

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

Навчально-науковий інститут природокористування  
(інститут)

Кафедра Відкритих гірничих робіт  
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

кваліфікаційної роботи ступеню магістра  
освітньо-кваліфікаційний рівень (бакалавра, спеціаліста, магістра)

Студента Волоханя Костянтина Вікторовича  
(ПІБ)

академічної групи 184м-23-7 ІІІ  
(шифр)

спеціальності: 184 Гірництво  
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою «Відкрита розробка родовищ»  
(офіційна назва)

на тему: «Обґрунтування безпечних параметрів постановки борту  
в граничне положення в умовах розробки  
Васильківського родовища кварцитів»  
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи:	Черняев О.В.			
розділів:	Черняев О.В.			

Рецензент				
-----------	--	--	--	--

Нормоконтролер	Анісімов О.О.			
----------------	---------------	--	--	--

Дніпро  
2024

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ**  
**НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ**  
**«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»**

**ЗАТВЕРДЖЕНО:**  
 завідувач кафедри  
Відкритих гірничих робіт

\_\_\_\_\_ Б.Ю. Собко  
 (підпис)

«\_\_» \_\_\_\_\_ 2024 р.

**ЗАВДАННЯ**  
**на кваліфікаційну роботу**  
**ступеня** магістр  
 (бакалавр, спеціаліст, магістр)

Студенту \_\_\_\_\_ Волоханю Костянтину Вікторовичу  
 (ПІБ)

академічної групи \_\_\_\_\_ 184м-23-7 ПП  
 (шифр)

спеціальності: \_\_\_\_\_ 184 Гірництво  
 (код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою \_\_\_\_\_ «Відкрита розробка родовищ»  
 (офіційна назва)

на тему: \_\_\_\_\_ «Обґрунтування безпечних параметрів постановки борту  
в граничне положення в умовах розробки  
Васильківського родовища кварцитів».  
 (назва за наказом ректора)

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»

від \_\_\_\_\_ № \_\_\_\_\_

<b>Розділ</b>	<b>Найменування етапів роботи</b>	<b>Термін виконання</b>
Розділ 1	Основна частина	11.11.2024
Розділ 2	Технологічний	18.11.2024
Розділ 3	Дослідницький	02.12.2024
Розділ 4	Охорона праці	09.12.2024

**Дата видачі завдання:** 14.10.2024 р.

**Термін подання кваліфікаційної роботи до ДЕК** 19.12.2024 р.

Завдання видав

\_\_\_\_\_ (підпис керівника)

\_\_\_\_\_ О.В. Черняєв  
 (прізвище, ініціали)

Завдання прийняв до виконання

\_\_\_\_\_ (підпис керівника)

\_\_\_\_\_ К.В. Волохань  
 (прізвище, ініціали)

## **РЕФЕРАТ**

*Структура пояснювальної записки:* 82 сторінки, 10 рисунків, 12 таблиць, 3 додатки, 16 слайдів.

*Об'єкт дослідження:* ділянка "Балка Лабзунова" Васильківського родовища кварцитів.

*Предмет дослідження:* технологічні параметри конструкції стійких бортів у граничному контурі кар'єру.

*Мета роботи:* обґрунтування безпечних параметрів постановки борту в граничне положення в умовах розробки крутопохилого родовища метаморфічного походження.

*Методи дослідження:* у роботі використався графоаналітичний метод – для побудови профілів постановки борту у граничне положення, для визначення конструкції стійких бортів.

*У вступі* підкреслюється актуальність обґрунтування конструкції стійких бортів у граничному контурі кар'єру.

*У першому розділі* наведені загальні відомості про ділянку "Балка Лабзунова" Васильківського родовища кварцитів.

*У другому розділі* наведений короткий опис сучасного стану гірничих робіт, а також технологія ведення гірничих робіт на кар'єрі, розраховані основні параметри системи розробки, визначена продуктивність виймально-навантажувального та транспортного комплексів.

*У третьому розділі* обґрунтована мета роботи та сформульовані задачі досліджень, проведений аналіз досліджень з обґрунтування постановки борту у граничне положення, наведені загальні принципи обґрунтування параметрів бортів кар'єрів у масивах скельних порід, а також проведені дослідження із установлення оптимальної конструкції стійких бортів у граничному контурі кар'єру для умов розробки ділянки "Балка Лабзунова" Васильківського родовища кварцитів.

У *заключному розділі* наведені основні вимоги до техніки безпеки, охорони праці та дотримання безпечних умов ведення гірничих робіт.

*Основні результати досліджень:*

1 проведений аналіз технології розробки ділянки "Балка Лабзунова" Васильківського родовища кварцитів.

2 проведений аналіз факторів, що визначають умови безпечної постановки борту в граничне положення.

3 за допомогою математичного та графічного моделювання по встановленню безпечних параметрів конструкції стійкого борту у граничному контурі, отримані результати:

- результуючий кут постановки борту у граничне положення залежить від факторів і параметрів погашення окремо взятого уступу  $a_p=f(a_n)$ ;

- коефіцієнт стійкості неробочого борта при максимально-допустимому куті постановки його у граничне положення має допустимі показники за критерієм коефіцієнта стійкості, який становить – 1,27.

