13	65	середня	середньотріщ.

Продовження табл. 2.1


5	11	14	67	середня	сильнотріщ
6	12	15	70	середня	середньотріщ.
7	13	15	72	важка	середньотріщ.
8	14	15	75	важка	сильнотріщ
9	15	15	72	важка	слабкотріщ
10	16	15	70	важка	середньотріщ.
11	17	15	72	важка	слабкотріщ
12	8	10	61	легка	сильнотріщ
13	15	12	69	важка	середньотріщ.
14	10	13	64	середня	середньотріщ.
15	11	12	63	середня	сильнотріщ
16	12	15	65	важка	слабкотріщ
17	13	14	68	важка	сильнотріщ
18	14	13	67	важка	сильнотріщ
19	15	15	70	середня	слабкотріщ
20	16	15	72	важка	середньотріщ.
21	11	14	75	важка	сильнотріщ
22	16	15	67	важка	сильнотріщ
23	9	12	65	легка	слабкотріщ
24	10	15	66	середня	середньотріщ.
25	14	17	74	середня	слабкотріщ.

Таблиця 2.2 - Сучасні бурові верстати для відкритої розробки родовищ

Назва	Діаметр долота, мм	Технічна швидкість буріння, м/хв.	Довжина штанги, м
СБШ-250МН	250	0,44	8,2
СБШ-320	320	0,3	17,5
Atlas Copco DML	250	0,56	8,5
Atlas Copco PV-275	250	0,6	11,3
Sandvik-D 55 SP	200	0,7	17

Таблиця 2.3 - Характеристики емульсійних ВР

Назва	Україніт ПП-2	Анемікс-80	Анемікс-70
Теплота вибуху, кДж/кг	4100-4400	3231	3117
Об'єм газів, л/кг	721-750	1009	1004
Щільність заряджання, кг/м ³	1300	1210	1220



3 ПРАКТИЧНА РОБОТА №3. «ВИЗНАЧЕННЯ БУЛЬДОЗЕРНОГО ПАРКУ ПРИ ВИЙМАННІ ТА ПЕРЕМІЩЕННІ ПОРІД»

3.1 Короткі теоретичні відомості

Бульдозер – це гусеничний чи колісний тягач, обладнаний начіпним робочим устаткуванням у виді відвала. Він може робити, як і скрепер, виїмку, переміщення і складування породи. По потужності базового тягача бульдозери підрозділяють на надпотужні (більш 250 кВт), могутні (110 – 250 кВт), середньої потужності (75 – 110 кВт) і легкі (25 – 60 кВт). Ніж бульдозера може бути неповоротним (найчастіше) і поворотним. Керування лемешем може бути канатним чи гідравлічним.

Бульдозер як і колісний скрепер, виробляє виїмку, транспортування та розміщення породи у відвал.

Однак на відміну від скрепера бульдозер може працювати як у м'яких, так і розпушених вибухом скельних гірських породах.

Вибоями бульдозера можуть бути площадка, подовжній чи торцевий укоси уступу чи розвалу. Доцільні похилі вибої з зарізанням і переміщенням породи під ухил.

Цикл роботи бульдозера складається з зарізання горизонтального чи похилого шару виїмки, набору породи в обсязі призми волочіння, переміщення останньої і розвантаження.

На початку роботи заглиблюється ріжуча частина відвалу, причому бульдозер одночасно переміщається вперед. Відокремлюваний від масиву ґрунт накопичується попереду ножа, утворюючи призму волочіння. Відділення ґрунту від масиву відбувається до тих пір, поки призма волочіння не досягне верхньої кромки відвалу. Потім відвал на ходу піднімається на поверхню ґрунту, продовжуючи переміщувати призму волочіння до місця відвалу.

Щільні, тріщинуваті напівскельні і мерзлі породи необхідно підготовляти до виїмки механічним розпушуванням. При виїмці висаджених порід розмір породних шматків не повинний перевищувати 100-120 см. Раціональний бічний набір породи з рухом бульдозера по підосві уступу уздовж розвалу з частковим впровадженням у нього лемеша (виїмка вузькою заходкою). Висота розвалу при бульдозерній виїмці за умовами безпеки не повинна перевищувати 5 – 7 м. Для зменшення втрат породи при транспортуванні бульдозер багаторазово проходить по одній смузі шириною 3 – 3,5 м, формуючи по краях смуги валики шириною 0,7 – 1,0 м, що перешкоджають розтіканню породи. Глибина траншеї, що утвориться, складає 0,6 – 0,7 м.

На кар'єрах бульдозери широко застосовують для

- планування робочих майданчиків, відвалів, доріг,
- для спільної роботи з екскаватором або скрепером,

- для зачистки покрівлі пласта та виконання різних будівельних робіт.

Зі збільшенням відстані транспортування до 50 – 100 м усю ділянку переміщення розбивають на дві – три частини. Наприкінці кожної частини породи штабелюють у виді проміжного вала, послідовно переміщуваного до місця розвантаження.

Тривалість циклу при цьому збільшується, але продуктивність бульдозера зростає на 30 – 40%, за рахунок поліпшення набору породи.

Схема руху бульдозера – челнокова і кільцева. Розвантаження бульдозера виробляється під укіс уступу з наступним розрівнюванням.

3.2 Методика розрахунку

1. Годинна продуктивність бульдозера:

$$Q_{год} = \frac{3600 \cdot V_{п.в.} \cdot k_y}{T_{ц} \cdot k_p}, \text{ м}^3/\text{годину.}$$

де $V_{п.в.}$ - дійсний об'єм призми волочіння, м^3 ;

k_y - коефіцієнт зміни продуктивності бульдозера в залежності від величини ухилу та дальності переміщення породи;

$t_{ц}$ - час циклу роботи бульдозера (розрахункова величина), с;

k_p - коефіцієнт розпушення породи

2. Дійсний об'єм призми волочіння:

$$V_{п.в.} = \frac{B_l \cdot h_l^2}{2 \operatorname{tg} \alpha}, \text{ м}^3$$

де B_l , h_l - ширина та висота лемеха, м;

α - кут укосу породи в призмі волочіння.

3. Тривалість циклу роботи бульдозера:

$$T_{ц} = t_n + t_{р.в.} + t_{р.п.} + t_{дод}, \text{ с}$$

де t_n - тривалість набору породи, с (відстань набору породи/швидкість руху при наборі породи);

$t_{р.в.}$ - тривалість руху бульдозера з вантажем, с (відстань переміщення породи / швидкість руху бульдозера у вантажному напрямку);

$t_{p.л.}$ – тривалість руху бульдозера без вантажу, с (відстань переміщення породи / швидкість руху бульдозера у порожняковому напрямку);

$t_{доd}$ – тривалість перемикування швидкості та опускання відвалу (лемеха) (5-10 с).

4. Годинна технічна продуктивність бульдозера при планувальних роботах:

$$Q_{план} = \frac{3600 \cdot (b-a) \cdot L_{пл}}{n_{пр} \cdot \left(\frac{L_{пл}}{v_{пл}} + t_{пов}\right)}, \text{ м}^2/\text{год}$$

де b – ширина смуги планування за один прохід бульдозера, м (ширина лемеха)

a – ширина перекриття смуги (0,3-0,4 м)

$L_{пл}$ – довжина ділянки планування, м

$n_{пр}$ – кількість проходів бульдозера по одній смузі (рекомендовано прийняти 2).

$v_{пл}$ – швидкість бульдозера при плануванні, м/с (0,3-0,7 м/с)

$t_{пов}$ – тривалість повороту бульдозеру при кожному проході (8-12 с).

5. Річна продуктивність бульдозера:

$$Q_{річнаБ} = \frac{3600 \cdot V_{н.с.} \cdot k_y}{T_{ц} \cdot k_p} \cdot k_{ВИК} \cdot n_{ЗМ} \cdot T_{ЗМ} \cdot N_{РД}$$

6. Маючи річну продуктивність бульдозера та знаючи річну продуктивність кар'єру визначаємо необхідну кількість бульдозерів:

$$N_B = \frac{Q_{річнаК.}}{Q_{річнаБ.}} \cdot k_{РЕЗ};$$

7. Коефіцієнт резерву приймається в межах 20-25%.

