

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ
ПОЛІТЕХНІКА» КАФЕДРА ГІРНИЧОЇ СПРАВИ

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
до курсового проєкту з дисципліни
«Процеси відкритих гірничих робіт»

Студента групи 184В -22 -1

(код групи)

П.П.Булавка

Робота не містить академічного плагіату та фальсифікації

Керівник: Кандидат технічних наук, доцент кафедри гірничої справи

С.О.Луценко

(посада, науковий ступінь, вчене звання, прізвище, ініціали)

Запоріжжя 2025

ІНДИВІДУАЛЬНЕ ЗАВДАННЯ

на курсовий проєкт з дисципліни «Процеси відкритих гірничих робіт»

студенту Булавці Павлу Павловичу

факультет Гірничо-металургійний

групи 184В -22 -1

Варіант №14

Вихідні дані:

Проектна річна потужність кар'єру по корисній копалині (A_{KK}) <u>13</u> млн.т/рік	Проектна річна потужність кар'єру по скельному розкриву ($A_{СК}$) <u>20</u> млн.т/рік
Густина корисної копалини (γ_{KK}) <u>3.0</u> т/м ³	густина скельного розкриву ($\gamma_{СК}$) <u>2.9</u> т/м ³
коєф. міцності корисної копалини за шкалою проф. Протод'яконова (f_{KK}) <u>13</u>	коєф. міцності скельного розкриву за шкалою проф. Протод'яконова ($f_{СК}$) <u>12</u>
Середньозважена відстань транспортування корисної копалини (L_{KK}) <u>4.5</u> км.	Середньозважена відстань транспортування скельного розкриву ($L_{СК}$) <u>4</u> км.

Дата видачі завдання: 3 жовтня 2024р.

Завдання видав, керівник: С.О.Луценко ПІБ

Завдання прийняв, студент: П.П.Булавка ПІБ

Графік виконання розділів курсового проекту

№	Назва розділу	Дата початку роботи	Дата закінчення роботи	Відмітка про виконання/ оцінка за розділ
1.	Обґрунтування та вибір основного технологічного обладнання за процесами	07.10.2024	15.10.2024	
2.	<i>Підготовка гірських порід до виймання</i>	18.10.2024	25.10.2024	
3.	<i>Виймально-навантажувальні роботи</i>	03.11.2024	16.11.2024	
4.	<i>Транспортування гірничої маси</i>	20.11.2024	27.11.2024	
5.	<i>Відвалоутворення розкривних порід</i>	02.12.2024	11.12.2024	
6.	Висновки. Список використаних джерел. Додатки.	16.12.2024	26.12.2024	
7.	Остаточне оформлення проекту та підготовка до захисту	10.01.2025	27.01.2025	

Дата захисту проекту: _____

Оцінка за виконання проекту: _____

Оцінка за захист проекту: _____

Загальна оцінка: _____

Розділ 1. Обґрунтування та вибір основного технологічного обладнання.....	5
Розділ 2. Підготовка гірських порід до виймання	8
Розділ 3. Виймально-навантажувальні роботи	17
Розділ 4. Транспортування гірничої маси.....	20
Розділ 5. Відвалоутворення розкривних порід	24
Висновок	26
Список використаних джерел.	27

Розділ 1. ОБГРУНТУВАННЯ ТА ВИБІР ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ

Умовне рудне родовище корисних копалин заплановано до розробки екскаваторним способом відкритих гірничих робіт.

Згідно варіанту курсового проектування отримано наступні вихідні дані:

– проектні річні потужності кар'єру $A_{KK} = 13$ млн. т/рік; $A_{СК} = 20$ млн. т/рік;

– густина порід $\gamma_{KK} = 3,0$ т/м³; $\gamma_{СК} = 2,9$ т/м³;

– коеф. міцності порід (за Протод'яконовим) $f_{KK} = 13$; $f_{СК} = 12$;

– середньозважені відстані транспортування $L_{KK} = 4,5$ км; $L_{СК} = 4,0$ км.

Завданнями до курсового проектування є:

1. Обґрунтовано обрати тип та модель гірничого обладнання для виконання кожного виробничого процесу відкритої розробки умовного родовища.

2. Розрахувати продуктивність обраного обладнання та визначити його кількість, необхідну для забезпечення заданої виробничої потужності по корисній копалині.

3. Виконати креслення паспортів виробничих процесів згідно результатів, отриманих при проектуванні.

Аналізуючи отримані вихідні дані можемо зробити попередні висновки щодо гірничого обладнання основних виробничих процесів ВГР:

1) гірські породи середньої міцності потребують буровибухової підготовки, отже для буріння вибухових свердловин використовуємо бурові станки;

2) для виконання виймально-навантажувальних робіт використовуємо одноковшеві механічні лопати;

3) переміщення розкривних порід та корисних копалин, згідно отриманих відстаней транспортування, доречно виконувати автомобільним транспортом;

4) при доставці розкривних порід на відвал автосамоскидами слід приймати бульдозерне відвалоутворення.

Для умов курсового проектування доречно прийняти цілорічний режим роботи кар'єру з безперервним робочим тижнем (30 діб на місяць, 12 місяців на рік, відповідно $N_{РД} = 30 \times 12 = 360$ діб); кількість змін на добу: $N_{ЗМ} = 2$ зміни по $T_{ЗМ} = 12$ годин.

На основі цих даних необхідно здійснити:

1) Вибір моделей виймального і транспортного обладнання.

«Для здійснення вибору моделей екскаватору та автосамоскиду проводимо попередні розрахунки.

