

Міністерство освіти і науки України
ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ "МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА"»
кафедра «Гірничої справи»

РОЗРАХУНКОВО-ПОЯСНЮВАЛЬНА
ЗАПИСКА

до курсового проєкту
з дисципліни «Процеси відкритих гірничих робіт»
для студентів спеціальності 184 "Гірництво"

ВИКОНАВ:

студент гр. 184В -22 -1 _____ **В.В. Нікулін**
(підпис)

Робота не містить академічного плагіату та фальсифікації

КЕРІВНИК:

доцент кафедри Гірничих справ _____ **С.О. Луценко**
(підпис)

Оцінка за національною шкалою _____

Кількість балів: _____ Оцінка ECTS _____

м. Запоріжжя

2025 р.

ІНДИВІДУАЛЬНЕ ЗАВДАННЯ

на курсовий проєкт з дисципліни «Процеси відкритих гірничих робіт»

студенту Нікуліну Віталію Валерійовичу

факультет Гірничо-металургійний

групи 184В -22 -1

Варіант№8

Вихідні дані:

<p style="text-align: center;">Проектна річна потужність кар'єру по корисній копалині (A_{KK})</p> <p style="text-align: center;"><u>25</u> млн.т/рік</p>	<p style="text-align: center;">Проектна річна потужність кар'єру по скельному розкриву ($A_{СК}$)</p> <p style="text-align: center;"><u>19</u> млн.т/рік</p>
<p style="text-align: center;">Густина корисної копалини (γ_{KK})</p> <p style="text-align: center;"><u>3,3</u> т/м³</p>	<p style="text-align: center;">густина скельного розкриву ($\gamma_{СК}$)</p> <p style="text-align: center;"><u>3,2</u> т/м³</p>
<p style="text-align: center;">коеф. міцності корисної копалини за шкалою проф. Протод'яконова (f_{KK}) <u>18</u></p>	<p style="text-align: center;">коеф. міцності скельного розкриву за шкалою проф. Протод'яконова ($f_{СК}$) <u>14</u></p>
<p style="text-align: center;">Середньозважена відстань транспортування корисної копалини (L_{KK}) <u>12</u> км.</p>	<p style="text-align: center;">Середньозважена відстань транспортування скельного розкриву ($L_{СК}$) <u>13</u> км.</p>

Дата видачі завдання: _____

Завдання видав, керівник: С.О.Луценко _____ ПІБ

Завдання прийняв, студент: В.В. Нікулін _____ 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	05 листопада 2024р	12 листопада 2024р	
2	Підготовка гірських порід до виймання	13 листопада 2024р	26 листопада 2024р	
3	Виймально-навантажувальні роботи	27 листопада 2024р	10 грудня 2024р	
4	Транспортування гірничої маси	11 грудня 2024р	24 грудня 2024р	
5	Відвалоутворення розкривних порід	25 грудня 2024р	7 січня 2025р	
6	Висновки. Список використаних джерел. Додатки.	8 січня 2025р	14 січня 2025р	
7	Остаточне оформлення проекту та підготовка до захисту	15 січня 2025р	28 січня 2025р	

Дата захисту проекту: _____

Оцінка за виконання проекту: _____

Оцінка за захист проекту: _____

Загальна оцінка: _____

ЗМІСТ

Розділ 1. Обґрунтування та вибір основного технологічного обладнання за процесами.....	5
Розділ 2. Підготовка гірських порід до виймання	9
Розділ 3. Виймально-навантажувальні роботи.....	17
Розділ 4. Транспортування гірничої порід.....	19
Розділ 5. Відвалоутворення розкривних порід.....	23
Висновки.....	25
Список використаних джерел.....	26

РОЗДІЛ 1. Обґрунтування та вибір основного технологічного обладнання за процесами

Вихідними даними для курсового проектування є наступні показники:

- проектні річні потужності кар'єру A_{KK} та $A_{СК}$, млн.т/рік;
- густина γ_{KK} та $\gamma_{СК}$, т/м³;
- коеф. міцності породи за шкалою проф. Протод'яконова f_{KK} та $f_{СК}$;
- середньозважена відстань транспортування L_{KK} та $L_{СК}$, км.