3.3 Вихідні дані

Розрахувати годинну та річну експлуатаційну продуктивність бульдозера при вийманні та переміщенні порід, а також його годинну технічну продуктивність при планувальних роботах. Розрахувати бульдозерний парк для заданих умов (табл. 3.1, 3.2).

Кут укосу породи в призмі волочіння $\alpha=40^\circ$. Відстань набору породи 10 м. Швидкість бульдозера при планувальних роботах прийняти $v_{пл} = 0,3-0,7$ м/с. Кількість робочих днів на рік $N_{РД} = 230$ днів. Коефіцієнт


розпушення породи $k_p = 1,05$. Коефіцієнт використання бульдозера прийняти $K_{вик} = 0,7$. Довжина ділянки планування $L_{пл} = 100$ м.

Таблиця 3.1 - Вихідні дані до розрахунків згідно варіантів

№ з/п	Відстань переміщення породи, м	Продуктивність кар'єру $Q_{річна, К}$, млн.т/рік	Щільність породи, γ , т/м ³	Ухил (підйом), %	Швидкість руху бульдозера при наборі породи/ з вантажем/без вантажу, м/с	Графік роботи, $T_{зм}/n_{зм}$
1	15	3	1,5	Ухил 10	0,6/1/1,6	10/2
2	20	2	1,6	Ухил 20	0,7/1,5/2	8/2
3	25	2,5	1,7	Підйом 10	0,15/0,75/1	12/1
4	30	3,1	1,8	Ухил 10	0,9/1,3/2,8	7/2
5	35	3	1,9	Ухил 20	0,55/1/1,3	9/2
6	40	5	2	Підйом 10	1,2/2/2,4	12/2
7	45	3	2,1	Ухил 10	0,35/0,75/1	8/2
8	50	2	2,2	Ухил 20	0,55/1,2/2,7	10/1
9	55	2,5	2,3	Підйом 10	0,6/1/1,6	12/1
10	60	2,2	2,4	Ухил 10	0,75/2/2,5	11/1
11	65	3	2,5	Ухил 20	0,15/0,75/1	12/2
12	75	5	2,6	Підйом 10	0,9/1,3/2,8	10/2
13	80	3	2,7	Ухил 10	0,55/1/1,3	8/2
14	85	2	2,8	Ухил 20	1,2/2/2,4	7/2
15	95	2,5	2,9	Підйом 10	0,35/0,8/1,3	8/2
16	90	1,8	3	Ухил 10	0,55/1,2/2,7	11/2
17	100	3	1,8	Ухил 20	0,6/1/1,6	12/2
18	30	2	1,9	Підйом 10	0,7/1,5/2	12/1
19	35	2,5	2	Ухил 10	0,15/0,75/1	10/2
20	40	2,3	2,1	Ухил 20	0,9/1,3/2,8	7/2

Таблиця 3.2 - Параметри бульдозерів

Бульдозер	Ширина лемеха	Висота лемеха
Komatsu D375	5,14 м	2,265 м
Komatsu S6D170	4,75	1,47
Komatsu SAA6D170E-3	5,1	1,43
Caterpillar D10T	4,86	2,12
Caterpillar D8R	3,94	1,17



4 ПРАКТИЧНА РОБОТА №4. «ВИЗНАЧЕННЯ ПРОДУКТИВНОСТІ ОДНОКІВШЕВИХ ЕКСКАВАТОРІВ Й ІНВЕНТАРНОГО ПАРКУ ЕКСКАВАТОРІВ»

4.1 Короткі теоретичні відомості

Механічні лопати підрозділяються на три основних типи: С – будівельні, К – кар'єрного, В – розкривні.

Універсальні екскаватори будівельного типу з ковшами ємністю 0,5 – 2 м³, дизельним чи дизель-електричним приводом, на гусеничному ході застосовуються для виїмки піщаних, м'яких і дрібно зруйнованих порід на кар'єрах виробничою потужністю 0,5 – 2,0 *10⁶ м³/рік по гірській масі, а також на більш великих кар'єрах при роздільній виїмці малопотужних родовищ. Навантаження в основному нижня. Висота уступу до 6 – 8 метрів.

Кар'єрні механічні лопати з електричним багатодвигунним приводом, на гусеничному ході застосовуються для виїмки м'яких і зруйнованих порід будь-якої кусковатості. Ємність ковшів 2 – 20 м³ (до 35 м³). Висота розроблювального уступу 6 – 20 метрів. Застосовуються на кар'єрах будь-якої виробничої потужності. Найбільш поширене нижнє навантаження.

Основні технологічні параметри механічних лопат:

- ємність ковша;
- робочі параметри;
- габарити;
- подоланий ухил;
- маса;
- питомий тиск на ґрунт.

Питомий тиск екскаватора на ґрунт у момент наповнення ковша, повороту і розвантаження міняється в широкому діапазоні і може перевищувати середню (паспортну) величину в 15 - 20 разів. Максимальний питомий тиск:

- 0,2 мПа для м'якого піску;
- 0,5 – 0,6 мПа для щільної глини;
- 0,8 – 1,0 мПа для мергелю.

Найбільш раціональна виїмка торцевим вибоєм при наскрізній заходці, тому що кут повороту екскаватора не перевищує 90°, найбільш зручна подача транспортних судин під навантаження, мінімальні простоти через нарощування і переміщення транспортних комунікацій.

При виїмці фронтальним вибоєм середній кут повороту екскаватора зростає до 110° – 140° і крім того необхідні часті пересувки через малу ширину вибою, що знижує продуктивність екскаватора. Тому фронтальний вибій застосовують тільки при роздільному вийманні.

4.2 Методика розрахунку

1. **Теоретична продуктивність** - це кількість гірничої маси, яка може бути вийнята за годину у певних умовах при безперебійній роботі екскаватора, виходячи з його конструктивних параметрів.

Для одноківшевих екскаваторів:

$$Q_{теор} = \frac{3600 \cdot E}{t_{ц.теор}}, \text{ м}^3/\text{год.}$$

де E - місткість ковша екскаватора, м^3 ;

$T_{ц.теор}$ - теоретична тривалість робочого циклу, с.

2. **Технічна продуктивність** - це максимальна годинна продуктивність екскаватора при його безперервній роботі в конкретних горнотехнічних умовах.

$$Q_{техн} = \frac{3600 \cdot E \cdot k_n}{t_{ц} \cdot k_p}, \text{ м}^3/\text{год.}$$

де k_n - коефіцієнт наповнення ковша екскаватора;

k_p - коефіцієнт розпушення породи в ковші;

$t_{ц}$ - фактична тривалість робочого циклу (в реальних умовах: хронометраж, або врахування організації виймальних робіт), с (табл. 4.1).

Таблиця 4.1 - Орієнтовна тривалість циклу екскаваторів ($t_{ц}$, с) при навантаженні підірваних гірських порід у транспортні засоби

Модель екскаватора	Кут повороту екскаватора при навантаженні, градус		
	90	135	180
ЕКГ-5	48	50	52
ЕКГ-8, ЕКГ-10	51	54	57
ЕКГ-12	55	58	61
ЕКГ-15; ЕКГ-20	57	59	62

3. **Експлуатаційна продуктивність** екскаватора визначається з урахуванням втрат робочого часу, пов'язаних з неминучими організаційними і технічними простоями. Змінна експлуатаційна продуктивність для всіх видів екскаваторів визначається за формулою:

$$Q_{зм} = \frac{3600 \cdot E \cdot k_n}{t_{ц} \cdot k_p} \cdot T_{зм} \cdot K_{вик}, \text{ м}^3/\text{зм},$$

Добова експлуатаційна продуктивність:

$$Q_{\text{доб}} = \frac{3600 \cdot E \cdot k_n}{t_{\text{ц}} \cdot k_p} \cdot T_{\text{зм}} \cdot n_{\text{зм}} \cdot K_{\text{вик}}, \text{ м}^3/\text{добу};$$

Річна експлуатаційна продуктивність:

$$Q_{\text{річн}} = \frac{3600 \cdot E \cdot k_n}{t_{\text{ц}} \cdot k_p} \cdot T_{\text{зм}} \cdot n_{\text{зм}} \cdot N_{\text{р.д.}} \cdot K_{\text{вик}}, \text{ м}^3/\text{рік}$$

де $T_{\text{зм}}$ - тривалість зміни, год.;

$K_{\text{вик}}$ - коефіцієнт використання екскаватора в часі ($K_{\text{вик}} = 0,6 \dots 0,8$);

$n_{\text{зм}}$ - кількість змін на добу;

$N_{\text{р.д.}}$ - кількість робочих днів на рік.