Річна продуктивність кар'єра по гірничій масі» [8]

$$A_{ГМ} = A_{КК} + A_{СК} = 13 + 20 = 33 \text{ млн. т/рік.}$$

«Середня відстань транспортування» [8]

$$(L_{КК} + L_{СК})/2 = (4,5 + 4,0)/2 = 4,25 \text{ км.}$$

«Згідно рекомендацій у методичних вказівках табл. 3.1 обираємо для виконання виймально-навантажувальних робіт екскаватор ЕКГ-12,5 та автосамоскид з вантажопід'ємністю 110 т.» [8]

2) Визначення параметрів уступів.

«Визначаємо висоту уступів.

$$H_y \leq 1,5 \cdot H_{ч.МАХ}, \text{ м,}$$

де $H_{ч.МАХ}$ – максимальна висота черпання кар'єрного екскаватора, м. Для обраної моделі екскаватора $H_{ч.МАХ} = 15,6$ м, тоді $H_y \leq 1,5 \cdot 15,6 = 23,4$ м. Приймаємо $H_y = 20$ м.

Згідно табл. 3.2 та заданих значень міцності гірських порід обираємо кут укосу уступу та ширину призми можливого обрушення уступу для уступу висотою 20 м: $\alpha_{у КК} = 75^\circ$; $C = 4$ м, $\alpha_{у СК} = 75^\circ$; $C = 4$ м» [8]

3) Вибір бурового обладнання та вибухової речовини.

«Згідно розрахованої $A_{ГМ}$ та заданих значень міцності порід обираємо рекомендований у табл. 3.3 тип та модель бурового обладнання для буріння вибухових свердловин – станок шарошкового буріння СБШ-320.

За рекомендаціями табл. 3.4, враховуючи задану міцність гірських порід, обираємо тип вибухової речовини: Емоніт та конструкцію зарядів – суцільні заряди у вертикальних вибухових свердловинах з багаторядним підриванням (кількість рядів вибухових свердловин $N_p = 3$). Схема комутації зарядів у вибуховому блоці – діагональна з короткосповільненим підриванням. Інтервал сповільнення між групами зарядів 75 мс.» [8]

4) Вибір способу відвалоутворення й типу відвального обладнання.

«При доставці розкривних порід на відвали автомобільним транспортом рекомендовано використовувати бульдозерні відвали за периферійною схемою.

Обираємо модель відвального бульдозеру.

Для автосамоскидів БілАЗ-7519 доцільне значення відстані розвантаження від верхньої брівки відвалу складає $L_{РА} = 5$ м. Обсяги розкриву, які щорічно доставляються на відвал, з врахуванням коефіцієнту розпушення скельних порід ($K_{РТ.СК} = 1,25$) складають $A_{СК.В} = A_{СК} * K_{РТ.СК} / \gamma_{СК} = 20 * 1,25 / 2,9 = 8,62$ млн. m^3 /рік.

Згідно табл. 3.5 обираємо для виконання відвальних робіт бульдозер Д-701 продуктивністю 1700 m^3 /зміну.» [8]

Розділ 2. ПІДГОТОВКА ГІРСЬКИХ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ

Розрахунок параметрів вибухових робіт.

Модель бурового станка дозволяє визначити діаметр заряду ВР:

$$d_z = k_{p.c.} \times d_\delta, \text{ м}$$

де K_p - коефіцієнт розширення свердловини, що залежить від міцності й ступеня тріщинуватості гірських порід, $K_p = 1,06 - (f - 2) \cdot 0,003$. Визначаємо окремо по різновидах порід:

$$k_{p\text{кк}} = 1,06 - (13 - 2) \times 0,003 = 1,027$$

$$k_{p\text{ск}} = 1,06 - (12 - 2) \times 0,003 = 1,03$$

де d_δ - діаметр долота, коронки або різця обраного бурового обладнання, м. Для обраної моделі бурового станка, $d_\delta = 0,295$ м, отже

$$d_{z\text{кк}} = 1,027 \times 0,295 = 0,303, \text{ м}$$

$$d_{z\text{ск}} = 1,03 \times 0,295 = 0,304, \text{ м}$$

«Для зарядів першого ряду свердловин обчислюють значення опору по підшві (ОПП), що відповідає безпечним умовам роботи бурового обладнання на уступі» [8]:

$$W_{m\delta} = H_y \times \text{ctg } \alpha + C, \text{ м}$$

де H_y - висота уступу, м;

α - кут укошу уступу, град;

C - безпечна відстань від верхньої брівки уступу до вісі 1-го ряду свердловин, м ($C = 4$ м);

$$W_{m\delta\text{кк}} = 20 \times \text{ctg } 75^\circ + 4 = 9,4 \text{ м}$$

$$W_{m\delta\text{ск}} = 20 \times \text{ctg } 75^\circ + 4 = 9,4 \text{ м}$$

«Визначаємо значення опору по підшві W_2 для наступних рядів свердловин, що переборює заряд даного діаметра з досягненням крупності

дроблення, яка забезпечує раціональні режими роботи вантажно-транспортного комплексу» [8]:

$$W_2 = 1,05 \times d_3 \times \sqrt[4]{\frac{\Delta \times Q}{f}}, \text{ м}$$

де Q - теплота вибуху обраної ВР, кДж/кг ($Q = 3100$ кДж/кг);

Δ - густина заряджання ВР у свердловині, кг/м³ ($\Delta = 1400$ кг/м³)

Заокруглюємо отримані значення W з точністю до 0,5 м, та приймаємо параметри мережі розміщення свердловин у вибуховому блоці.

$$W_{2\text{ КК}} = 1,05 \times 0,303 \times \sqrt[4]{\frac{1400 \times 3100}{13}} = 7,7, \text{ м}$$

$$W_{2\text{ СК}} = 1,05 \times 0,304 \times \sqrt[4]{\frac{1400 \times 3100}{12}} = 7,8, \text{ м}$$

Приймаємо сітку свердловин W_2

- за корисними копалинами 7,5х7,5м
- за розкритом 7,5х7,5м

Для подальших розрахунків $W_{\text{ТБ}}$ та W_2 порівнюємо, більше з них приймаємо за W_1 .