Варіант 8.

$A_{KK} = 25$ млн.т/рік; $A_{СК} = 19$ млн.т/рік; $\gamma_{KK} = 3,3$ т/м³; $\gamma_{СК} = 3,2$ т/м³;
 $f_{KK} = 18$; $f_{СК} = 14$; $L_{KK} = 12$ км; $L_{СК} = 13$ км.

Завданнями до курсового дослідження є:

1. Обрати тип, 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 однокеровані 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.

Також у вихідні дані необхідно додати режими роботи кар'єру. За умовами, курсового проектування доречно прийняти цілорічний режим роботи кар'єру з безперервним робочим тижнем (30 діб на місяць, 12 місяців на рік, відповідно $N_{PD} = 30 \times 12 = 360$ 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

Щоб вибрати модель екскаватора та автосамоскиду, необхідно здійснити певні розрахунки:

Річна продуктивність кар'єра по гірничій масі» [12]:

$$A_{ГМ} = A_{КК} + A_{СК} = 25 + 19 = 44 \text{ млн.т/рік.}$$

Середня відстань транспортування:

$$(L_{КК} + L_{СК})/2 = (12 + 13)/2 = 12,5 \text{ км.}$$

«Беремо до уваги рекомендовані у методичних вказівках [табл.

3.1] параметри екскаватора та автосамоскида, їх місткість та вантажопід'ємність. Маючи після підрахунків результати обираємо екскаватор ЕКГ-12,5 та залізничні вагони вантажопід'ємністю 145 т.

Визначаємось з позовжнім похилом розкривних виробок – капітальних та в'їзних траншей (iK , ‰), що знадобиться нам в подальшому для розрахунку транспорту. Отже, для обраного

залізничного транспорту $iK = 30-60 \text{ ‰}$, для автосамоскидів $iK = 60-100 \text{ ‰}$.

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.

На теперішній час широко використовується на кар'єрах екскаватор ЕКГ-12,5, тому висоту уступу прийmemo з урахуванням його технологічних параметрів.» [12]. Для екскаватора ЕКГ-12,5 прийmemo $H_{ч.МАХ} = 15,6$ м, тоді

$$H_y \leq 1,5 \cdot 15,6 = 23 \text{ м.}$$

Для подальших розрахунків висоту уступу прийmemo $H_y = 20$ м

Згідно табл. 3.2 обираємо кут укосу уступу та ширину призми можливого обрушення уступу для уступу висотою 20 м: $\alpha_y = 75^\circ$; $C = 4$ м.

«3) Вибір бурового обладнання та вибухової речовини

Для зручності подальших розрахунків перерахуємо задані величини виробничої потужності кар'єру по КК та СК у більш зручний для розрахунків вигляд» [12]:

$$A_{КК} (\text{м}^3) = A_{КК} (\text{т}) / u_{КК} (\text{т/м}^3) = 25\,000\,000 / 3,3 = 7\,575\,757 \text{ м}^3 \text{ (далі } 7,6 \text{ млн м}^3\text{);}$$

$$A_{СК} (\text{м}^3) = A_{СК} (\text{т}) / u_{СК} (\text{т/м}^3) = 19\,000\,000 / 3,2 = 5\,937\,500 \text{ м}^3 \text{ (далі } 5,9 \text{ млн м}^3\text{);}$$

$$A_{ГМ} = A_{КК} + A_{СК} = 13\,513\,257 \text{ м}^3/\text{рік (далі } 13,5 \text{ млн м}^3/\text{рік);}$$

Маючи розраховану $A_{ГМ}$ 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.

Використовуючи табл. 3.4 та враховуючи задану міцність гірських порід, обираємо тип вибухової речовини: Україніт ПП-2 та конструкцію зарядів – суцільні заряди вибухових свердловин. За умовою нашого курсового проектування беремо багаторядне підривання (кількість рядів вибухових свердловин $N_P = 3$). Схема комутації зарядів у вибуховому блоці – діагональна з короткосповільненим підриванням. Інтервал сповільнення між групами зарядів 50 мс

4) Вибір способу відвалоутворення й типу відвального обладнання

Так як, ми використовуємо автомобільний транспорт, рекомендовано застосовувати бульдозерне відвалоутворення. Спосіб виконання відвальних робіт — площадний.