4. Інвентарний парк екскаваторів визначається, виходячи з річної продуктивності одного екскаватора та річної продуктивності кар'єру з урахуванням коефіцієнту резерву:

$$N_{\text{інв}} = \frac{1,15 \cdot A_{\text{г.м.}}}{Q_{\text{річн}} \cdot \gamma}, \text{ шт.}$$

де 1,15 – коефіцієнт резерву;

$A_{\text{г.м.}}$ - продуктивність кар'єру по гірській масі, т/рік;

$Q_{\text{річн}}$ - річна продуктивність екскаватора, м³/рік;

γ - щільність гірської маси, т/м³

4.3 Вихідні дані

За даними варіанту розрахувати паспортну, технічну та експлуатаційну (змінну, добову, річну) продуктивність одноківшевих екскаваторів, інвентарний парк екскаваторів (табл. 4.2).

1. Режим роботи кар'єру: 2-змінний графік по 11 годин.
2. Коефіцієнт використання екскаватора у часі прийняти 0,6-0,8.
3. Щільність гірничої маси γ прийняти 3 т/м³

Таблиця 4.2 - Вихідні дані до розрахунків згідно варіантів

№ з/п	Екскаватор	Коефіцієнт наповнення ковша	Коефіцієнт розпушення породи,	Продуктивність кар'єру по гірській масі, млн.т/рік	Кількість днів роботи на рік
1	ЕКГ-10	0,75	1,35	30	300
2	ЕКГ-12	0,95	1,4	35	320
3	ЕКГ-15	1,0	1,45	28	350
4	ЕКГ-20А	0,95	1,5	27	365
5	ЕКГ-5А	1,0	1,55	26,5	350
6	ЕКГ-12	1,05	1,6	29	325
7	ЕКГ-15	1,1	1,35	35	330
8	ЕКГ-20А	0,75	1,4	32	312
9	ЕКГ-5А	0,8	1,45	31	315
10	ЕКГ-8i	0,85	1,5	38	325
11	ЕКГ-20А	0,9	1,45	37	360
12	ЕКГ-5А	0,95	1,5	32	354
13	ЕКГ-8i	0,95	1,55	30	355
14	ЕКГ-10	0,95	1,6	35	325
15	ЕКГ-12	1,0	1,6	20	300
16	ЕКГ-15	1,05	1,35	25	360
17	ЕКГ-20А	1,1	1,4	24	365
18	ЕКГ-5А	0,75	1,45	27,5	320
19	ЕКГ-12	0,8	1,5	25,6	340
20	ЕКГ-15	0,85	1,4	23	350



5 ПРАКТИЧНА РОБОТА №5. «ВИЗНАЧЕННЯ КОРИСНОЇ МАСИ, КОЕФІЦІЄНТУ ТАРИ ТА ДОВЖИНИ ПОТЯГУ ПРИ ТРАНСПОРТУВАННІ ГІРНИЧОЇ МАСИ ЗАЛІЗНИЧНИМ ТРАНСПОРТОМ»

5.1 Короткі теоретичні відомості

Залізничний транспорт є найпоширенішим видом кар'єрного транспорту. Із застосуванням його на залізничних і вугільних кар'єрах вивозять близько 50% усієї гірничої маси.

Залізничний транспорт відрізняється

- високою продуктивністю,
- надійністю роботи в будь-яких умовах,
- невеликим опором руху та малою витратою енергії,
- міцністю та великим терміном служби рухомого складу.
- Основні недоліки залізничного транспорту:
- великі капітальні витрати на влаштування залізничної колії та експлуатаційні витрати на його утримання та ремонт,
- малі ухили, що долаються та великі радіуси закруглень,
- значні обсяги гірничо-капітальних робіт та терміни будівництва кар'єрів у порівнянні з іншими видами транспорту.

Залізничний транспорт найбільш ефективний у великих кар'єрах з великими розмірами кар'єрного поля, середньої та великої продуктивності – 10 і більше млн. т на рік гірничої маси при відстанях транспортування понад 5 км від кар'єру (рис. 5.1).

За своїм призначенням залізничний транспорт гірничодобувних підприємств поділяється на

- технологічний
- господарський.

Рухомий склад залізничного транспорту складається з локомотивів і вагонів.

Локомотиви характеризуються

- потужністю,
- силою тяги,
- розрахунковою та зчіпною масою,
- розташуванням та призначенням осей,
- тиском на вісь.

Розрахунковою масою локомотива називається його повна маса.

Зчіпною - маса локомотива, що припадає на його провідні осі.

Зчіпна маса визначає масу причіпної частини локомотивоскладу.

Залежно від виду тяги локомотиви поділяють на

- електровози
- тепловози



Рис. 5.1 – Навантаження гірничої маси в залізничний транспорт

5.2 Методика розрахунку

1. Здійснюємо вибір тягового агрегату (таблиця 5.2) та типу думпкарів (таблиця 5.3).

Оскільки додаткові дані для обґрунтування вибору відсутні, вибір обладнання здійснюємо довільно. *Обов'язково вкажіть для обраного типу техніки табличні значення показників, потрібних для розрахунків.*

2. Визначаємо **корисну масу потягу:**

2.1. Розрахункова сила тяги агрегату визначається для двох найважливіших випадків:

а) *під час рівномірного руху на керівному підйомі:*

$$F_{рух} = 10 \cdot P \cdot \phi_{рух} \cdot \psi, \text{ кН,}$$

де P - маса тягового агрегату, т (табл. 5.2);

$\phi_{рух}$ - коеф. зчеплення під час руху (при постійному струмі 0,22-0,23; при перемінному струмі 0,25-0,26);

ψ – коеф. використання зчіпної ваги локомотивної групи (0,95).

б) при зрушенні з місця на керівному підйомі:

$$F_{зруш} = 10 \cdot P \cdot \phi_{зруш} \cdot \psi, \text{ кН},$$

де $\phi_{зруш}$ - коеф. зчеплення при зрушенні з місця (при постійному струмі 0,3; при змінному струмі 0,35).

2.2. Знаходимо масу **причіпної частини потягу**:

а) за умови **рівномірного руху на керівному підйомі**:

$$G_{руху} = \frac{100 \cdot F - P \cdot (\omega_0 + i_k)}{\omega_0 + i_k}, \text{ т},$$

де ω_0 - питомий опір руху потягу, Н/кН (приймаємо 4,5); i_k - керівний ухил, ‰.

б) за умови **зрушення з місця на керівному підйомі**:

$$G_{зруш} = \frac{100 \cdot F}{(110 \cdot a + \omega_0 + \omega_{зр} + i_k)} - P, \text{ т},$$

де a - прискорення при зрушенні з місця (0,03-0,05 м/с²);

$\omega_{зр}$ - додатковий питомий опір при зрушенні з місця Н/кН (приймаємо 2,6).

Приймаємо G , як **менше значення** з двох обчислених раніше.

2.3. Знаходимо **масу породи у вагоні**:

$$q_n = \frac{V_{\epsilon} \cdot K_n \cdot \gamma}{K_p}, \text{ т},$$

де V_{ϵ} - місткість вагону, м³ (табл. 5.3); K_n та K_p - коефіцієнти наповнення та розпушення (табл. 5.1. - вихідні дані); γ - щільність порід т/м³, (табл. 5.1).

2.4. Знаходимо **масу завантаженого вагону (брутто)**:

$$q_{\text{бр}} = q_n + q_m, \text{ т},$$

де q_m - маса порожнього вагону – тара, т (табл. 5.3).

Знаходимо кількість вагонів:

$$n = \frac{G}{q_{бр}}, \text{ шт}$$

Кількість вагонів округлюємо в менший бік!.

2.5. Знаходимо **корисну масу потягу** (нетто):

$$G_n = q_n n + G_{м.д.}, \text{ т}$$

де $G_{м.д.}$ - маса породи, яка перевозиться моторними думпкарами у складі тягового агрегату (вантажопідйомність моторного думпкару в табл. 5.2). Уважно подивіться на формулу тягового агрегату у таблиці 5.2 та визначте, скільки моторних думпкарів МД входить до його складу!