W_1 приймаємо

- за корисними копалинами 9,5х9,5м
- за розкритом 9,5х9,5м

«Визначаємо питому витрату ВР, тобто кількість ВР на одиницю об'єму гірських порід, що підривається» [8]:

$$q = 12^4 \sqrt[4]{\frac{f^3 \times \Delta}{Q^3}}, \text{ кг/м}^3$$

$$q_{\text{КК}} = 12^4 \sqrt[4]{\frac{13^3 \times 1400}{3100^3}} = 1,21 \text{ кг/м}^3$$

$$q_{\text{СК}} = 12^4 \sqrt[4]{\frac{12^3 \times 1400}{3100^3}} = 1,14 \text{ кг/м}^3$$

«Довжина вертикальних свердловин на кар'єрах більше висоти уступу на величину перебуру $l_{ПЕР}$ » [8]:

$$l_{CB} = H_y + l_{ПЕР}, \text{ м,}$$

$$l_{ПЕР} = 0,15 \times H_y + 0,1 \times f - 5 \times d_3, \text{ м}$$

$$l_{ПЕР\text{ КК}} = 0,15 \times 20 + 0,1 \times 13 - 5 \times 0,303 = 2,8 \text{ м}$$

$$l_{ПЕР\text{ СК}} = 0,15 \times 20 + 0,1 \times 12 - 5 \times 0,304 = 2,7 \text{ м}$$

Практикою встановлено, що застосування перебуру глибиною більше 3,0 м не дає помітного поліпшення якості проробки підшви уступу в цілому, але значно порушує масив порід у місці розташування свердловин, ускладнюючи забурювання свердловин при виконанні робіт на горизонті, який розташовано нижче.

$$l_{CB\text{ КК}} = 20 + 2,8 = 22,8, \text{ м,}$$

$$l_{CB\text{ СК}} = 20 + 2,7 = 22,7, \text{ м,}$$

«Кількість ВР, що розміщається в 1 м свердловини» [8]:

$$P = \frac{\pi \times d_3^2}{4} \Delta, \text{ кг/м}$$

$$P_{\text{КК}} = \frac{3,14 \times 0,303^2}{4} 1400 = 100,9 \text{ кг/м}$$

$$P_{\text{СК}} = \frac{3,14 \times 0,304^2}{4} 1400 = 101,5 \text{ кг/м}$$

«Довжина заряду ВР в свердловині» [8]:

$$l_{зар} = \frac{W_2^2 \times h_y \times q}{P}, \text{ м}$$

$$l_{зар\text{ КК}} = \frac{7,5^2 \times 20 \times 1,21}{100,9} = 13,5 \text{ м}$$

$$l_{зар\text{ СК}} = \frac{7,5^2 \times 20 \times 1,14}{101,5} = 12,6 \text{ м}$$

«Маса заряду в одній свердловині» [8]:

$$Q_{ЗАР} = P \cdot l_{ЗАР}, \text{ кг.}$$

$$Q_{\text{ЗАР КК}} = 100,9 \cdot 13,5 = 1360,8 \text{ кг.}$$

$$Q_{\text{ЗАР СК}} = 101,5 \cdot 12,6 = 1281,5 \text{ кг.}$$

«Довжина забивки визначається, як різниця між визначеною довжиною свердловини й довжиною заряду» [8]:

$$l_{\text{ЗАБ}} = l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАР}}, \text{ м.}$$

$$l_{\text{ЗАБ КК}} = 22,8 - 13,5 = 9,3 \text{ м}$$

$$l_{\text{ЗАБ СК}} = 22,7 - 12,6 = 10,1 \text{ м}$$

«Виконані обчислення дозволяють визначити відстань між свердловинами в першому ряді a_1 , яка задовольнятиме двом умовам: достатності заряду для якісного руйнування порід перед першим рядом свердловин і місткості заряду в свердловині розрахованого діаметра» [8]:

$$a_1 = \frac{(l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАБ}}) \times P}{W_1 \times H_y \times q}, \text{ м}$$

$$a_{1 \text{ КК}} = \frac{(22,8 - 9,3) \times 100,9}{9,5 \times 20 \times 1,21} = 5,9 \text{ м}$$

$$a_{1 \text{ СК}} = \frac{(22,7 - 10,1) \times 101,5}{9,5 \times 20 \times 1,14} = 5,9 \text{ м}$$

«Отриману величину порівнюють з ЛОПП уступу для першого ряду W_1 , визначаючи коефіцієнт зближення зарядів у першому ряді:

$$m_1 = \frac{a_1}{W_1}$$

Допустимим вважається співвідношення $m_1 \geq 0,65$. В цьому випадку диспропорція між ОПП для зарядів першого ряду й відстанню між ними не дуже значна й дозволяє успішно перебороти розрахункове значення опору по підшві без використання додаткових технологічних прийомів» [8]:

$$m_{1 \text{ КК}} = \frac{5,9}{9,5} = 0,62$$

$$m_{1 \text{ СК}} = \frac{5,9}{9,5} = 0,62$$

«Якщо m_1 менше 0,65, використовується застосування парних свердловин у першому ряді, що працюють при підриванні, як одна свердловина великого діаметра. Тоді відстань між парними свердловинами при незмінному значенні W_1 визначають із таким розрахунком, щоб на пару свердловин доводився такий же обсяг гірничих порід, як на дві свердловини в наступних рядах» [8]:

$$a_{1СП} = \frac{(l_{CB} - l_{ЗАБ}) \times 2P}{W_1 \times H_y \times q}, \text{ м}$$

$$m_{1СП} = \frac{a_{1СП}}{W_1}$$

Тоді

$$a_{1КК} = \frac{(22,8 - 9,3) \times 2 \times 100,9}{9,5 \times 20 \times 1,21} = 11,8 \text{ м}$$