- об'єм вилучення порід розкриву з східного борту залежить від результуючого кута укосу погашення гірничих робіт у при контурній зоні, у наслідку чого зміна результуючого кута з 54 до 61° приведе до зменшення вилучення порід розкриву на 32,4 %.

*Ключові слова:* РОЗКРИВНІ ПОРОДИ, СТІЙКИЙ ПРОФІЛЬ, РЕЗУЛЬТУЮЧИЙ КУТ УКОСУ, КОЕФІЦІЄНТ ЗАПАСУ СТІЙКОСТІ.

## **ЗМІСТ**

ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ І ВИХІДНІ ДАНІ.....	9
1.1 Загальні відомості про Васильківське родовище .....	9
1.2 Розвіданість родовища.....	10
1.3 Геологічна будова ділянки "Балка Лабзунова" .....	12
1.4 Якісна характеристика кварцитів .....	14
1.5 Радіаційно-гігієнічна оцінка корисної копалини.....	18
1.6 Запаси корисної копалини.....	18
2 ТЕХНОЛОГІЯ РОЗРОБКИ РОДОВИЩА .....	20
2.1 Режим роботи та продуктивність кар'єру.....	20
2.2 Межі кар'єрного поля .....	20
2.3 Розрахунок втрат та промислових запасів корисної копалини .....	22
2.4 Забезпеченість запасами та термін відпрацювання родовища.....	25
2.5 Аналіз сучасного стану.....	28
2.6 Механізація виробничих процесів .....	29
2.7 Розкриття родовища.....	30
2.7.1 Сучасне положення виробок розкриття.....	30
2.7.2 Параметри виробок розкриття нових горизонтів .....	30
2.8 Організація гірничих робіт.....	33
2.8.1 Захист робочої зони кар'єру від підтоплення атмосферними опадами .	33
2.8.2 Організація робіт при відпрацюванні гірничих порід.....	34
2.9 Система розробки та її параметри.....	35
2.9.1 Висота уступів .....	36
2.9.2 Ширина заходки.....	36
2.9.3 Кути укосів.....	37
2.9.4 Ширина робочих майданчиків.....	37
2.9.5 Ширина транспортних і запобіжних берм.....	41
2.9.6 Довжина фронту гірничих робіт та швидкість посування.....	42
2.10 Розкривні роботи.....	43
2.10.1 Розрахунок норми виробки виймально-навантажувального обладнання при вийманні ґрунтово-рослинного шару .....	44
2.10.2 Розрахунок норми виробки виймально-навантажувального обладнання при вийманні порід м'якого і скельного розкриву.....	46
2.10.3 Потреба у виймально-навантажувальному та допоміжному обладнанні при відпрацюванні порід розкриву.....	47
2.11 Відвалоутворення.....	48
2.12 Видобувні роботи.....	50
2.12.1 Розрахунок продуктивності виймально-навантажувального	

	6
обладнання .....	50
2.12.2 Продуктивність допоміжного обладнання .....	51
2.12.2 Потреба у виймально-навантажувальному та допоміжному обладнанні при відпрацювання корисної копалини .....	51
2.13 Кар'єрний транспорт .....	52
2.13.1 Загальні положення.....	52
2.13.2 Характеристика автодоріг .....	52
2.13.3 Пропускна та провізна здатність автодоріг.....	54
2.13.4 Норма виробки автосамоскидів при транспортуванні ГРШ .....	54
2.13.5 Норма виробки автосамоскидів при транспортуванні порід розкриву	56
2.13.6 Норма виробки автосамоскидів при транспортуванні корисної копалини.....	56
2.13.7 Потреба в транспортному обладнанні .....	57
<b>3 ДОСЛІДНИЦЬКИЙ РОЗДІЛ.....</b>	<b>58</b>
3.1 Постановка задач досліджень .....	58
3.2 Аналіз літературних та наукових праць по обґрунтуванню стійких бортів кар'єру .....	59
3.3 Загальний принцип встановлення основних параметрів бортів кар'єрів ..	60
3.4 Графоаналітичне моделювання з встановлення оптимальної конструкції неробочого борту.....	63
3.4.1 Визначення результуючих кутів погашення борта .....	63
3.4.2 Визначення стійких бортів у граничному контурі кар'єру .....	66
3.5 Встановлення впливу параметрів борту в граничному положенні на показники вилучення порід розкриву .....	68
<b>4 ОХОРОНА ПРАЦІ .....</b>	<b>70</b>
4.1 Загальні положення.....	70
4.2 Загальні вимоги до охорони праці.....	70
4.3 Вимоги до працівників .....	73
4.4 Вимоги безпеки до обладнання та механізмів .....	74
4.4.1 Вимоги безпеки під час роботи однокішшевих екскаваторів .....	75
4.4.2 Вимоги безпеки під час роботи бульдозерів .....	76
4.4.3 Вимоги безпеки на транспорті.....	77
4.5 Протиаварійний захист .....	79
<b>ВИСНОВКИ.....</b>	<b>80</b>
<b>ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ .....</b>	<b>81</b>

## **ВСТУП**

Провідне місце при видобутку корисних копалин займає прогресивний відкритий спосіб розробки, на частку якого припадає понад 70% загального об'єму видобутих корисних копалин.