3. Знаходимо **масу порожнього потягу**:

$$G_m = n \cdot q_m + P, \text{ т.}$$

4. Знаходимо **коефіцієнт тари**:

$$k_m = \frac{G_m}{G_n}$$

5. Визначаємо **довжину потягу**:

$$l_n = l_{м.а.} + n \cdot l_{г.}, \text{ м}$$

де $l_{м.а.}$ – довжина тягового агрегату, м (табл. 5.2);

$l_{г.}$ – довжина думпкару по вісях автозчепок, м (табл. 5.3).

5.3 Вихідні дані

Таблиця 5.1 - Вихідні дані до розрахунків згідно варіантів

№ з/п	Коефіцієнт наповнення ковша	Коефіцієнт розпушення породи	Щільність порід, ??, т/м ³	Керівний ухил, i , ‰
1	0,81	1,08	2,4	30
2	0,82	1,1	2,5	35
3	0,85	1,12	2,6	40
4	0,9	1,15	2,7	45

Продовження табл. 5.1

5	0,92	1,2	2,8	30
6	0,95	1,2	2,6	40
7	1,0	1,25	2,7	40
8	1,05	1,3	2,8	45
9	1,06	1,4	2,9	30
10	0,85	1,09	3,4	50
11	0,84	1,08	3,4	40
12	0,87	1,08	2,4	45
13	0,89	1,1	2,5	30
14	0,96	1,12	2,6	35
15	1,0	1,2	2,7	40
16	1,05	1,15	2,8	45
17	1,02	1,15	2,9	50
18	1,0	1,1	3,4	40
19	0,85	1,08	3,1	45
20	0,9	1,15	3,2	30
21	0,93	1,1	2,9	35
22	0,87	1,2	2,7	30
23	1,03	1,18	2,9	40
24	0,97	1,15	3,1	35
25	0,9	1,07	3,2	40

Таблиця 5.2 - Технічна характеристика тягових агрегатів

Показник	ЕЛ-10	ПЕ-2М	ОПЕ-1
Маса, т	366	368	360
Струм	постійний	постійний	перемінний
Склад агрегату: ЕК – електровоз керування; ДС – дизельна секція; МД – моторний думпкар	ЕК + ДС + МД	ЕК + 2 МД	ЕК + ДС + МД
Вантажопідйомність моторного думпкару, т	40	44	45
Довжина по вісях автозчепки, мм	52300	51100	59900
Мінімальний радіус кривої, м	52,3	80	80

Таблиця 5.3 - Технічна характеристика залізничних вагонів-думпкарів

Показник	ВС-60	ВС-85	ВС-105	ВС-146	ВС-180
Вантажопід'ємність, т	60	85	105	146	180
Місткість кузова, м ³	26,2	38	48,5	72	79,2
Тара, т	28	35	48	64,5	68
Довжина по вісях автозчепок, мм	11720	12170	15020	17580	17580



6 ПРАКТИЧНА РОБОТА №6. «РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ ПОКАЗНИКІВ ТА ПАРАМЕТРІВ АВТОМОБІЛЬНОГО ТРАНСПОРТУ»

6.1 Короткі теоретичні відомості

Автомобільний транспорт знаходить усе більш широке застосування на кар'єрах. Питома вага його по обсязі перевезень у перспективі складе 70 – 75% на добувних і 35 – 40% на розкривних роботах.

До достоїнств автомобільного транспорту відноситься:

- висока маневреність;
- великі ухили, що долаються і малий радіус повороту;
- висока прохідність;
- автономність живлення;
- відсутність рейкових шляхів.

Ці якості дозволяють значно зменшити відстань транспортування й обсяги гірничо-капітальних робіт, прискорити будівництво кар'єрів, поліпшити режим гірських робіт, підвищити продуктивність екскаваторів, спростити організацію робіт.

До недоліків автомобільного транспорту відноситься:

- висока вартість автомашин їхня експлуатація і ремонт;
- значний ріст вартості перевезень зі збільшенням відстані транспортування;
- тверда залежність роботи від кліматичних умов.

Автомобільний транспорт найбільше ефективно застосовувати в період будівництва кар'єрів, а також у період експлуатації і доробки глибоких кар'єрів при відстані транспортування до 4 – 6 км.

Рухомий склад кар'єрного автотранспорту відрізняється високою міцністю, великою вантажопідйомністю і короткою колісною базою, що забезпечує малі радіуси поворотів.

Основні типи його: автосамоскиди, напівпричепи, причепи, тралейвози, дизельтралейвози.

Автосамоскиди найбільше широко поширені на кар'єрах. Вони мають високу маневреність у наслідок малих (10 – 15м) радіусів поворотів, переборюють значні ухили, що досягають 80 - 100‰ у вантажному напрямку і 120 – 140‰ у порожняковому, розвивають великі (до 55 – 65км/година) швидкості руху.

6.2 Методика розрахунку

1. Визначимо **масу породи**, яка перевозиться за один рейс автосамоскидом:

$$q_H = \frac{V_k \cdot \gamma \cdot k_H}{k_p}, \text{ т,}$$

де V_k - геометрична місткість кузову автосамоскиду, м³;

γ - щільність порід, т/м³,

k_H - коефіцієнт наповнення ковша екскаватора,

k_p - коефіцієнт розпушення породи.

2. Визначимо **коефіцієнт використання вантажопідйомності** автосамоскиду.

Для цього визначимо **масу породи в ковші** екскаватора:

$$q_e = E \cdot k_e \cdot \gamma, \text{ т,}$$

де E - місткість ковша екскаватора, м³;

k_e - коефіцієнт екскавації (відношення коефіцієнту наповнення ковша до коефіцієнта розпушення породи).

Кількість ковшів, необхідних для наповнення кузову автосамоскиду:

$$n_k = q_H / q_e$$

Заокруглюємо до цілого числа або ж до 0,5 ківша в менший бік і перераховуємо масу породи в кузові (вона може змінитися! Наприклад, при обчислених 3,2 ківшах та округлених до 3 – фактична маса вантажу в а.с. зменшиться на величину 0,2 ківша).

$$q_{н.ф.} = q_e \cdot n_k, \text{ т}$$

Тоді, коефіцієнт використання вантажопідйомності складе:

$$k_{е.в} = \frac{q_{н.ф.}}{\Phi},$$

де Φ – вантажопідйомність автосамоскида, т (з паспортних даних автосамоскида).

3. Визначимо коефіцієнт використання пробігу автосамоскиду:

$$\beta = \frac{L_{\epsilon}}{L_{\epsilon} + L_n},$$

де L_{ϵ} - відстань руху автосамоскиду з вантажем, км;

L_n - відстань руху порожнього автосамоскиду, км.

4. Визначимо коефіцієнт тари автосамоскиду:

5.

$$k_m = \frac{q_m}{q_{н.ф.}},$$

де q_m - маса автосамоскида, т.

6. Розрахункові витрати палива за один рейс:

7.

$$q_p = 0,78 \left[(1 + 2 \cdot k_m) \cdot L \frac{\omega_0}{1000} + \frac{H \cdot (1 + k_m)}{1000} \right] \Phi, \text{ кг},$$

де L - відстань транспортування (відстань з вантажем + відстань без вантажу), км;

H - висота підйому гірської маси, м;

ω_0 - питомий опір руху, кгс/т (Прийняти 40);

Φ - вантажопідйомність автосамоскиду, т;

k_m - коефіцієнт тари автосамоскиду.

8. Фактичні витрати палива за рейс:

$$q_{\phi} = q_p \cdot k_3 \cdot k_n \cdot k_m, \text{ кг},$$

де k_3 - коефіцієнт, що враховує підвищені витрати палива в зимовий період (1,1);

k_n - коефіцієнт, що враховує витрати палива на гаражні потреби (6% на 100 км пробігу). Для даної роботи можна вважати $k_n = 1,003$;

k_m - коефіцієнт, що враховує витрати палива на маневри (1,05-1,1).