$$a_{1СК} = \frac{(22,7 - 10,1) \times 2 \times 101,5}{9,5 \times 20 \times 1,14} = 9,6 \text{ м}$$

$$m_{1КК} = \frac{11,8}{9,5} = 1,27$$

$$m_{1СК} = \frac{9,6}{9,5} = 1,02$$

«Визначаємо параметри блоку, враховуючи, що геометричний об'єм блоку має забезпечувати ефективну роботу наступного виробничого процесу – виймально-навантажувальних робіт. Спочатку обчислюємо об'єм блоку за умови забезпеченості екскаватора підготовленою до виймання гірничою масою:

$$V_{БЛ} = Q_{Е.ЗМ} \cdot N_{ЗМ} \cdot N_{ДЕ}, \text{ м}^3,$$

де $Q_{Е.ЗМ}$ – змінна експлуатаційна продуктивність екскаватора, м^3 ; $N_{ЗМ}$ – кількість робочих змін екскаватора на добу; $N_{ДЕ}$ – норматив забезпеченості екскаватора підірваною гірничою масою ($N_{ДЕ} = 30$ діб)» [8].

$$V_{БЛКК} = 5049 \cdot 2 \cdot 30 = 302940 \text{ м}^3,$$

$$V_{БЛСК} = 5969 \cdot 2 \cdot 30 = 358140 \text{ м}^3,$$

«Визначаємо ширину та довжину блоку» [8]:

$$B_{\text{БЛ}} = W_1 + W_2 \cdot (N_P - 1), \text{ м};$$

$$L_{\text{БЛ}} = \frac{V_{\text{БЛ}}}{B_{\text{БЛ}} \cdot H_y}$$

$$B_{\text{БЛ КК}} = 9,5 + 7,5 \cdot (3 - 1) = 24,5 \text{ м};$$

$$B_{\text{БЛ СК}} = 9,5 + 7,5 \cdot (3 - 1) = 24,5 \text{ м};$$

$$L_{\text{БЛ КК}} = \frac{302940}{24,5 \cdot 20} = 618 \text{ м}$$

$$L_{\text{БЛ СК}} = \frac{358140}{24,5 \cdot 20} = 731 \text{ м}$$

«Знаходимо кількість свердловин, що підриваються у кожному ряді блоку» [8]:

$$N_{\text{СВ}} = \left(\frac{L_{\text{БЛ}}}{a} \right) + 1, \text{ свердловин},$$

де a – відстань між свердловинами в ряді (згідно прийнятої квадратної мережі свердловин, відстань між рядами свердловин та відстань між свердловинами в ряді однакові й дорівнюють W_2 для другого і третього рядів та a_1 – для першого ряду).

Для першого ряду

$$N_{\text{СВ КК}} = \left(\frac{618}{11,8} \right) + 1 = 53,21 \approx 53 \text{ свердловин},$$

$$N_{\text{СВ СК}} = \left(\frac{731}{9,6} \right) + 1 = 77,41 \approx 77 \text{ свердловин},$$

Для другого і третього рядів

$$N_{\text{СВ КК}} = \left(\frac{618}{7,5} \right) + 1 = 83,43 \approx 83 \text{ свердловин},$$

$$N_{\text{СВ СК}} = \left(\frac{731}{7,5} \right) + 1 = 98,45 \approx 98 \text{ свердловин},$$

«Загальна кількість ВР для виконання вибухових робіт залежатиме від виробничої потужності кар'єру (m^3) та питомих витрат ВР ($кг/м^3$) для конкретного виду порід» [8]:

$$Q_{BP\ PИЧ} = \left(\frac{A_{CK} \cdot q_{CK} + A_{KK} \cdot q_{KK}}{1000} \right), m,$$

$$Q_{BP\ PИЧ} = \left(\frac{6896552 \cdot 1,14 + 4333333 \cdot 1,21}{1000} \right) = 13097\ m$$

«Визначення кількості бурового обладнання слід виконувати залежно від річної потреби кар'єру в метражі свердловин (по різновидах порід) та річної продуктивності прийнятого бурового станку:

$$N_{БVP} = \frac{\sum l_{CB}}{Q_{БVP.ЗМ} \cdot N_{ЗМ} \cdot N_{PD}}, шт,$$

де $\sum l_{CB}$ – сумарна кількість метрів свердловин, необхідна для забезпечення річної продуктивності кар'єру:

$$\sum L_{CB} = \frac{A}{V_{1M}} K_{BTP}, m$$

де A – річна потужність кар'єру по різновидах порід (A_{CK} та A_{KK}), m^3 ; K_{BTP} – коефіцієнт втрат метражу свердловин, ($K_{BTP} = 1,07$); V_{1M} – середньозважений вихід гірничої маси з 1 м свердловини (по різновидах порід):

$$V_{1M} = \frac{V_1 + (N_p - 1) \cdot V_2}{N_p}, m^3 / m,$$

де $V_1 = \frac{W_1 \cdot a_1 \cdot H_y}{l_{CB}}$ – вихід гірничої маси з 1 м свердловини для 1-го ряду

свердловин, m^3/m ;

$V_2 = \frac{W_2^2 \cdot H_y}{l_{CB}}$ – вихід гірничої маси з 1 м свердловини для 2-3 рядів

свердловин при квадратній вибуховій мережі, m^3/m .