В основних положеннях програми розвитку мінерально-сировинної бази України написано, що одним із пріоритетних напрямків розвитку гірничої промисловості є: удосконалення систем розробки родовищ з метою підвищення коефіцієнту видобутку запасів, удосконалювання технології видобутку сировини з метою зниження втрат корисних копалин у процесі їхнього видобутку, більше повне й комплексне використання попутних корисних копалин, у тому числі порід розкриву.

В останні роки число реконструйованих кар'єрів по видобутку будівельної сировини значно збільшилося. Об'єм капіталовкладень у цілому у відкриті гірничі роботи різко зріс. Інтереси доцільного та ефективного використання інвестицій визначають напрямок дослідницьких та експериментальних робіт на пошук і розробку нових рішень, спрямованих, у першу чергу, на зниження витрат при максимально повному і комплексному використанні запасів корисних копалин.

Розробка природоохоронних технологій повинна базуватися на ретельному вивченні та геомеханічній схематизації бортових масивів. Відсутність інженерно-геологічної, гідрогеологічної та геомеханічної інформації виключає можливість прийняття ефективних рішень по збільшенню повноти видобутку запасів корисних копалин, зниженню об'єму розкривних робіт.

Конструкції погашення бортів повинні визначати ефективність доробки родовища та безпеки робіт у прибортовій зоні.

Незважаючи на значні досягнення в області конструювання бортів, завдання, пов'язані з постановкою бортів в кінцевий контур, обмежувалися геомеханічними факторами, тобто вивчалися інженерно-геологічні умови родовища та на основі цього вивчення визначалися кути нахилу стійких бортів.

Однак варто враховувати, що в сучасних умовах інтенсифікація відкритого способу робіт повинна забезпечуватися також і за рахунок раціонального використання сировинної бази гірничодобувного підприємства.

Граничні кути нахилу бортів і глибина кар'єрів, нерозривно пов'язані з питаннями стійкості бортів кар'єру, а також є найважливішими параметрами, що характеризують техніко-економічні показники роботи кар'єру.

При порівнянні різних варіантів стійких бортів варто орієнтуватися не тільки на зниження рівня втрат корисної копалини. Визначивши параметри необхідно установити таку конструкцію бортів, щоб задовольнити максимальний видобуток корисної копалини без значних витрат на проведення розкривних робіт, при цьому забезпечуючи довгострокову надійність експлуатації. Обґрунтування параметрів конструкцій стійких бортів кар'єрів з урахуванням повноти виїмки запасів корисних копалин є актуальним завданням.

У зв'язку із цим – *метою роботи* є обґрунтування конструкції стійких бортів у граничному контурі кар'єру з урахуванням повноти видобутку запасів корисних копалин при доробці кар'єру «Східний» ПрАТ «Новотроїцьке рудоуправління».

Для вирішення поставленої мети визначені основні *задачі роботи*:

1. Аналіз технології розробки кар'єру «Східний» ПрАТ «Новотроїцьке рудоуправління».

2. Аналіз геомеханіки і гірничотехнічних факторів, що визначають умови постановки бортів кар'єрів на кінцевий контур.

3. Математичне та графічне моделювання по встановленню оптимальної конструкції стійких бортів у граничному контурі кар'єру з урахуванням повноти виїмання запасів корисних копалин при доробці кар'єру.

4. Встановлення впливу технологічних параметрів погашення гірничих виробок на показники повноти виїмання запасів корисної копалини для обґрунтування параметрів конструкцій стійких бортів при їх постановці в граничне положення.



## **2 ТЕХНОЛОГІЯ РОЗРОБКИ РОДОВИЩА**

### **2.1 Режим роботи та продуктивність кар'єру**

**Режим роботи** – встановлений на підприємстві розпорядок (режим) роботи, яким визначається тривалість виробничої діяльності, зокрема: тривалість робочого тижня, кількість змін на добу, тривалість зміни.