6.3 Вихідні дані

За даними варіанту (табл. 6.1) розрахувати: масу породи, яка перевозиться за один рейс автосамоскидом, коефіцієнт використання вантажопідйомності автосамоскиду, коефіцієнт використання пробігу,


коефіцієнт тари автосамоскиду (табл. 6.2), розрахункові та фактичні витрати палива за один рейс.

Таблиця 6.1 - Вихідні дані до розрахунків згідно варіантів


№ з/п	Марка автосамоскиду	Щільність порід, γ , т/м ³	Тип екскаватора	Відстань транспортування з вантажем, км	Відстань транспортування без вантажу, км	Коефіцієнт наповнення	Коефіцієнт розпушення породи	Висота підйому гірничої маси, м
1	БелАЗ-75131	3,3	ЕКГ-8	3,0	5,35	1,1	1,25	220
2	БелАЗ-7521	3,4	ЕКГ-10	6,2	4,7	1,05	1,45	225
3	БелАЗ-7519	2,6	ЕКГ-12,5	5,26	6,8	1,15	1,25	168
4	БелАЗ-7518	3,4	ЕКГ-15	6,5	3,9	1,05	1,45	135
5	БелАЗ-75131	2,8	ЕКГ-12,5	5,4	4,0	1,15	1,35	140
6	БелАЗ-7521	3,0	ЕКГ-20	4,7	7,1	1,0	1,3	90
7	БелАЗ-7519	2,8	ЕКГ-8	6,8	5,26	1,3	1,05	175
8	БелАЗ-75131	3,3	ЕКГ-10	3,9	6,5	0,9	1,45	65
9	БелАЗ-7521	2,7	ЕКГ-12,5	4,0	5,35	1,25	1,2	100
10	БелАЗ-7519	2,5	ЕКГ-15	7,1	4,7	1,2	1,3	125
11	БелАЗ-7521	3,1	ЕКГ-12,5	5,2	6,8	1,0	1,5	200
12	БелАЗ-7521	3,4	ЕКГ-20	5,0	3,9	0,9	1,45	140
13	БелАЗ-7521	2,9	ЕКГ-8	3,75	4,0	1,3	1,2	135
14	БелАЗ-7519	3,2	ЕКГ-10	5,85	7,1	1,0	1,6	184
15	БелАЗ-75131	2,8	ЕКГ-12,5	6,95	5,7	1,3	1,2	170
16	БелАЗ-7521	2,8	ЕКГ-15	7,15	5,0	1,15	1,3	190
17	БелАЗ-75131	3,2	ЕКГ-12,5	4,25	3,75	1,0	1,3	210
18	БелАЗ-7521	2,5	ЕКГ-20	4,35	5,85	1,15	1,3	210
19	БелАЗ-7519	3,2	ЕКГ-8	3,45	6,95	0,95	1,45	245
20	БелАЗ-7521	3,0	ЕКГ-10	7,35	7,15	1,0	1,5	164

Таблиця 6.2 - Параметри автосамоскидів для розрахунку

Параметри а.с. Модель а.с.	Геометрична місткість кузова, м ³	Вантажопідйомність, т	Маса, т
-------------------------------	--	-----------------------	---------



БелАЗ-7518	78,5	180,0	140,0
БелАЗ-7519	41,0	110,0	85,0
БелАЗ-7521	70,0	170,0	150,0
БелАЗ-75131	45,5	130,0	107,0



7 ПРАКТИЧНА РОБОТА №7.

«ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ПОКАЗНИКІВ ТА ПАРАМЕТРІВ ЕКСКАВАТОРНОГО ВІДВАЛОУТВОРЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД»

7.1 Короткі теоретичні відомості

Найбільш широко при екскаваторному способі відвалоутворення застосовують прямі механічні лопати. Технологія відвалоутворення механічною лопатою полягає у наступному (рис. 7.1). Відвальний уступ заввишки від 10..15 до 20..40 м розділений на два підступи: верхній – заввишки 4÷7 м та нижній – заввишки 10÷25 м.

Механічна лопата розміщується на покрівлі нижнього підступу, на яку здійснюють розвантаження породи з думпкарів, на 4..7 м нижче покрівлі верхнього підступу, на який розташовується залізничний шлях. Транспортні шляхи розташовуються на покрівлі верхнього підступу. Для зручності прийому і наступної екскавації породи, що розвантажуються, з думпкарів, екскаватор на покрівлі нижнього підступу утворює спеціальну прийомну ємкість (канаву) довжиною, рівній полуторній чи подвійній довжині думпкара і глибиною 0,8 – 1 м. Потяг на відвал подається вагонами вперед. У прийомну ємкість, як правило, розвантажуються думпкари по черзі. Укладання породи екскаватором у відвал виконується в трьох напрямках: уперед по ходу в нижній підступ, по ходу – по фронту відвального уступу під укіс нижнього підступу і назад у верхній підступ (рис. 7.1).

У залежності від фізико-механічних характеристик порід, що укладаються у відвал і порід підстави відвала застосовують дві схеми організації роботи екскаватора на відвалі.

1. Якщо складовані породи і породи підстави відвала стійкі, укладання виконується одночасно у верхній і нижній підступи відвалу. Після заповнення відвальної заходки екскаватор повертається в первісне положення і починає відсипання нової заходки.

2. У випадку слабостійких порід при прямому ході екскаватора (від обмінного пункту до тупика) виробляється відсипання тільки нижнього підступу. При зворотному ході екскаватор укладає породу у верхній підступ. Дана схема виключає неробочий хід екскаватора. При цьому підвищується стійкість відвала, тому що екскаватор при зворотному ході рухається по ущільненій породі нижнього підступу, що зводить до мінімуму можливість зсувних явищ.

Раціональна висота відвального уступу залежить в основному від фізико-механічних характеристик складованих порід і порід підстави відвалів, рельєфу поверхні, параметрів екскаваторів і складає на рівнині 15 - 30 м, у гірській місцевості 70 м.

Висота верхнього підступу залежить від ємності ковша екскаватора і загальної висоти відвала і складає 4 – 6 м і 6 – 8 м відповідно для екскаваторів ЕКГ-4,6 і ЕКГ-8І.

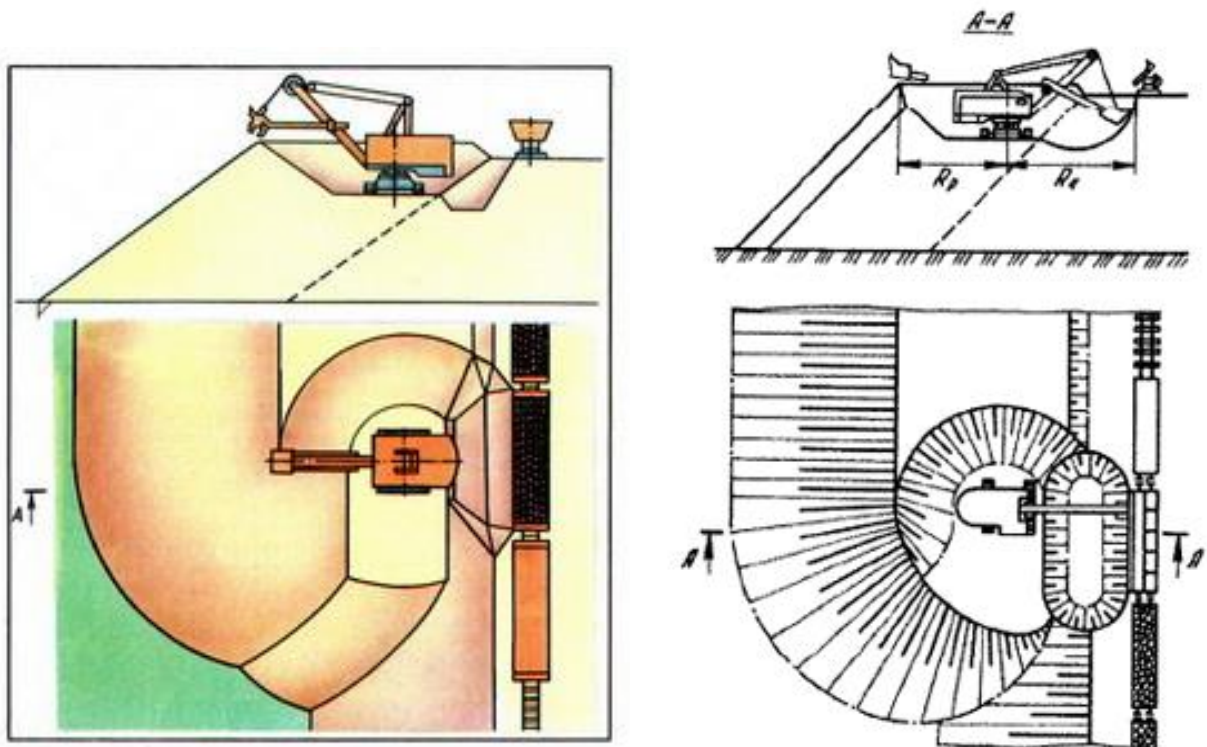


Рис. 7.1 – Схема екскаваторного відвалоутворення при доставці гірничої маси залізничним транспортом