Маючи величину виробничої потужності кар'єру $A_{СК}=5,9$ млн м³, можемо дізнатись яка продуктивність відвального бульдозера буде йому характерна (1450м³/зміну та більше). Отже обираємо Д-572 з продуктивністю до 1650 м³/зміну.

РОЗДІЛ 2. Підготовка гірських порід до виймання

«Розрахунок параметрів вибухових робіт.

Модель бурового станка дозволяє визначити діаметр заряду ВР:

$$d_3 = K_p \cdot d_d, \text{ м}$$

де K_p - коефіцієнт розширення свердловини, що залежить від міцності й ступеня тріщинуватості гірських порід,» [12]

$$K_p = 1,06 - (f - 2) \cdot 0,003.$$

Визначаємо окремо по різновидах порід:

$$K_{p \text{ КК}} = 1,06 - (18 - 2) \cdot 0,003 = 1,012$$

$$K_{p \text{ СК}} = 1,06 - (14 - 2) \cdot 0,003 = 1,024$$

де d_d - діаметр долота, коронки або різця обраного бурового обладнання, м.

Для обраної моделі бурового станка, $d_d = 0,320$ м, отже

$$d_{3 \text{ КК}} = 1,012 \cdot 0,320 = 0,323, \text{ м}$$

$$d_{3 \text{ СК}} = 1,024 \cdot 0,320 = 0,327, \text{ м}$$

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

$$W_{\text{ТБ}} = H_y \cdot ctg\alpha + C, \text{ м}$$

де H_y - висота уступу, м;

α - кут укосу уступу, град;

C - безпечна відстань від верхньої брівки уступу до вісі 1-го ряду свердловин, м ($C = 4$ м)» [12]

$$W_{\text{ТБ КК}} = 20 \cdot ctg75^0 + 4 = 9,4 \text{ м}$$

$$W_{\text{ТБ СК}} = 20 \cdot ctg75^0 + 4 = 9,4 \text{ м}$$

«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:

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

де Δ - щільність заряджання ВР у свердловині, кг/м^3 ($\Delta = 1400 \text{ кг/м}^3$)

Q - теплота вибуху обраної ВР, кДж/кг ($Q = 4200 \text{ кДж/кг}$);

Заокруглюємо отримані значення W з точністю до 0,5 м, та приймаємо параметри мережі розміщення свердловин у вибуховому блоці.» [12].

$$W_{2 \text{ КК}} = 1,05 \cdot 0,323 \cdot \sqrt[4]{\frac{1400 \cdot 4200}{18}} = 8,1 \text{ , м}$$

$$W_{2 \text{ СК}} = 1,05 \cdot 0,327 \cdot \sqrt[4]{\frac{1400 \cdot 4200}{14}} = 8,7 \text{ , м}$$

Приймаємо сітку свердловин W_2

- за корисними копалинами 8•8м
- за розкривом 8,5•8,5м

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

W_1 приймаємо

- за корисними копалинами 9х9м
- за розкривом 9х9м

Визначаємо питому витрату ВР, тобто кількість ВР на одиницю об'єму гірських порід, що підривається:

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

$$q_{\text{КК}} = 12 \sqrt[4]{\frac{18^3 \cdot 1400}{4200^3}} = 1,2 \text{ кг/м}^3$$

$$q_{\text{СК}} = 12 \sqrt[4]{\frac{14^3 \cdot 1400}{4200^3}} = 1,8 \text{ кг/м}^3$$

Довжина вертикальних свердловин на кар'єрах більше висоти уступу на величину перебуру $l_{\text{ПЕР}}$:

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

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

$$l_{\text{ПЕР КК}} = 0,15 \cdot 20 + 0,1 \cdot 18 - 5 \cdot 0,323 = 3 \text{ м}$$

$$l_{\text{ПЕР СК}} = 0,15 \cdot 20 + 0,1 \cdot 14 - 5 \cdot 0,327 = 3 \text{ м}$$

«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.» [12]

$$l_{\text{СВ КК}} = 20 + 3 = 23, \text{ м,}$$

$$l_{\text{СВ СК}} = 20 + 3 = 23, \text{ м,}$$

Кількість ВР, що розміщається в 1 м свердловини:

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

$$P_{\text{КК}} = \frac{3,14 \cdot 0,323^2}{4} 1400 = 114,6 \text{ кг/м}$$

$$P_{\text{СК}} = \frac{3,14 \cdot 0,323^2}{4} 1400 = 114,6 \text{ кг/м}$$

«Довжина заряду ВР в свердловині:

$$l_{\text{зар}} = \frac{W_2^2 \cdot H_y \cdot q}{P}, \text{ м} \text{ [12]}$$

$$l_{\text{зар КК}} = \frac{8^2 \cdot 20 \cdot 1,2}{114,6} = 13,4 \text{ м}$$

$$l_{\text{зар СК}} = \frac{8,5^2 \cdot 20 \cdot 1,8}{114,6} = 22,7 \text{ м}$$

Маса заряду в одній свердловині:

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

$$Q_{\text{ЗАР КК}} = 114,6 \cdot 13,4 = 1535,6 \text{ кг.}$$

$$Q_{\text{ЗАР СК}} = 114,6 \cdot 22,7 = 2601,4 \text{ кг.}$$

«Довжина забивки визначається, як різниця між визначеною довжиною свердловини й довжиною заряду:

$$l_{ЗАБ} = l_{СВ} - l_{ЗАР}, \text{ м.} \text{ [12]}$$

$$l_{ЗАБ \text{ КК}} = 23 - 13,4 = 9,6 \text{ м}$$

$$l_{ЗАБ \text{ СК}} = 23 - 22,7 = 0,3 \text{ м}$$

«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:

$$a_1 = \frac{(l_{СВ} - l_{ЗАБ}) \cdot P}{W_1 \cdot H_y \cdot q}, \text{ м} \text{ [12]}$$

$$a_{1 \text{ КК}} = \frac{(23 - 9,6) \cdot 114,6}{9 \cdot 20 \cdot 1,2} = 7,1 \text{ м}$$

$$a_{1 \text{ СК}} = \frac{(23 - 0,3) \cdot 114,6}{9 \cdot 20 \cdot 1,8} = 8 \text{ м}$$

«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.» [12]

$$m_{1 \text{ КК}} = \frac{7,1}{9} = 0,8$$

$$m_{1 \text{ СК}} = \frac{8}{9} = 0,9$$

«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:

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

де $Q_{\text{Е.ЗМ}}$ – змінна експлуатаційна продуктивність екскаватора, м^3 ;

$N_{\text{ЗМ}}$ – кількість робочих змін екскаватора на добу;

$N_{\text{ДЕ}}$ – норматив забезпеченості екскаватора підірваною гірничою масою ($N_{\text{ДЕ}} = 30$ діб).» [12]

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

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

Визначаємо ширину та довжину блоку:

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

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

$$B_{\text{БЛ КК}} = 9 + 8 \cdot (3 - 1) = 25 \text{ м};$$

$$B_{\text{БЛ СК}} = 9 + 8,5 \cdot (3 - 1) = 26 \text{ м};$$

$$L_{\text{БЛ КК}} = \frac{302940}{25 \cdot 20} = 606 \text{ м}$$

$$L_{\text{БЛ СК}} = \frac{358140}{26 \cdot 20} = 688 \text{ м}$$

«Знаходимо кількість свердловин, що підриваються у кожному ряді блоку:

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

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).» [12]