$Q_{БVP.ЗМ}$ – змінна продуктивність бурового станка (без врахування позапланових простоїв):

$$Q_{\text{БУР.ЗМ}} = \frac{T_{\text{ЗМ}} - T_{\text{ПЗ}} - T_{\text{РЕГ}}}{\frac{1}{v_B} + T_{\text{ДОП}}}, \text{ м/зміну,}$$

де $T_{\text{ЗМ}}$ – тривалість робочої зміни бурового станка, хв.; $T_{\text{ПЗ}}$ – тривалість підготовчо-заклучних операцій ($T_{\text{ПЗ}} = 25 \div 35$ хв.); $T_{\text{РЕГ}}$ – тривалість регламентованих перерв за зміну ($T_{\text{РЕГ}} = 10 \div 15$ хв.); $T_{\text{ДОП}}$ – тривалість допоміжних операцій при бурінні в розрахунку на 1 м свердловини (при шарошковому бурінні $T_{\text{ДОП}} = 1 \div 4$ хв.); v_B – технічна швидкість буріння» [8].

$$Q_{\text{БУР.ЗМ КК}} = \frac{720 - 35 - 15}{\frac{1}{0,18} + 4} = 70,12, \text{ м/зміну,}$$

$$Q_{\text{БУР.ЗМ СК}} = \frac{720 - 35 - 15}{\frac{1}{0,19} + 4} = 72,33, \text{ м/зміну,}$$

$$V_{1\text{КК}} = \frac{9,5 \cdot 11,8 \cdot 20}{22,8} = 98,68, \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{1\text{СК}} = \frac{9,5 \cdot 9,6 \cdot 20}{22,7} = 80,13, \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{2\text{КК}} = \frac{7,5^2 \cdot 20}{22,8} = 49,34, \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{2\text{СК}} = \frac{7,5^2 \cdot 20}{22,7} = 49,6, \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{1\text{мКК}} = \frac{98,68 + (3-1) \cdot 49,34}{3} = 65,79 \text{ м}^3 / \text{м}$$

$$V_{1\text{мСК}} = \frac{80,13 + (3-1) \cdot 49,6}{3} = 59,78 \text{ м}^3 / \text{м}$$

$$\sum L_{\text{СВ КК}} = \frac{4333333}{65,79} 1,07 = 70477 \text{ м}$$

$$\sum L_{\text{СВ СК}} = \frac{6896552}{59,78} 1,07 = 123446 \text{ м}$$

$$N_{\text{БУР КК}} = \frac{70477}{70,12 \cdot 2 \cdot 360} = 1,4 \text{ шт},$$

$$N_{\text{БУР СК}} = \frac{123446}{72,33 \cdot 2 \cdot 360} = 2,37 \text{ шт},$$

«Розрахована кількість бурових станків (по розкриву та КК) дозволяє визначити інвентарну кількість бурових станків:

$$N_{\text{БУР.ІНВ}} = (N_{\text{БУР.СК}} + N_{\text{БУР.КК}}) \cdot k_{\text{РЕЗ}}, \text{ шт},$$

де $k_{\text{РЕЗ}}$ - коефіцієнт резерву ($k_{\text{РЕЗ}} = 1,2$)» [8].

$$N_{\text{БУР.ІНВ}} = (1,4 + 2,37) \cdot 1,2 = 4,52 \approx 5 \text{ шт},$$

«Параметри розвалу підірваних гірських порід на уступі визначаємо з наступних міркувань:

– висота розвалу, як правило, знаходиться в межах
 $H_{\text{РОЗ}} = (0,7 \div 0,85) \cdot H_{\text{У}}$;

$$H_{\text{РОЗ}} = (0,85) \cdot 20 = 17 \text{ м}$$

– ширина розвалу залежить від кількості рядів свердловин, що підриваються у вибуховому блоці ($n_{\text{Р}}$), опору по підшві уступу (W_1 , м), відстані між рядами наступних свердловин (W_2 , м) та інтервалу сповільнення при підриванні блоку (t , мс) і наближено може бути визначена наступним чином:

1) визначається ширина розвалу при однорядному миттєвому підриванні $B_{\text{РОЗ.0}} = (2,5 \div 3,5) \cdot W_1$, м;

$$B_{\text{РОЗ.0 КК}} = 3 \cdot 9,5 = 28,5 \text{ м}$$

$$B_{\text{РОЗ.0 СК}} = 3 \cdot 9,5 = 28,5 \text{ м}$$

2) визначається коефіцієнт дальності відкидання породи, що залежить від інтервалу сповільнення при підриванні ($K_{\text{СП}} = 0,8$);

3) визначається орієнтовна ширина розвалу при багаторядному короткочасовому підриванні» [8]:

$$B_{\text{РОЗ}} = K_{\text{СП}} \cdot B_{\text{РОЗ.0}} + (n_{\text{Р}} - 1) \cdot W_2, \text{ м}.$$

$$B_{\text{РОЗ КК}} = 0,8 \cdot 28,5 + (3 - 1) \cdot 7,5 = 37,8 \text{ м}.$$

$$B_{\text{РОЗ СК}} = 0,8 \cdot 28,5 + (3 - 1) \cdot 7,5 = 37,8 \text{ м}.$$

Розділ 3. ВИЙМАЛЬНО-НАВАНТАЖУВАЛЬНІ РОБОТИ

«Розраховуємо технічну продуктивність екскаватора, яка враховує умови роботи у забої та є максимально можливою для даної моделі при безупинній роботі в конкретних умовах:

$$P_{\text{тех.}} = \frac{3600 \times E \times \kappa_n}{t_{\text{ц}} \times \kappa_p}, \text{ м}^3 / \text{год}$$

де E – місткість ковша екскаватора, м^3 ;

κ_n - коефіцієнт наповнення ковша екскаватора;

κ_p - коефіцієнт розпушення породи в ковші екскаватора;

$t_{\text{ц}}$ - технічна тривалість екскаваторного циклу, тобто тривалість циклу в даних умовах, сек ($t_{\text{ц}} = 55$ сек)» [8].

$$P_{\text{тех. КК}} = \frac{3600 \times 12,5 \times 0,9}{55 \times 1,4} = 526 \text{ м}^3 / \text{год}$$

$$P_{\text{тех. СК}} = \frac{3600 \times 12,5 \times 0,95}{55 \times 1,25} = 622 \text{ м}^3 / \text{год}$$