Таблиця 2.1 – Режим роботи кар'єру

№ з.п.	Найменування показників	Значення показників	
		Розкривні роботи	Видобувні роботи
1	Режим роботи	Сезонний	Цілорічний
2	Кількість робочих днів на рік	180	260
3	Тривалість робочого тижня	5 робочих днів на тиждень	5 робочих днів на тиждень
4	Кількість змін на добу	1	3
5	Тривалість зміни, годин	8	8

**Продуктивність кар'єру.** Обсяг видобування корисної копалини в кар'єрі згідно з продуктивністю та режимом роботи підприємства наводиться у таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 – Продуктивність кар'єру по корисній копалині

№ з.п.	Продуктивність	Виробнича потужність кар'єру		
		при 3-х змінному режимі робіт, м <sup>3</sup> / т	при 2-х змінному режимі робіт, м <sup>3</sup> / т	при 1-о змінному режимі робіт, м <sup>3</sup> / т
1	Річна	173 000 / 450 000	115 400 / 300 000	57 700 / 150 000
2	Добова	665,38 / 1730,77	443,85 / 1153,85	221,79 / 576,92
3	Змінна	221,79 / 576,92	221,79 / 576,92	221,79 / 576,92
4	Годинна*	27,72 / 72,12	27,72 / 72,12	27,72 / 72,12

Примітка: \* – годинна продуктивність кар'єру встановлена на основі робочого часу.

### **2.2 Межі кар'єрного поля**

Межі кар'єрного поля (технічні межі ведення гірничих робіт) обумовлені контуром підрахунку запасів з урахуванням положення існуючих гірничих виробок та розносу борів по породам розкриву, що забезпечує максимальне виймання корисної копалини (рис. 2.1).

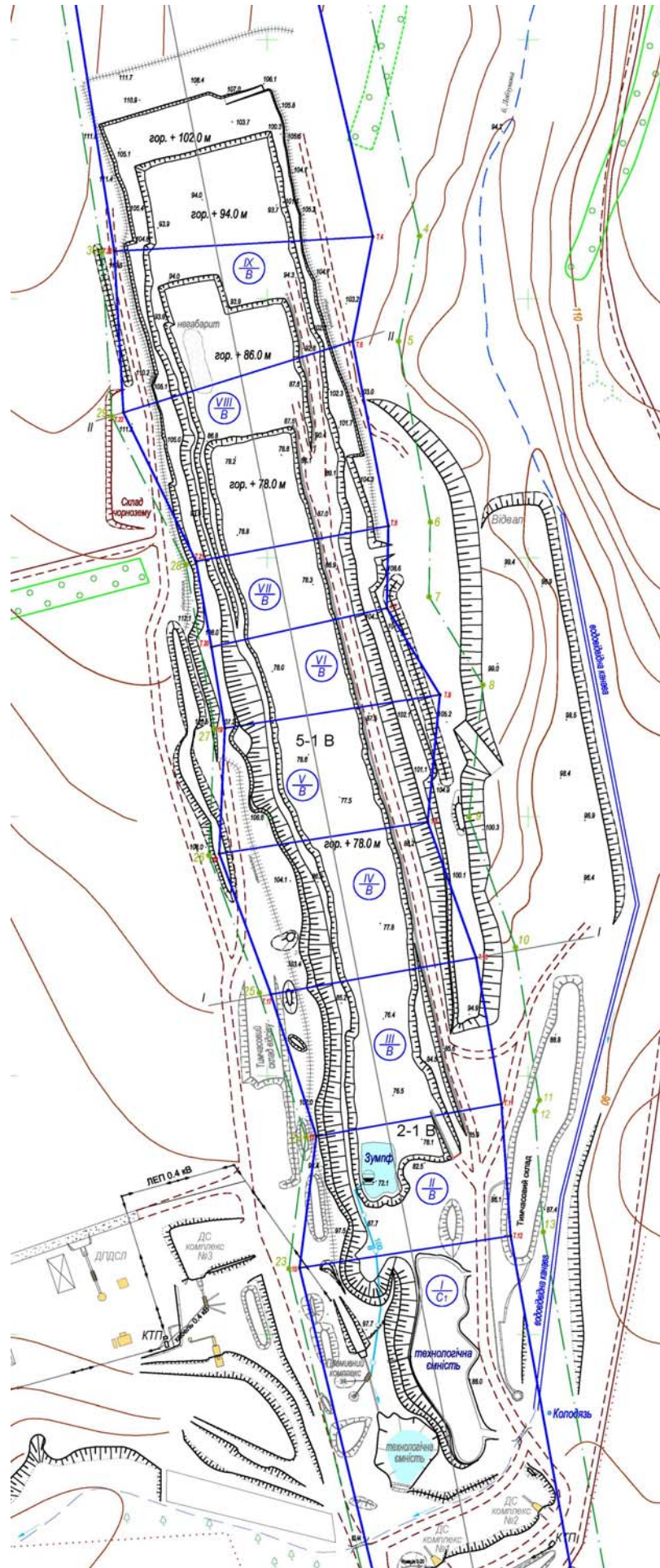


Рисунок 2.1 – План гірничих робіт станом на 01.01.2024р

## **2.3 Розрахунок втрат та промислових запасів корисної копалини**

**Втрати корисної копалини** при відпрацюванні Васильківського родовища кварцитів розраховано на основі встановлених обмежувальних факторів, передбаченої системи розкриття, прийнятої в проєкті системи розробки та її параметрів, засобів комплексної механізації за наступними видами втрат [5]:

**I клас.** Загальнокар'єрні втрати:

Втрати під виробками розкриття та кар'єрними спорудами.