Для першого ряду

$$N_{\text{СВ КК}} = \left(\frac{606}{7,1} \right) + 1 = 82,89 \approx 83 \text{ свердловини},$$

$$N_{\text{СВ СК}} = \left(\frac{688}{8} \right) + 1 = 87 \text{ свердловин},$$

Для другого і третього рядів

$$N_{CB\text{ КК}} = \left(\frac{606}{8}\right) + 1 = 76,75 \approx 77 \text{ свердловини,}$$

$$N_{CB\text{ СК}} = \left(\frac{688}{8,5}\right) + 1 = 81,9 \approx 82 \text{ свердловин,}$$

«Загальна кількість ВР для виконання вибухових робіт залежатиме від виробничої потужності кар'єру (м^3) та питомих витрат ВР ($\text{кг}/\text{м}^3$) для конкретного виду порід:

$$Q_{\text{ВР РІЧ}} = \left(\frac{A_{\text{СК}} \cdot q_{\text{СК}} + A_{\text{КК}} \cdot q_{\text{КК}}}{1000}\right), \text{ т,} \llbracket 12 \rrbracket$$

$$Q_{\text{ВР РІЧ}} = \left(\frac{19000000 \cdot 1,2 + 25000000 \cdot 1,8}{1000}\right) = 67800 \text{ т}$$

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

$$N_{\text{БУР}} = \frac{\sum l_{\text{CB}}}{Q_{\text{БУР.ЗМ}} \cdot N_{\text{ЗМ}} \cdot N_{\text{РД}}}, \text{ шт,}$$

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

$$\sum L_{\text{CB}} = \frac{A}{V_{1\text{М}}} K_{\text{ВТР}}, \text{ м}$$

де A – річна потужність кар'єру по різновидах порід ($A_{\text{СК}}$ та $A_{\text{КК}}$), м^3 ;

$K_{\text{ВТР}}$ – коефіцієнт втрат метражу свердловин, ($K_{\text{ВТР}} = 1,07$);

$V_{1\text{М}}$ – середньозважений вихід гірничої маси з 1 м свердловини (по різновидах порід):

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

де $V_1 = \frac{W_1 \cdot a_1 \cdot H_y}{l_{\text{CB}}}$ вихід гірничої маси з 1 м свердловини для 1-го ряду свердловин, $\text{м}^3/\text{м}$;

$V_2 = \frac{W_2^2 \cdot H_y}{l_{CB}}$ – вихід гірничої маси з 1 м свердловини для 2-3 рядів свердловин при квадратній вибуховій мережі, м³/м.

$Q_{\text{БУР.ЗМ}}$ – 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.» [12]

Отже:

$$V_{1\text{КК}} = \frac{9 \cdot 7,1 \cdot 20}{23} = 55,5, \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{2\text{КК}} = \frac{8^2 \cdot 20}{23} = 55,6, \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{1\text{СК}} = \frac{9 \cdot 7,1 \cdot 20}{23} = 55,5 \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{2\text{СК}} = \frac{8,5^2 \cdot 20}{23} = 65, \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{1\text{МКК}} = \frac{55,5 + (3 - 1) \cdot 55,6}{3} = 55,5, \text{ м}^3/\text{м,}$$

$$V_{1\text{МСК}} = \frac{55,5 + (3 - 1) \cdot 65}{3} = 61,8, \text{ м}^3/\text{м,}$$

$$\sum L_{\text{СВКК}} = \frac{7\,575\,757}{55,5} \cdot 1,07 = 136\,500, \text{ м}$$

$$\sum L_{\text{СВСК}} = \frac{5\,937\,500}{61,8} \cdot 1,07 = 102\,801, \text{ м}$$

$$Q_{\text{БУР.ЗМ КК}} = \frac{720 - 30 - 10}{\frac{1}{0,12} + 3} = 60,17, \text{ м/зміну,}$$

$$Q_{\text{БУР.ЗМ СК}} = \frac{720 - 30 - 10}{\frac{1}{0,15} + 3} = 70,39, \text{ м/зміну,}$$

$$N_{\text{БУРКК}} = \frac{136500}{60,17 \cdot 2 \cdot 360} = 3, \text{ шт,}$$

$$N_{\text{БУСКК}} = \frac{102801}{70,39 \cdot 2 \cdot 360} = 2, \text{ шт,}$$

«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 ($k_{\text{РЕЗ}} = 1,2$).» [12]