7.2 Методика розрахунку

1. Вибір екскаватора для відвальних робіт здійснюється за умовою складування (експлуатаційної продуктивності мехлопати):

$$Q_e = \frac{3600 \cdot E \cdot k_{\text{вук}} \cdot k_n \cdot T_{\text{доб}}}{T_{\text{ч}} \cdot k_p}, \text{ м}^3/\text{добу}$$

за умовою транспортування (провізної здатності відвального тупика):

$$W_c = \frac{f \cdot T_{\text{доб}} \cdot n_v \cdot V_D}{\frac{2L}{v} + n_v \cdot \tau_p + \tau}, \text{ м}^3/\text{добу},$$

З рівності (1) и (2) знаходять

$$E = \frac{f \cdot T_{ц} \cdot k_p \cdot n_e \cdot V_{Д}}{3600 \cdot k_n \cdot k_{вук} \left(\frac{2L}{v} + n_e \cdot \tau_p + \tau \right)}, \text{ м}^3$$

де $k_{вук}$ - коефіцієнт використання екскаватора протягом зміни (приймаємо 0,8);

$T_{ц}$ - тривалість циклу роботи екскаватора (для відвальних робіт прийняти 30 с);

$T_{доб}$ – тривалість роботи відвального тупика на добу, год (22 години);

k_n - коефіцієнт наповнення ковша;

k_p - коефіцієнт розпушення породи;

f – коефіцієнт, який враховує нерівномірність роботи транспорту (0,9);

n_v – кількість вагонів у потязі (прийняти з ПР №5);

$V_{Д}$ – ємність думпкару, м³ (прийняти з ПР №5);

v – середня швидкість руху потягу на відвалі ($v = 10-12$ км/год);

τ_p – тривалість розвантаження одного вагону (0,02 год);

τ - час на зв'язок (0,05 год);

L – відстань транспортування розкривної породи, км.

З таблиці технічних показників мехлопат (табл. 7.1) знаходять по місткості ковша найближчий (рівний або більший) типорозмір екскаватора.

Таблиця 7.1 - Технічні показники механічних лопат

Модель екскаватору	Місткість ковша, м ³	Радіус розвантаження, м	Радіус черпання, м
ЕКГ-5	5	12,3	14,5
ЕКГ-8	8	16,3	18,4
ЕКГ-10	10	16,7	18,5
ЕКГ-12,5	12,5	19,9	21,5
ЕКГ-15	15	20,9	22,5
ЕКГ-20	20	20,9	23,4

2. Довжина приймального бункера визначається за формулою:

$$l_b = (1,5 \dots 2,0) \cdot l_d, \text{ м,}$$

де l_d – довжина думпкару, м (прийняти з технічних характеристик думпкару, табл. 5.3)

3. **Ємність приймального бункера** екскаваторного відвалу V_b , м³, визначається за формулою:

$$V_b = \frac{P \cdot l_b \cdot (h_{np} + h_{вз})}{K_p}$$

де P – дальність розвантаження порода на рівні рейкового шляху, $P=1,5...2,0$ м; $h_{np} = 0,8...1,0$ м – глибина напрямку приймального бункеру, м; $h_{вз}$ - висота відвального забою (5,0...7,0 м).

4. **Ширина заходки екскаватора** (крок переукладання шляхів) визначається за формулою:

$$A_e = \sqrt{R_c^2 - \left(\frac{l_b}{2}\right)^2} + R_p, \text{ м,}$$

де R_c , R_p – радіуси черпання і розвантаження екскаватора; l_b – довжина фронту розвантаження (приймального бункера)

6. **Приймальна здатність відвального тупика** між двома переукладками шляху:

$$7. V_{вт} = \frac{H_e \cdot A_e \cdot L_{вт}}{\kappa_{нер}}, \text{ м}^3,$$

8.

де H_e - висота відвалу, м; $\kappa_{нер}$ – коефіцієнт, що враховує нерівномірність відсіпання породи у відвал (0,8...0,9); $L_{вт}$ - довжина відвального тупика, м. (1500...2500 м).

6. **Тривалість роботи відвального тупика** між двома переукладками шляху визначається за формулою:

$$t_{pm} = \frac{V_{вт}}{V_{доб}}, \text{ діб,}$$

де $V_{доб}$ – добова приймальна здатність відвального тупика, м³/добу;

$$V_{доб} = \frac{N \cdot G}{\gamma}, \text{ м}^3,$$

де N – кількість потягів, що розвантажуються на тупіку на добу

$$N = \frac{f \cdot T_{\text{доб}}}{t_{\text{об}} + t_p}, \text{ потягів}$$

(округлюємо до цілого числа у менший бік);
де G – корисна маса потягу, т (прийняти з ПР № 5);
 γ – щільність породи в масиві, т / м³;
 f – коефіцієнт, який враховує нерівномірність роботи транспорту (0,9);
 $t_{\text{об}}$ – тривалість обміну потягу на відвалі (0,25...0,35 год.);
 t_p – тривалість розвантаження локомотивоскладу, год. ($t_p = n_g \cdot \tau_p$, де
 n_g – кількість вагонів у потязі;
 τ_p – тривалість розвантаження одного вагону ($\tau_p = 0,02$ год).

7. Необхідна кількість відвальних тупиків:

$$N_{\text{вт}} = \frac{V_{p.\text{доб}}}{V_{\text{доб}}}, \text{ шт.},$$

де $V_{p.\text{доб}}$ – добова продуктивність кар'єра по розкриттю, м³/добу;
 $V_{\text{доб}}$ – добова приймальна здатність відвального тупіка, м³/добу.

8. Кількість відвальних тупиків з урахуванням резерву (округл. до цілого числа у більший бік):

$$N_{\text{вт.рез}} = N_{\text{вт}} \cdot \left(1 + \frac{t_{\text{пш}}}{t_{\text{рм}}}\right)$$

де $t_{\text{пш}}$ – тривалість переукладання шляху на відвальному тупику, діб (1 доба).

7.3 Вихідні дані

Таблиця 7.2 - Вихідні дані до розрахунків згідно варіантів

№ з/п	Відстань транспортування розкривної породи, L , км	Висота відвалу H_e , м	Коефіцієнт наповнення ковша, K_H	Коефіцієнт розпушення породи, K_p	Щільність порід, t/m^3	Добова продуктивність кар'єру по розкриву, $V_{p.об.}$, тис.м ³ /добу
1	0,6	15	0,81	1,08	2,4	50
2	0,65	16	0,82	1,1	2,5	45
3	0,7	17	0,85	1,12	2,6	48
4	0,75	18	0,9	1,15	2,7	46
5	0,8	19	0,92	1,2	2,8	42,5
6	0,85	20	0,95	1,2	2,6	54
7	0,9	21	1,0	1,25	2,7	55
8	0,95	22	1,05	1,3	2,8	50
9	1,0	23	1,06	1,4	2,9	45
10	2,0	24	0,85	1,09	3,4	40
11	1,1	25	0,84	1,08	3,4	40,5
12	1,15	26	0,87	1,08	2,4	42,5
13	1,2	27	0,89	1,1	2,5	43,7
14	1,25	28	0,96	1,12	2,6	48,6
15	1,3	29	1,0	1,2	2,7	45,2
16	1,35	30	1,05	1,15	2,8	50,1
17	2,6	25	1,02	1,15	2,9	52,3
18	1,45	27	1,0	1,1	3,4	54,2
19	2,1	24	0,85	1,08	3,1	55
20	1,55	16	0,9	1,15	3,2	57



8 ПРАКТИЧНА РОБОТА №8. «ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ПОКАЗНИКІВ ТА ПАРАМЕТРІВ БУЛЬДОЗЕРНОГО ВІДВАЛОУТВОРЕННЯ»

8.1 Короткі теоретичні відомості

При транспортуванні розкривних порід на відвал автосамоскидами застосовується бульдозерне відвалоутворення (рис. 8.1). Процес відвалоутворення в цьому випадку включає розвантаження автосамоскидів на верхній площадці відвального уступу, переміщення порід під укіс уступу, планування поверхні відвала, ремонт і утримання автодоріг.