**II клас.** Експлуатаційні втрати.

*Група 1.* Втрати матеріалу в масиві:

- у кривлі покладу;
- у підшві нижнього уступу;
- у бортах при погашенні гірничих робіт.

*Група 2.* Втрати відділеної від масиву корисної копалини:

- втрати корисної копалини через вибухові роботи при видобувних роботах;
- втрати на транспортних шляхах.

Визначення загальнокар'єрних втрат корисної копалини при відпрацюванні Васильківського родовища кварцитів розраховано за розрізами з графічним встановленням довжини борту.

Об'єм втрат на  $i$ -му горизонті визначено за виразом:

$$V_{i-20}^{2op.} = S_{i-20}^{2op.} \times L_{i-20}^{2op.}, \text{ м}^3$$

де  $S_{i-20}^{2op.}$  – середня площа втрат на розрізах,  $\text{м}^2$ ;

$L_{i-20}^{2op.}$  – середня довжина борту, м.

Результати розрахунків втрат корисної копалини наведено в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Загальнокар’єрні втрати корисної копалини

Горизонт, м	Площа втрат $i$ -зо горизонту в розрізі, $S_{i-zo}^{zop.}$ , м <sup>2</sup>	Довжина борту, $L_{i-zo}^{zop.}$ , м	Загальнокар’єрні втрати, $V_{i-zo}^{zop.}$ , м <sup>3</sup>
+50.0÷+70.0	0÷170.0	325	13800
+70.0÷+86.0	-	-	-
+86.0÷+102.0	-	-	-
+102.0÷+115.0	-	-	-
<b>Всього</b>			<b>13800</b>

### II клас, група 1.

Втрати **в кривлі** визначаються товщиною шару зачистки. В цьому випадку відносна величина втрат визначається:

$$h_{кр} = \frac{a}{m} \times 100\% = \frac{0,1}{57} \times 100\% = 0,175\%$$

де  $a$  – товщина шару зачистки корисної копалини,  $a=0,1$  м;

$m$  – потужність покладу корисної копалини, середня по родовищу  $m=57$  м.

$$V_{кр} = \frac{\sum V_3 \times h_{кр}}{100} = \frac{9054,36 \times 0,175}{100} = 15,85 \text{ тис. м}^3$$

де  $\sum V_3$  – загальні запаси корисної копалини, тис. м<sup>3</sup>.

Втрати **в підшві** кар’єра – проектом враховано, що корисна копалина простягається нижче межі підрахунку геологічних запасів. Отже втрати в підшві будуть відсутні.

### II клас, група 2.

Втрати корисної копалини через **вибухові роботи** при видобувних роботах згідно з ОНТП 18-85 [8] становлять 0,0 % для кар’єрів з чотирма та більше видобувними уступами. Оскільки на Васильківському родовищі кварцитів у розробці буде знаходитися більше ніж чотири видобувних уступів то втрати корисної копалини при веденні вибухових робіт будуть відсутні.

Втрати корисної копалини на транспортних шляхах від кар'єру до заводу згідно з ОНТП 18-85 [8] становлять 0,3%.

$$V_{т.ш} = (9054,36 - 15,85 - 13,8) \times 0,003 = 27,07 \text{ тис. м}^3.$$

Втрати відділеної від масиву корисної копалини при вилученні їх сумісно з породами розкриття, на межі їх геологічного контакту [5, 7, 33] становлять 4,5 %:

$$V_2 = 9054,36 \times 0,045 = 407,45 \text{ тис. м}^3.$$

**Експлуатаційні втрати корисної копалини** при розробці Васильківського родовища кварцитів:

$$\sum V_{експ.} = V_{кр} + V_{т.ш} + V_2 = 15,85 + 27,07 + 407,45 = 450,37 \text{ тис. м}^3$$

**Загальні втрати корисної копалини** при розробці Васильківського родовища кварцитів:

$$\begin{aligned} \sum V_{вт} &= V_{гор} + V_{кр} + V_{т.ш} + V_2 = \\ &= 13,8 + 15,85 + 27,07 + 407,45 = 464,17 \text{ тис. м}^3 \end{aligned}$$

де  $V_{гор}$  – об'єми втрат корисної копалини під виробками розкриття та в бортах кар'єру, тис. м<sup>3</sup>.

**Промислові запаси.** Станом на 01.01.2024 р. запаси корисної копалини Васильківського родовища ділянка «Балка Лабзунова» відповідно до звітнього балансу (Форма № 5-ГР) становлять за категоріями:

для виробництва феросплавів та динасових виробів,  $\gamma=2,6\text{т/м}^3$ :

В – 6721,76 тис.т (2585,29 тис. м<sup>3</sup>);

C<sub>1</sub> – 10462,15 тис.т (4023,90 тис. м<sup>3</sup>);

В+C<sub>1</sub> – 17183,91 тис.т (6609,19 тис. м<sup>3</sup>);

C<sub>2</sub> – 4997,0 тис.т (1921,92 тис. м<sup>3</sup>);