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

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

– висота розвалу, як правило, знаходиться в межах $H_{\text{РОЗ}} = (0,7 - 0,85) \cdot H_y$;» [12]

$$H_{\text{РОЗ}} = (0,8) \cdot 20 = 16 \text{ м}$$

«– ширина розвалу залежить від кількості рядів свердловин, що підриваються у вибуховому блоці (n_p), 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 $B_{\text{РОЗ.0}} = (2,5 - 3,5) \cdot W_1$, м;» [12]

$$B_{\text{РОЗ.0 КК}} = 2,5 \cdot 9 = 22,5 \text{ м}$$

$$B_{\text{РОЗ.0 СК}} = 2,5 \cdot 9 = 22,5 \text{ м}$$

«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 короткосповільненому підриванні:

$$B_{\text{РОЗ}} = K_{\text{СП}} \cdot B_{\text{РОЗ.0}} + (n_p - 1) \cdot W_2, \text{ м.} \text{» [12]}$$

$$B_{\text{РОЗ КК}} = 0,8 \cdot 22,5 + (3 - 1) \cdot 8 = 34 \text{ м.}$$

$$B_{\text{РОЗ СК}} = 0,8 \cdot 22,5 + (3 - 1) \cdot 8,5 = 35 \text{ м.}$$

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:

$$P_{\text{тех.}} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_H}{t_{\text{ц}} \cdot K_P}, \text{ м}^3/\text{год}$$

де E – місткість ковша екскаватора, м^3 ;

K_H - коефіцієнт наповнення ковша екскаватора;

K_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).» [12]

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

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

«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 $K_{\text{вик}}=0,8$.» [12]

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

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

«Добова $Q_{E.ДОБ}$, місячна $Q_{E.МІС}$ і річна $Q_{E.РІЧ}$ експлуатаційні продуктивності екскаватора визначаються з врахуванням режиму роботи кар'єру:

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

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

$$Q_{E.РІЧ} = Q_{E.ДОБ} \cdot N_{РД}, \text{ м}^3/\text{рік};» [12]$$

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

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

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

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

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

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

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

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

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

де $A_{СК}$, $A_{КК}$ – річна виробнича потужність кар'єру відповідно по розкривних породах та КК, м^3 ;

$Q_{E.РІЧ.СК}$ та $Q_{E.РІЧ.КК}$ – експлуатаційна річна продуктивність екскаватора відповідно по розкривних породах та КК, $\text{м}^3/\text{рік}$.» [12]

$$N_{E.КК} = \frac{7\,575\,757}{3635532} = 2 \text{ ШТ}$$

$$N_{E.СК} = \frac{5\,937\,500}{4298007} = 1 \text{ ШТ}$$

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

$$N_{ІНВ.СК} = (N_{E.СК} + N_{E.КК}) \cdot k_{РЕЗ}.» [12]$$

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

РОЗДІЛ 4. Транспортування гірничої маси

«Для обраного рухомого складу кар'єрного транспорту встановлюємо вантажопід'ємність $q_{\text{ТР}}=145, \text{т}$ та місткість транспортної посудини $V_{\text{ТР}} = 68, \text{м}^3$

Визначаємо загальну тривалість одного транспортного циклу (рейсу):

$$T_{\text{ТРЦ}} = t_{\text{НАВ}} + t_{\text{РУХ}} + t_{\text{РОЗ}} + t_{\text{ОЧ}}, \text{ год}$$

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

Розглянемо складові тривалості транспортного циклу детальніше. Тривалість навантаження залежить від кількості циклів навантаження рухомого складу екскаватором:

$$t_{\text{НАВ}} = n_{\text{ц}} \cdot \frac{T_{\text{ц}}}{3600} \cdot n_{\text{ТП}}, \text{ год}$$

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;

$n_{\text{ТП}}$ – кількість транспортних посудин, що входять до рухомого складу транспорту та завантажуються за один транспортний цикл (рейс).