«Експлуатаційна продуктивність екскаватора враховує не лише умови виконання виймальних робіт у забої, але й організацію процесу виймально-навантажувальних робіт за допомогою коефіцієнта використання екскаватора в часі робочої зміни:

$$Q_E = Q_T \cdot K_{\text{вик}} \cdot T_{\text{зм}}, \text{ м}^3 / \text{зміну}$$

де $K_{\text{вик}}$ – коефіцієнт використання екскаватора у змінному часі без врахування позапланових простоїв. Значення даного коефіцієнта залежить від виду транспорту та прийнятої схеми подавання його під навантаження і може бути взяте з технологічних довідників або зі звітів технічних служб діючого підприємства

Приймаємо наскрізну схему подавання транспорту під навантаження К_{ВИК-0,9}.

$$Q_{E\text{ КК}} = 526 \cdot 0,8 \cdot 12 = 5049 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

$$Q_{E\text{ СК}} = 622 \cdot 0,8 \cdot 12 = 5969 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

Добова $Q_{E.\text{ДОБ}}$, місячна $Q_{E.\text{МІС}}$ і річна $Q_{E.\text{РІЧ}}$ експлуатаційні продуктивності екскаватора визначаються з врахуванням режиму роботи кар'єру» [8]:

$$Q_{E.\text{ДОБ}} = Q_E \cdot N_{\text{ЗМ}}, \text{ м}^3/\text{добу};$$

$$Q_{E.\text{МІС}} = Q_{E.\text{ДОБ}} \cdot 30, \text{ м}^3/\text{місяць};$$

$$Q_{E.\text{РІЧ}} = Q_{E.\text{ДОБ}} \cdot N_{\text{РД}}, \text{ м}^3/\text{рік};$$

$$Q_{E.\text{ДОБ КК}} = 5049 \cdot 2 = 11099 \text{ м}^3/\text{добу};$$

$$Q_{E.\text{ДОБ СК}} = 5969 \cdot 2 = 11939 \text{ м}^3/\text{добу};$$

$$Q_{E.\text{МІС КК}} = 11099 \cdot 30 = 302961 \text{ м}^3/\text{місяць};$$

$$Q_{E.\text{МІС СК}} = 11939 \cdot 30 = 358167 \text{ м}^3/\text{місяць};$$

$$Q_{E.\text{РІЧ КК}} = 11099 \cdot 360 = 3635532 \text{ м}^3/\text{рік};$$

$$Q_{E.\text{РІЧ СК}} = 11939 \cdot 360 = 4298007 \text{ м}^3/\text{рік};$$

«Ґрунтуючись на вихідних даних річної продуктивності кар'єру за різновидами порід, визначаємо необхідну кількість виймально-навантажувального устаткування для виконання даних робіт:

$$N_{E.\text{КК}} = \frac{A_{\text{КК}}}{Q_{E.\text{РІЧ.КК}}}, \text{ шт}$$

$$N_{E.\text{СК}} = \frac{A_{\text{СК}}}{Q_{E.\text{РІЧ.СК}}}, \text{ шт}$$

де $A_{\text{СК}}$, $A_{\text{КК}}$ – річна виробнича потужність кар'єру відповідно по розкривних породах та КК, м^3 ; $Q_{E.\text{РІЧ.СК}}$ та $Q_{E.\text{РІЧ.КК}}$ – експлуатаційна річна продуктивність екскаватора відповідно по розкривних породах та КК, $\text{м}^3/\text{рік}$ » [8].

$$N_{E.\text{КК}} = \frac{4333333}{3635532} = 1,2 \text{ шт}$$

$$N_{E.\text{СК}} = \frac{6896552}{4298007} = 1,6 \text{ шт}$$

Інвентарний парк екскаваторів визначається з урахуванням коефіцієнта резерву ($k_{РЕЗ} = 1,2$):

$$N_{ІНВ.СК} = (N_{Е.СК} + N_{Е.КК}) \cdot k_{РЕЗ}$$

$$N_{ІНВ.СК} = (1,2 + 1,6) \cdot 1,2 = 3,4 \approx 4 \text{ шт}$$

Розділ 4. ТРАНСПОРТУВАННЯ ГІРНИЧОЇ МАСИ

«Визначаємо загальну тривалість одного транспортного циклу (рейсу):

$$T_{\text{ТР.Ц}} = t_{\text{НАВ}} + t_{\text{РУХ}} + t_{\text{РОЗ}} + t_{\text{ОЧ}}, \text{ ГОД.},$$

де $t_{\text{НАВ}}$, $t_{\text{РУХ}}$, $t_{\text{РОЗ}}$, $t_{\text{ОЧ}}$ – тривалість, відповідно навантаження, руху, розвантаження та очікування (маневрів) рухомого складу.

Тривалість навантаження залежить від кількості циклів навантаження рухомого складу екскаватором:

$$t_{\text{НАВ}} = n_{\text{Ц}} \frac{T_{\text{Ц}}}{3600} n_{\text{ТП}}, \text{ ГОД.},$$

де $n_{\text{Ц}}$ – кількість повних циклів завантаження транспортної посудини екскаватором, яка залежить від $n_{\text{К}}$ – кількості ковшів, що вантажаться до транспортної посудини, шт.; $T_{\text{Ц}}$ – тривалість робочого циклу екскаватора, с; $n_{\text{ТП}}$ – кількість транспортних посудин, що входять до рухомого складу транспорту та завантажуються за один транспортний цикл (рейс).