В+C<sub>1</sub> +C<sub>2</sub> – 8531,11 тис. м<sup>3</sup>;

камінь будівельний:

$V - 943,94$  тис. м<sup>3</sup>;

$C_1 - 1501,23$  тис. м<sup>3</sup>;

$V + C_1 - 2445,17$  тис. м<sup>3</sup>;

$C_2 - 729,0$  тис. м<sup>3</sup>

$V + C_1 + C_2 - 3174,17$  тис. м<sup>3</sup>;

**Промислові запаси корисної копалини** в контурі кар'єрного поля складуть:

$$\sum V_{ПЗ} = \sum V_3 - \sum V_{вт}^{Iкл} = 9054,36 - 13,8 = 9040,56 \text{ тис. м}^3$$

З урахуванням наведеного вище втрати корисної копалини в кар'єрі розраховуються за формулою:

$$h_{II} = \frac{\sum V_{вт}}{\sum V_3} \times 100 = \frac{464,17}{9054,36} \times 100 = 5,12 \%$$

## **2.4 Забезпеченість запасами та термін відпрацювання родовища**

Відповідно до п. 5.2 Наказу Міністерства промислової політики України від 07.05.2004 р. № 221 «Положення про проектування гірничодобувних підприємств України та визначення запасів корисних копалин»:

- *розкритими* вважаються балансові запаси корисних копалин родовища або його частини, звільнені від пустих порід, або оголені внаслідок природних умов залягання, для розробки яких пройдена в'їзна траншея і виконані гірничо-капітальні роботи, передбачені проектом.

- *до підготовлених* належать запаси уступів (із числа розкритих) з оголеною верхньою і боковою поверхнями, для розробки яких виконані гірничопідготовчі роботи, передбачені проектом.

- *готовими до виймання* вважаються запаси з числа підготовлених, для розробки яких виконані допоміжні роботи, і які можуть бути відпрацьовані незалежно від просування суміжного верхнього уступу, залишаючи при цьому необхідну ширину робочої площадки.

На момент розробки корегування робочого проєкту, на кар'єрі сформовано видобувні уступи з позначками +78.0 м, +86.0 м, +94.0 м, та уступ м'якого розкриву з позначкою +102.0 м. При подальшому розвитку гірничих робіт на кар'єрі виконуватимуться роботи із формування видобувних горизонтів з позначками +70.0 м та +62.0 м, +50.0 м, при розкритті нових горизонтів.

Враховуючи особливості топографії місцевості та геологічної будови покрівлі корисної копалини під час відпрацювання Васильківського родовища в північному напрямку з'являться горизонти з позначками +110.0 м, до +117.0 м. На початковому етапі відпрацювання родовища за проєктом реконструкції кар'єру гірничі роботи в кар'єрі розвиватимуться в північному напрямку з формуванням кар'єрних автомобільних доріг з твердим покриттям.

У таблиці 2.3 наведено забезпеченість підприємства запасами, враховуючи сучасний стан гірничих робіт на кар'єрі та наведені рішення з подальшого відпрацювання кар'єру.

Таблиця 2.3 – Забезпеченість запасами

Горизонт	Об'єм запасів за ступенем підготовленості до видобування, тис. м <sup>3</sup>		
	<i>розкриті</i>	<i>підготовлені до виймання</i>	<i>готові до виймання</i>
+94.0 м	97,7	28,8	16,2
+86.0 м	322,2	80,2	51,7
+78.0 м*	635,2	63,3	40,2
<i>Усього</i>	<i>1055,1</i>	<i>172,3</i>	<i>108,1</i>

Примітка: \* – за умови відкачування води з горизонтів

Відповідно до вимог п. 4.9 Наказу Міністерства промислової політики України від 07.05.2004 р. № 221 «Положення про проєктування гірничодобувних підприємств України та визначення запасів корисних копалин» забезпеченість підприємства розкритими, підготовленими і готовими до виймання запасами корисної копалини визначається у проєкті як частка від ділення кількості цих запасів на середньомісячний видобуток планового періоду. Плановим періодом для визначення забезпеченості підприємства запасами є півріччя, наступне за звітним періодом.

Проектна продуктивність підприємства становить 173 тис. м<sup>3</sup> (14,42 тис. м<sup>3</sup>/місяць). Тоді забезпеченість підприємства запасами становитиме:

- по розкритим запасам

$$T_{p.з.} = \frac{V_{p.з.}}{Q_{місячна}^{к.к.}} = \frac{1055,1}{14,42} = 73 \text{ місяців}$$

де  $V_{p.з.}$  – об'єм розкритих запасів, тис. м<sup>3</sup>;

$Q_{місячна}^{к.к.}$  – місячна продуктивність кар'єру по корисній копалині протягом наступного півріччя, тис. м<sup>3</sup> за місяць.