$$t_{\text{НАВ}} = n_{\text{ц}} \cdot \frac{T_{\text{ц}}}{3600} \cdot n_{\text{ТП}}, \text{ год} \quad [12]$$

$$t_{\text{НАВ КК}} = 7 \cdot \frac{30}{3600} \cdot 1 = 0,058, \text{ год}$$

$$t_{\text{НАВ СК}} = 8 \cdot \frac{30}{3600} \cdot 1 = 0,066, \text{ год}$$

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

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

або

за місткістю $n_{kv} = \frac{V_{TP} \cdot k_{pm}}{E \cdot k_{нт}}$

де k_{pm} та $k_{нт}$, відповідно коефіцієнти розпушення породи та наповнення транспортної посудини ($k_{рт.СК} = 1,25$; $k_{рт.КК} = 1,4$; $k_{нт} = 1,05$)» [12]

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

$$n_{kq \text{ СК}} = \frac{110 \cdot 1,25}{12,5 \cdot 1,05 \cdot 3,2} = 3,5, \text{ КОВШІ}$$

$$n_{kv \text{ КК}} = \frac{68 \cdot 1,25}{12,5 \cdot 1,05} = 6,5 \text{ КОВШІВ}$$

$$n_{kv \text{ СК}} = \frac{68 \cdot 1,4}{12,5 \cdot 1,05} = 7,5 \text{ КОВШІВ}$$

«Фактична маса вантажу, який перевозиться у автосамоскиді (вагоні), для порід розкриву та КК складе:

$$q_{ф.КК} = E \cdot n_{к.КК} \cdot u_{КК} \cdot k_{нт} / k_{рт}$$

$$q_{ф.СК} = E \cdot n_{к.СК} \cdot u_{СК} \cdot k_{нт} / k_{рт}» [12]$$

$$q_{ф.КК} = 12,5 \cdot 3,5 \cdot 3,3 \cdot 1,05 / 1,25 = 121,275, \text{ Т}$$

$$q_{ф.СК} = 12,5 \cdot 3,5 \cdot 3,2 \cdot 1,05 / 1,4 = 105, \text{ Т}$$

«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:

$$t_{рух.} = \frac{2 \cdot L_{pm}}{v_{сер}}, \text{ год}$$

де $L_{тр}$ – відстань транспортування, км (згідно вихідних даних $L_{СК}$ та $L_{КК}$);

$v_{сер}$ – середня швидкість руху, км/год (приймаємо для автотранспорту 25 км/год; для залізничного транспорту 20 км/год.)» [12]

$$t_{рух.КК} = \frac{2 \cdot 12}{25} = 0,96, \text{ год}$$

$$t_{рух.СК} = \frac{2 \cdot 13}{25} = 1,04, \text{ год}$$

«Тривалість розвантаження:

$$t_{PO3} = t_p \cdot n_{TP}, \text{ год}$$

де t_p – тривалість розвантаження однієї транспортної посудини, год.» [12]

$$t_{PO3} = 0,017 \cdot 1 = 0,017, \text{ год}$$

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

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

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

$$T_{TP,Ц} = t_{НАВ} + t_{РУХ} + t_{PO3} + t_{оч}, \text{ год} \text{» [12]}$$

$$T_{TP,Ц КК} = 0,058 + 0,96 + 0,017 + 0,023 = 1,058, \text{ год}$$

$$T_{TP,Ц СК} = 0,066 + 1,04 + 0,017 + 0,023 = 1,146, \text{ год}$$

«Знаючи тривалість рейсу (циклу), визначаємо змінну продуктивність рухомого складу:

$$Q_{T,ЗМ} = \frac{T_{ЗМ} \cdot K_{ВИК.Т} \cdot n_{TP} \cdot q_{\Phi}}{T_{TP,Ц}}$$

де $K_{ВИК.Т}$ – коефіцієнт використання часу зміни рухомим складом кар'єрного транспорту (приймаємо $K_{ВИК.Т} = 0,9$).» [12]

$$Q_{T,ЗМКК} = \frac{12 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 121,275}{1,058} = 1238, \text{ т}$$

$$Q_{T,ЗМСК} = \frac{12 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 145}{1,146} = 1366, \text{ т}$$