Кількість ковшів $n_{\text{К}}$, що вантажаться до транспортної посудини визначають:

за вантажопід'ємністю
$$n_{\text{КQ}} = \frac{q_{\text{ТР}} \cdot k_{\text{РТ}}}{E \cdot k_{\text{НТ}} \cdot \gamma}, \text{ КОВШІВ}$$

або

за місткістю
$$n_{\text{КV}} = \frac{V_{\text{ТР}} \cdot k_{\text{РТ}}}{E \cdot k_{\text{НТ}}}, \text{ КОВШІВ}$$

де $k_{\text{РТ}}$ та $k_{\text{НТ}}$ - відповідно коефіцієнти розпушення породи та наповнення транспортної посудини ($k_{\text{РТ.СК}} = 1,25$; $k_{\text{РТ.КК}} = 1,4$; $k_{\text{НТ}} = 1,05$)» [8]

$$n_{\text{КQ КК}} = \frac{110 \cdot 1,4}{12,5 \cdot 1,05 \cdot 3,0} = 3,91, \text{ КОВШІВ}$$

$$n_{\text{КQ СК}} = \frac{110 \cdot 1,25}{12,5 \cdot 1,05 \cdot 2,9} = 3,61, \text{ КОВШІВ}$$

$$n_{kv KK} = \frac{44 \cdot 1,4}{12,5 \cdot 1,05} = 4,7, \text{ КОВШІВ}$$

$$n_{kv CK} = \frac{44 \cdot 1,25}{12,5 \cdot 1,05} = 4,2, \text{ КОВШІВ}$$

«Кількість ковшів приймаємо» [8]:

для корисних копалин $n_k=3,5$ шт

для розкриву $n_k=3,5$ шт

Кількість повних циклів завантаження транспортної посудини екскаватором приймаємо:

для корисних копалин $n_u=4$ шт

для розкриву $n_u=4$ шт

Тоді

$$t_{HAB KK} = 4 \frac{55}{3600} = 0,06 \text{ год},$$

$$t_{HAB CK} = 4 \frac{55}{3600} = 0,06 \text{ год},$$

«Фактична маса вантажу, який перевозиться у автосамоскиді, для порід розкриву та КК складе[8]:

$$q_{ф.КК} = 12,5 \cdot 3,5 \cdot 3,0 \cdot 1,05 / 1,4 = 98,44 \text{ т.}$$

$$q_{ф.СК} = 12,5 \cdot 3,5 \cdot 2,9 \cdot 1,05 / 1,25 = 107 \text{ т.}$$

«Визначаємо кількість транспортних посудин, що входять до рухомого складу транспорту $n_{ТП}$.

Як правило, основним типом рухомого складу для автотранспорту є автосамоскид, в якого кузов (транспортна посудина) один, тому й для даного випадку $n_{ТП} = 1$.

Тривалість руху рухомого складу:

$$t_{ПУХ} = \frac{2 \cdot L_{тр}}{v_{сеп}}, \text{ год.},$$

де $L_{тр}$ – відстань транспортування, км; $v_{сеп}$ – середня швидкість руху, км/год (приймаємо для автотранспорту 25 км/год)» [8].

$$t_{PVX KK} = \frac{2 \cdot 4,5}{25} = 0,36 \text{ год.},$$

$$t_{PVX CK} = \frac{2 \cdot 4}{25} = 0,32 \text{ год.},$$

Тривалість розвантаження:

$$t_{POZ} = t_p \cdot n_{TP}, \text{ год.},$$

де t_p – тривалість розвантаження однієї транспортної посудини, год.

Автосамоскиди зазвичай розвантажуються за 1 хвилину, тобто для них $t_p = 0,017 \text{ год}$ » [8].

$$t_{POZ} = 0,017 \cdot 1 = 0,017 \text{ год.},$$

Тривалість очікування рухомого складу на пунктах навантаження та розвантаження, маневрів, розворотів та затримок:

– для автомобільного транспорту складає 1-2 хвилини на рейс ($t_{оч} = 0,017 \div 0,034 \text{ год.}$);

Після визначення всіх складових тривалості рейсу рухомого складу кар'єрного транспорту, підсумовуємо їх:

$$T_{TR.C KK} = 0,06 + 0,36 + 0,017 + 0,017 = 0,455 \text{ год.},$$

$$T_{TR.C CK} = 0,06 + 0,32 + 0,017 + 0,017 = 0,415 \text{ год.},$$

«Знаючи тривалість рейсу (циклу), визначаємо змінну продуктивність рухомого складу» [8]:

$$Q_{T.ZM} = \frac{T_{ЗМ} \cdot K_{ВИК.Т} \cdot n_{TP} \cdot q_{\Phi}}{T_{TR.C}}, \text{ т},$$

де $K_{ВИК.Т}$ – коефіцієнт використання часу зміни рухомим складом кар'єрного транспорту (приймаємо $K_{ВИК.Т} = 0,9$).

$$Q_{T.ZM KK} = \frac{12 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 98,44}{0,455} = 2336, \text{ т},$$

$$Q_{T.ZM CK} = \frac{12 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 107}{0,415} = 2773, \text{ т},$$

«Розраховуємо кількість кар'єрного транспорту.

При автомобільному транспорті, робочий парк автосамоскидів встановлюється за умови забезпечення парку екскаваторів роботою без зупинок на очікування порожняку. Число автосамоскидів, що може ефективно використовуватися в комплексі з одним екскаватором» [8]:

$$N_{AC} = \frac{T_{TP.Ц}}{t_{НАВ}}, \text{ шт.}$$

$$N_{AC\text{ КК}} = \frac{0,455}{0,06} = 7,4 \approx 8 \text{ шт.}$$

$$N_{AC\text{ СК}} = \frac{0,415}{0,06} = 6,8 \approx 7 \text{ шт.}$$

«Частина автосамоскидів буде проходити технічне обслуговування або ремонтуватись, тому інвентарне число автосамоскидів складе (визначаємо окремо по СК та КК)» [8]:

$$N_{I.AC} = \frac{N_{AC} \cdot N_E}{k_{ТГ}}, \text{ шт.},$$

де $k_{ТГ} = 0,7 \div 0,85$ – коефіцієнт технічної готовності парку автосамоскидів.

$$N_{I.AC\text{ КК}} = \frac{8 \cdot 1,2}{0,8} = 11,9 \approx 12 \text{ шт.},$$

$$N_{I.AC\text{ СК}} = \frac{7 \cdot 1,6}{0,8} = 14 \text{ шт.},$$

Розділ 5. ВІДВАЛОУТВОРЕННЯ РОЗКРИВНИХ ПОРІД

При доставці розкривних порід на відвали автомобільним транспортом частіше за все використовують бульдозерні відвали, які розраховують в наступній послідовності.