- по підготовленим до виймання запасам

$$T_{п.в.} = \frac{V_{п.в.}}{Q_{місячна}^{к.к.}} = \frac{172,3}{14,42} = 11,9 \text{ місяців}$$

де  $V_{п.в.}$  – об'єм підготовлених до виймання запасів, тис. м<sup>3</sup>;

- по готовим до виймання запасам

$$T_{г.в.} = \frac{V_{г.в.}}{Q_{місячна}^{к.к.}} = \frac{108,1}{14,42} = 7,5 \text{ місяці}$$

де  $V_{г.в.}$  – об'єм готових до виймання запасів, тис. м<sup>3</sup>;

**Термін відпрацювання родовища.** Продуктивність кар'єру становить 450,0 тис. т (173 тис. м<sup>3</sup>) на рік. Термін відпрацювання родовища встановлено на основі розрахованих промислових запасів, прийнятого режиму роботи підприємства та календарного плану гірничих робіт.

Термін відпрацювання родовища становитиме:

$$T_{відпр.} = \frac{\Sigma V_{ПЗ}}{Q_k} = \frac{9040,56}{173,0} = 52,25 \text{ роки}$$

де  $\Sigma V_{ПЗ}$  – промислові запаси корисної копалини, м<sup>3</sup>;

$Q_k$  – річна продуктивність кар'єру, м<sup>3</sup>.



## **2.5 Аналіз сучасного стану**

*Сучасний стан.* Продукція кар'єру – щебенева сировина для виробництва динасу і феросплавів та щебеню під дорожнє покриття і для інших будівельних потреб. Основними замовниками продукції підприємства є ТОВ «ГАНГ-БУД», Синельниковський ЖБК, Павлоградський ЖБК, ПАТ «Нікопольський завод феросплавів», ПАТ «Запорізький завод феросплавів».

Адміністративно-побутовий комплекс (АПК) розміщено поблизу південної частини межі кар'єру.

Для розкриття нижчих горизонтів проектом передбачається розкривні виробки розташовувати уздовж східної межі підрахунку запасів.

Гірничі роботи у кар'єрі повністю механізовані. Підготовка до виймання скельної гірничої маси проводиться за допомогою буровибухових робіт.

Родовище розкрите системою ковзних з'їздів, розташованих вздовж східної межі підрахунку запасів. Кар'єр має глибину 33 м, який розкрито до абсолютної позначки +78 м і в подальшому планується здійснити рознос бортів і поглиблення дна кар'єру. На горизонті з позначкою +86.0 м вздовж східного борту сформованого кар'єру проведено дорогу, яка на півночі має сформований з'їзд на горизонт з позначкою +94.0 м. Виробка розкриття горизонту +102.0 м представлена ковзним з'їздом, що розміщена на північному борту.

На момент розробки корегування робочого проекту, на кар'єрі сформовано видобувні уступи з позначками +78.0 м, +86.0 м, +94.0 м, та уступ м'якого розкриву з позначкою +102.0 м. Зовнішні відвали розташовані в прилеглий балці уздовж східного борту кар'єру. За роки виробничої діяльності на кар'єрі сформована мережа транспортних комунікацій, представлених кар'єрними дорогами: з ґрунтовим та твердим покриттям.

Переробка корисної копалини здійснювалася на дробильно-сортувальному комплексі, що розміщено на південному заході від родовища та з'єднаний з основним кар'єром дорогою з твердим покриттям.

Породи скельного розкриву використовувалися для кар'єрних автомобільних доріг з твердим покриттям, підсіпки внутрішніх кар'єрних автомобільних доріг.

Для дренажу поверхневих вод уздовж меж кар'єрного поля на сході проведено водовідвідну канаву. Для збирання та водовідведення води з кар'єру на дні кар'єра у північній його частині створено зумпф і розміщено водовідливну установку, продуктивність якої забезпечує відкачування добового водопритоку.

## **2.6 Механізація виробничих процесів**

При розробці Васильківського родовища кварцитів відповідно до технічного завдання на проектування (Додаток А) застосовуватиметься наступне обладнання:

### - розкривні роботи:

- екскаватор Hyundai - R 330 LC-9SH (ківш 1,7 м<sup>3</sup>) або аналог;
- фронтальний навантажувач DRESSTA 534, PetroNick PN 956 (ківш 3,0 м<sup>3</sup>) або аналог;
- автосамоскиди Татра - 815, МАЗ 6501, SCANIA P380 (до 30 т).

### - видобувні роботи:

- екскаватор JCB JS305LC, Hyundai R 330 LC-9SH (ківш 1,7 м<sup>3</sup>) або аналог;
- фронтальний навантажувач DRESSTA 534, PetroNick PN 956 (ківш 3,0 м<sup>3</sup>) або аналог;
- автосамоскиди Татра - 815, МАЗ 6501, SCANIA P380 (до 30 т).

### - допоміжні роботи:

- подрібнення негабаритних шматків гірничої маси – механічне, з використанням гідромолоту на базі екскаватора Hyundai 210 LC, Hyundai 330 LC або аналог;
- фронтальний колісний навантажувач LiuGong 856 H, Cat 950 H (ківш 3,5 м<sup>3</sup>) або аналог;
- бульдозер Т-130, Т-170, САТ D4 або аналог.