«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:

$$N_{AC} = \frac{T_{TP,Ц}}{t_{НАВ}} \text{ шт.} \text{» [12]}$$

$$N_{AC\text{ КК}} = \frac{1,058}{0,058} = 18 \text{ шт.}$$

$$N_{AC\text{ СК}} = \frac{1,146}{0,066} = 17 \text{ шт.}$$

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

$$N_{I.AC} = \frac{N_{AC} \cdot N_E}{k_{ТГ}} \text{ шт.} \text{ [12]}$$

$$N_{I.AC\text{ КК}} = \frac{18 \cdot 2}{0,85} = 42 \text{ шт.}$$

$$N_{I.AC\text{ СК}} = \frac{17 \cdot 2}{0,85} = 40 \text{ шт.}$$

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

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 .» [12]

$$N_{AC} = \frac{542 \cdot 1,5 \cdot 0,017}{60 \cdot 44} = 0,005 \approx 1, \text{ шт,}$$

«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).» [12]

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

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

$$L_{ФВ} = 3 \cdot L_{ФР}, \text{ м.} \text{» [12]}$$

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

«Інвентарна кількість бульдозерів, що обслуговує відвал:

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

де $Q_{\text{СКЗМ}}$ – обсяг розкриву, що вивозиться з кар'єру протягом зміни, м^3 ;

$Q_{\text{Б.ЗМ}}$ – змінна продуктивність бульдозера, що працює на відвалі, $\text{м}^3/\text{зміну}$ » [12]

$$N_{\text{Б}} = \frac{1238}{1450} \cdot 1,2 = 1 \text{ шт.},$$

ВИСНОВКИ

Основні результати курсового проектування			
Найменування показнику	Одиниці виміру	Значення показнику	
		по корисній копалині	по розкривних породах
1. Модель бурового станка	—	СБШ-320	
2. Кількість бурових станків	шт.	2	3
3. Інвентарна кількість бурових станків	шт.	6	
3. Назва ВР	—	Україніт пп-2	
4. Кількість ВР для забезпечення річної потужності кар'єру	т	67800	
5. Модель екскаватору	—	ЕКГ-12,5	
6. Кількість екскаваторів	шт.	2	2
7. Інвентарний парк екскаваторів	шт.	5	
8. Вид кар'єрного транспорту	—	Автомобільний	
9. Модель автосамоскиду (якщо обрано залізничний транспорт – моделі локомотиву і думпкарів)	—	БілА3-7519	
10. Кількість автосамоскидів (для залізничного транспорту кількість локомотивів та вагонів)	шт.	18	17
11. Інвентарна кількість транспортних машин	шт.	42	40
12. Спосіб відвалоутворення	—	Бульдозерні відвали	
13. Модель техніки на виконанні відвальних робіт	—	Д-572	
14. Інвентарний парк відвального обладнання	шт.	-	1

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ:

1. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Частина 1. Гірничі роботи, ліквідація гірничодобувних підприємств. Технікоеконімічна 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. Дриженко А. Ю. Відкриті гірничі роботи : підручник. Дніпропетровськ : НГУ, 2014. 590 с.
6. 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.
7. Surface Mining Technology / Mostafa Mohamed Ali et al. Singapore : Springer Nature, 2022. 344 p. URL: <https://read.kortext.com/library/books/1610342>.
8. Кузьміч О. К. Відкриті гірничі роботи. Технологія та механізація видобутку корисних копалин. Харків: УІПА, 2002. 100 с.
9. Бизов В. Ф. Основи технології гірничого виробництва. Кривий Ріг : Мінерал, 2000. Т. 4: Виробничі процеси. 246 с.
10. Kortext : веб-сайт. URL: <https://kortext.com/> (дата звернення: 15.09.2024).

11. Research4life : веб-сайт. URL: <https://portal.research4life.org/> (дата звернення: 15.09.2024). 12. Шапурін О.В. Розрахунок параметрів буровибухових робіт. Навчальний посібник, Київ УМК ВО, 1990.

12. 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.