«Обираємо параметри відвального уступу: при бульдозерному відвалоутворенні міцних скельних порід з доставкою автотранспортом відвальні уступи мають висоту $H_{УВ} = 20-30$ м. Для умов курсового проектування вважатимемо, що бульдозером формують відвал з порід, що відсипаються з кутом укосу відвального уступу $\alpha_{УВ} = 40^\circ$ та висотою $H_{УВ} = 25$ м».

Визначаємо кількість автосамоскидів, що одночасно розвантажуються на відвалі:

$$N_{AC} = \frac{Q_{СК.ГОД} \cdot K_{НЕР} \cdot t_{РОЗ}}{60 \cdot V_{Ф.АС}}, \text{ шт,}$$

де $Q_{СК.ГОД}$ – годинна продуктивність кар'єру по розкривних породах, $\text{м}^3/\text{год}$; $K_{НЕР}$ – коефіцієнт нерівномірності роботи кар'єру (1,25-1,5); $V_{Ф.АС}$ – фактичний об'єм розкривної породи, що перевозить автосамоскид за один рейс (за фактичною кількістю ковшів, що вантажаться у автосамоскид), м^3 .» [8]

$$N_{AC} = \frac{798,2 \cdot 1,5 \cdot 0,017}{60 \cdot 36,75} = 0,009 \approx 1, \text{ шт,}$$

«Розраховують довжину фронту розвантаження автосамоскиду:

$$L_{ФР} = N_{AC} \cdot L_{Ф.АС}, \text{ м,}$$

де $L_{Ф.АС}$ – ширина фронту відвалу, що обслуговується одним автосамоскидом, м ($L_{Ф.АС} = 18-20$ м)» [8].

$$L_{ФР} = 1 \cdot 20 = 20 \text{ м,}$$

«Довжина відвального фронту, який складається з трьох ділянок: розвантаження, бульдозерного планування та резерву» [8]:

$$L_{ФВ} = 3 \cdot L_{фр}, \text{ м.}$$

$$L_{ФВ} = 3 \cdot 20 = 60, \text{ м.}$$

«Інвентарна кількість бульдозерів, що обслуговує відвал» [8]:

$$N_B = \frac{Q_{СК.ЗМ}}{Q_{Б.ЗМ}} \cdot 1,2, \text{ шт.},$$

де $Q_{СК.ЗМ}$ – обсяг розкриву, що вивозиться з кар'єру протягом зміни, м^3 ;

$Q_{Б.ЗМ}$ – змінна продуктивність бульдозера, що працює на відвалі, $\text{м}^3/\text{зміну}$

$$N_B = \frac{9579}{1700} \cdot 1,2 = 6,8 \approx 7 \text{ шт.},$$

ВИСНОВОК

ОСНОВНІ РЕЗУЛЬТАТИ КУРСОВОГО ПРОЕКТУВАННЯ

Найменування показнику	Одиниці виміру	Значення показнику	
		по корисній копалині	по розкривних породах
1. Модель бурового станка	-	СБШ-320	СБШ-320
2. Кількість бурових станків	шт.	2	3
3. Інвентарна кількість бурових станків	шт.	5	
4. Назва ВР	-	Емоніт	Емоніт
5. Кількість ВР для забезпечення річної потужності кар'єру	т	13097	
6. Модель екскаватору	-	ЕКГ-12,5	ЕКГ-12,5
7. Кількість екскаваторів	шт.	2	2
8. Інвентарний парк екскаваторів	шт.	4	
9. Вид кар'єрного транспорту	-	автомобільний	автомобільний
10. Модель автосамоскиду	-	БілАЗ-7519	БілАЗ-7519
11. Кількість автосамоскидів, що обслуговує один екскаватор	шт.	8	7
12. Інвентарна кількість транспортних машин	шт.	12	14
13. Спосіб відвалоутворення	-	бульдозерне	бульдозерне
14. Модель техніки на виконанні відвальних робіт	-	Д-701	Д-701
15. Інвентарний парк відвального обладнання	шт.	-	7

Список використаних джерел

1. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Частина 1 Гірничі роботи, ліквідація гірничодобувних підприємств. Техніко- економічна оцінка та показники. Київ, Міністерство промислової політики України, 2007.
2. Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом. - К.: Основа, 2010.-184 с.
3. Гуменик І. Л., Корсунський Г. Я., Ложніков О. В. Технологія відкритої розробки пологих родовищ корисних копалин: навч. посіб. Дніпропетровськ : НГУ, 2014. 310 с.
4. 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.
5. Кузьміч О. К. Відкриті гірничі роботи. Технологія та механізація видобутку корисних копалин. Харків: УПА, 2002. 100 с.
6. Бизов В. Ф. Основи технології гірничого виробництва. Кривий Ріг : Мінерал, 2000. Т. 4: Виробничі процеси. 246 с.
7. Шапурін О.В. Розрахунок параметрів буровибухових робіт. Навчальний посібник, Київ УМК ВО, 1990.
8. Процеси відкритих гірничих робіт: методичні вказівки до виконання курсового проекту / С.О. Луценко, А.М. Пижик, С.О. Федоренко. Запоріжжя: ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», 2024. – 48 с.