Заповнення відвала здійснюється периферійним чи майданним способом. У першому випадку автосамоскиди розвантажуються по фронті робіт прямо під укіс (при стійких породах) чи на відстані 3 – 5 м від укошу. Потім порода бульдозерами переміщається під укіс. Бульдозерний відвал у цьому випадку розвивається в плані.

При майданному способі автосамоскиди розвантажуються по всій площі відвала. Поверхня відвала планується бульдозерами, а потім укочується ковзанками. Після цього відсипається наступний шар і т.д. Бульдозерний відвал у цьому випадку розвивається по вертикалі. Більш економічним є периферійний спосіб, при якому менше планувальних і дорожніх робіт. Майданний спосіб використовується рідко (в основному при складуванні малостійких м'яких порід).



Рис. 8.1 - Бульдозерне відвалоутворення при доставці гірничої маси автосамоскидами

При периферійному способі для безпеки у верхньої брівки уступу відвала встановлюються дерев'яні чи металеві упори для задніх коліс

автосамоскидів (іноді замість упорів насипають вал породи висотою 0,5 – 0,8 м і шириною 2 – 2,5 м). Крім того поверхня бульдозерного відвала повинна мати ухил 4 - 5° убік центра відвала.

Висота бульдозерних відвалів на рівнинній місцевості змінюється в широких межах і обмежується в основному фізико-технічними характеристиками порід. Для скельних порід вона складає 30 – 35 м, для піщаних 15 – 20 м, для глинистих 10 – 15 м.

Бульдозерний відвал звичайно складається з трьох ділянок рівної довжини по фронту розвантаження (рис. 8.2).

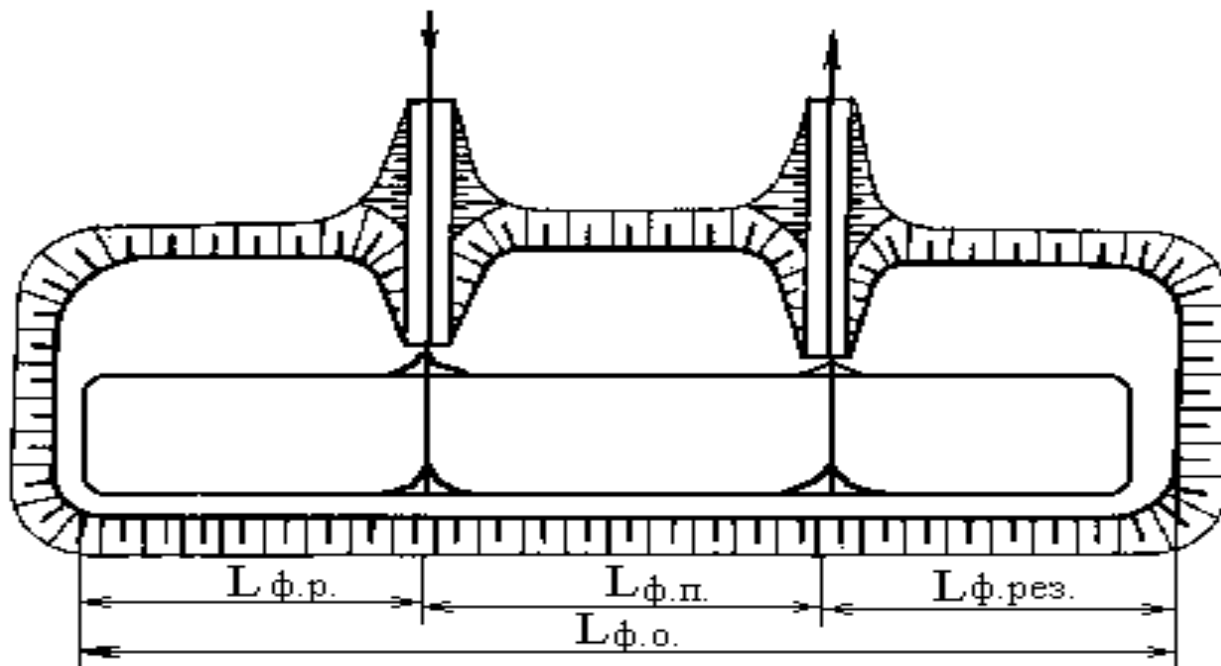


Рис. 8.2 - Схема бульдозерного відвала:
 $L_{ф.о.}$, $L_{ф.р.}$, $L_{ф.п.}$, $L_{ф.рез.}$ - відповідно довжина фронту відвала, розвантаження, планування, резервного


На першій ділянці ведеться розвантаження, на другій – виконуються планувальні роботи, третя ділянка – резервна. В міру розвитку гірських робіт призначення ділянок міняється.

8.2 Методика розрахунку

1. Необхідна під відвал **площа** розраховується:

$$S_{\phi} = \frac{V_{\phi} \cdot k_p}{H_{\phi} \cdot k_{\phi}}, \text{ м}^2,$$

де V_{ϕ} – об'єм гірських порід, призначений для розміщення у відвалі протягом року, м^3 ;



H_e – висота відвального ярусу (при одноярусних відвалах 20 м, при двоярусних 30 м);

$k_p = 1,05 \dots 1,2$ – остаточний коефіцієнт розпушення породи у відвалі;

k_e – коефіцієнт, що враховує укоси та нерівномірність заповнення площі відвалу (0,8...0,9 для одноярусних відвалів та 0,6...0,7 для двоярусних відвалів).

2. Тривалість розвантаження та маневрування автосамоскиду на відвалі:

$$t_{pm} = t_p + t_{nep} + \frac{(3 \dots 4) \cdot R}{V_a}, \text{ хв.},$$

де $t_p = 0,5 \dots 1$ хв. – тривалість розвантаження автосамоскиду;

$t_{nep} = 0,1 \dots 0,15$ хв – тривалість перемикання передач;

$R = 12 \dots 16$ м – радіус повороту автосамоскиду при маневруванні;

$V_a = 70 \dots 120$ м/хв – швидкість руху автосамоскиду при маневруванні.

3. Кількість автосамоскидів, що розвантажуються на відвалі протягом години:

$$N_e = \frac{P_k \cdot k_{np}}{P_a},$$

де P_k – година продуктивність кар'єру по розкриву, м³ (розраховується як річний об'єм гірських порід, призначених для розміщення у відвалі, поділена на 365 днів у році, поділена на 24 години на добу);

P_a – об'єм гірської маси, що перевозить автосамоскид за рейс, м³ (берете з ПР №6); $k_{np} = 1,25 \dots 1,5$ – коефіцієнт нерівномірності роботи кар'єру, який враховує пікові навантаження.


4. Кількість автосамоскидів, що одночасно розвантажуються:

$$N_{ao} = N_e \times \frac{t_{pm}}{60}.$$

5. Довжина фронту розвантаження:

$$L_p = N_{ao} \cdot l_n, \text{ м}$$

де $l_n = 18 \dots 20$ м – ширина смуги по фронту, яку займає автосамоскид при маневруванні.



6. **Кількість ділянок, на яких одночасно відбувається розвантаження автосамоскидів:**

$$N_{\partial p} = \frac{L_p}{60 \dots 80}.$$

Кількість резервних ділянок:

$$N_{\partial.рез} = (0,5 \dots 1,0) \cdot N_{\partial p}.$$

Загальна кількість ділянок:

$$N_{\partial} = N_{\partial p} + N_{\partial.рез} \cdot N_{\partial n} = (2,5 \dots 3,0) \cdot N_{\partial p},$$

де $N_{\partial n}$ – кількість ділянок, які знаходяться у одночасному плануванні, $N_{\partial n} = N_{\partial p}$.

7. **Загальна довжина відвального фронту:**

$$L_{\partial} = (60 \dots 80) \cdot N_{\partial}, \text{ м}$$

або

$$L_{\partial} = (2,5 \dots 3,0) \cdot L_p, \text{ м.}$$

8. **Годинна продуктивність бульдозера:**

$$Q_{\partial} = \Pi_k \cdot k_{зав}, \text{ м}^3/\text{год},$$

де Π_k – година продуктивність кар'єру по розкриттю, м^3 (розраховано у п.3); $k_{зав} = 0,5 \dots 0,7$ – коефіцієнт заваленості.

Змінна продуктивність бульдозера при зіштовхуванні породи під укіс:

$$Q_{\partial}^{зм} = \frac{3600 \cdot V_n \cdot T_{зм} \cdot k_y}{t_u \cdot k_p} \cdot k_{вук}, \text{ м}^3/\text{змін},$$

де V_n – об'єм призми волочіння, що переміщується бульдозером за один цикл, м^3 ;

$T_{зм}$ – тривалість зміни, год;

$k_{вук} = 0,7-0,8$ – коефіцієнт використання бульдозера у часі;

$t_u = 20-30$ с – тривалість робочого циклу бульдозера;

$k_p = 1,2$ – коефіцієнт розпушення породи у призмі волочіння;

k_y – коефіцієнт зміни продуктивності бульдозера в залежності від величини ухилу та дальності переміщення.

Змінна продуктивність бульдозера при планувальних роботах:

$$Q_{\bar{o}}^n = \frac{3600 \cdot F \cdot T_{зм} \cdot k_{вук}}{m \cdot \left(\frac{L}{V_{\bar{o}}} + t_{пов} \right)}, \text{ м}^2/\text{зм},$$

де F – площа, спланована за один прохід бульдозера, м^2 ;
 L – довжина ділянки, що планується за один прохід, м ;
 m – кількість проходів бульдозера, необхідних для планування площі відвалу (прийняти 2 проходи);
 $V_{\bar{o}}$ – швидкість руху бульдозера, м/с ;
 $t_{пов} = 8 \dots 10$ с – час повороту бульдозера.

9. Кількість бульдозерів, зайнятих на укладанні породи та плануванні відвалу:

$$N_{\bar{o}p} = \frac{P_k \cdot T_{зм}}{Q_{\bar{o}}^{зм}} + \frac{V_{зм.п.}}{Q_{\bar{o}}^n},$$

де P_k – година продуктивність кар'єру по розкриву, м^3 ;
 $T_{зм}$ – тривалість зміни, год;
 $V_{зм.п.}$ – змінний обсяг планувальних робіт, $\text{м}^2/\text{зм}$.

10. Інвентарний парк відвальних бульдозерів:

$$N_{інв} = k_{рез} \cdot N_{\bar{o}p},$$

де $k_{рез} = 1,3 \dots 1,4$ – коефіцієнт резерву.

8.3 Вихідні дані

Загальні дані: режим роботи цілодобовий у 2 зміни по 12 годин, без вихідних; швидкість руху бульдозера 1,2 м/с

Таблиця 8.1 - Вихідні дані до розрахунків згідно варіантів

з/п	Річний об'єм розкривних порід, млн.м ³	Тип відвалу	Об'єм призми волочіття бульдозера, м ³	Довжина ділянки, спланованої бульдозером за один прохід, м	Коефіцієнт ухилу, K_u	Площа ділянки, спланованої бульдозером за один прохід, м ²	Змінний об'єм планувальних робіт, м ² /зм
1	10	однорусний	7	100	1	300	5000
2	12	дворусний	8	120	0,2	480	5700
3	13,5	однорусний	9	130	0,4	650	7000
4	14	дворусний	10	140	0,7	420	8000
5	18	однорусний	11	150	0,55	600	9000
6	17	дворусний	12	160	1,1	800	10000
7	16	однорусний	10	170	0,6	510	12000
8	9,5	дворусний	9	180	2,5	700	13000
9	7,5	однорусний	8	200	0,6	680	6000
10	8	дворусний	7	150	1,8	700	5700
11	12	однорусний	7,5	125	0,6	750	8700
12	14	дворусний	8,	140	0,3	735	10500
13	16	однорусний	5,7	160	0,9	560	12000
14	13	дворусний	9,5	180	0,18	350	14000
15	11	однорусний	6	200	0,6	480	18000
16	14	дворусний	6,5	215	0,37	700	14000
17	15	однорусний	7,5	135	0,2	750	15000
18	12	дворусний	8,2	160	0,3	800	16000
19	10	однорусний	8,7	150	1	780	16000
20	10,5	дворусний	9	100	0,55	750	14000

9. КРИТЕРІЇ ОЦІНЮВАННЯ ТА ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ ЗВІТУ

Звіт має бути оформлений відповідно до вимог щодо оформлення технічної документації на аркушах формату А4 . До складу звіту повинні входити:

1. Титульна сторінка.
2. Назва індивідуальної роботи.
3. Постанова завдання відповідно варіанту.
4. Розрахунки.
6. Висновки.

Таблиця 9.1 – Критерії оцінювання практичних робіт

Кількість балів	Критерій оцінювання
4	Здобувач(ка) працював(ла) на практичних заняттях, приймав(ла) активну участь у виконанні завдання, виконав(ла) завдання у повному обсязі та завантажив(ла) звітні матеріали відповідно до методичних рекомендацій
3	Здобувач(ка) працював(ла) на практичних заняттях, частково виконав(ла) завдання та завантажив(ла) звітні матеріали відповідно до методичних рекомендацій в Moodle пізніше терміну вказаного у семестровому графіку
2	Здобувач(ка) не працював(ла) на практичних заняттях, повністю виконав(ла) завдання та завантажив(ла) звітні матеріали відповідно до методичних рекомендацій в Moodle пізніше терміну вказаного у семестровому графіку
1	Здобувач(ка) не працював(ла) на практичних заняттях, частково виконав(ла) завдання та завантажив(ла) звітні матеріали відповідно до методичних рекомендацій в Moodle пізніше терміну вказаного у семестровому графіку
0,5	Здобувач(ка) не працював(ла) на практичних заняттях, частково виконав(ла) завдання та завантажив(ла) звітні матеріали не в повному обсязі відповідно до методичних рекомендацій в Moodle пізніше терміну вказаного у семестровому графіку
0	Здобувач(ка) був(ла) відсутня на практичних заняттях та не завантажив(ла) звіт (сертифікат) в Moodle



ЛІТЕРАТУРА

1. Гуменик І. Л., Корсунський Г. Я., Ложніков О. В. Технологія відкритої розробки пологих родовищ корисних копалин : навч. посіб. Дніпропетровськ : НГУ, 2014. 310 с.
2. Кузьміч О. К. Відкриті гірничі роботи. Технологія та механізація видобутку корисних копалин. Харків : УІПА, 2002. 100 с.
3. Фролов О. О., Косенко Т. В. Відкриті гірничі роботи. Ч. І. Процеси відкритих гірничих робіт : навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво». Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2020. 151 с.
4. Дриженко А. Ю. Відкриті гірничі роботи : підручник. Дніпропетровськ : НГУ, 2014. 590 с.
5. Блізнюков В. Г., Луценко С. О., Пижик А. М. Гірнича справа : підручник для вузів. 3-е вид., перероб. і доп. Кривий Ріг : Видавець ФОП Чернявський Д. О. 2014. 424 с.
6. Бизов В. Ф. Основи технології гірничого виробництва. Кривий Ріг : Мінерал, 2000. Т. 4: Виробничі процеси. 246 с.



ДОДАТОК А

ПРИКЛАД ТИТУЛЬНОГО ЛИСТА

**ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»
Кафедра гірничої справи**

Практична робота №_

з навчальної дисципліни

«ПРОЦЕСИ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ»

Варіант №_

**Здобувача групи 174-ХХ-1м
Прізвище Ім'я По батькові**

**Керівник:
к.т.н., доцент
С.О. Луценко**

Запоріжжя, 20XX



Навчально-методичне видання

Луценко Сергій Олександрович

ПРОЦЕСИ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ

методичні вказівки до виконання практичних робіт

Самостійне електронне мережеве видання

Публікується в авторській редакції