- буровибухові роботи проводяться буро-вибуховим способом згідно типового проекту БВР, підрядною організацією з використанням бурових верстатів Atlas Copco ROC L6, L8 та Epiroc D45, D55, T45 або аналогів із застосуванням вибухових речовин з переліку промислових дозволених до використання.

## **2.7 Розкриття родовища**

### *2.7.1 Сучасне положення виробок розкриття*

На момент виконання робіт із коригування проєкту розробки Васильківського родовища кварцитів, родовище розкрито системою ковзних з'їздів, розташованих вздовж східного борту кар'єру у районі точок спецдозволу 4-13 і технічних меж кар'єрного поля. Горизонт +78.0 м розкрито з'їздом з позначки +86.0 м з виходом на південний борт. Уздовж східного борту проведено транспортну берму з відміткою +86.0 м, яка переходить в робочий майданчик на відповідному горизонті в північній частині кар'єру. На східному борту кар'єра в північній частині проведено з'їзд з відмітками горизонтів +86.0 м і +94.0 м із сформованим робочим майданчиком (гор. +94.0 м). На північному борту кар'єру для посування гірничих робіт створено ковзний з'їзд з відмітки +107.0 м на робочий майданчик виймання порід розкриття з відміткою +102.0 м.

### *2.7.2 Параметри виробок розкриття нових горизонтів*

На момент розробки робочого проєкту розробки Васильківського родовища з метою реконструкції, в кар'єрі сформовано видобувні уступи з позначками +78.0 м, +86.0 м, +94.0 м та уступ розкриття з позначкою +102.0 м.

Під час подальшого розвитку гірничих робіт на кар'єрі виконуватимуться роботи із формування горизонтів, розташованих нижче уступу з позначкою +78.0 м, до нижньої межі затверджених запасів: горизонти з позначками горизонтів +70.0 м, +62.0 м +50.0 м.

Для розкриття пласта корисної копалини використовується в'їзна траншея внутрішнього закладення [3].

Враховуючи особливості будови покрівлі корисної копалини та рельєфу місцевості (розміщення поряд балки) під час відпрацювання північної частини Васильківського родовища кварцитів з'являться горизонти з позначками +110.0 м та +117.0 м. Горизонти, по відношенню до всієї площі родовища, проявлятимуться локально – присутні будуть лише вздовж північної та північно-західної межі родовища в межах підрахунку запасів. Треба зазначити, що в

південній частині родовища схил їде з західної частини в напрямку східної частини, що буде призводить до появи нових уступів в західній частині кар'єру.

Горизонти порід розкриття невитримані за потужністю – висота уступів буде змінюватися від 4 до 7 м. Через вказані особливості будови, уступи в північній частині мають безпосередній зв'язок з денною поверхнею.

В ході відпрацювання корисної копалини нижче позначки +78.0 м буде сформовано два уступи висотою 8 м з позначками підосви +70.0 м, +62.0 м і один висотою 12 м з позначкою +50.0 м

Розкриття горизонтів здійснюватиметься шляхом проведення капітальних розрізних траншей із параметрами, достатніми для безпечного ведення гірничих робіт. У ході розвитку гірничих робіт на горизонтах капітальні траншеї будуть трансформуватися у напівтраншеї.

Параметри капітальної траншеї: поздовжній ухил 80‰, кути укосу бортів траншеї – 70°. Проходка траншеї здійснюється на глибину 8,0-12,0 м.

Довжина траншеї визначається за виразом:

$$\begin{array}{ll} \text{при } H_y = 12\text{м} & \text{при } H_y = 8\text{м} \\ L_{mp} = \frac{H_y}{i} = \frac{12}{0,08} = 150,0\text{ м} & L_{mp} = \frac{H_y}{i} = \frac{8}{0,08} = 100,0\text{ м} \end{array}$$

де,  $H_y$  – висота уступу, м;

$i$  – ухил траси поздовжньої осі траншеї при застосуванні автомобільного транспорту, тисячних.

Згідно з пунктом 2.17 розділу VIII «Правил охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом» [6] під час роботи автомобіля на спорудженні траншей дозволяється рух заднім ходом до місця навантаження. Мінімальна ширина капітальної траншеї при двосмуговому русі визначена за виразом [7-11]:

$$Ш_{к.тр} = 2 \times B_{об} + 2 \times K + 2 \times b_y + T_n = 2 \times 3 + 2 \times 1,2 + 2 \times 1,5 + 8 = 19,4 \approx 20\text{ м}$$

де  $B_{об}$  – ширина уловлювальної смуги зі сторони вищерозташованого уступу, м (з урахуванням механічного прибирання просипів);

$K$  – ширина водовідвідної канави, м;

$b_y$  – ширина узбіччя вздовж проїзної частини дороги, м;

$T_n$  – ширина транспортної смуги при двосмуговому русі автосамоскидів.

Об'єм капітальної траншеї ( $H_y=12$ м):

$$V'_{к.тр.} = \frac{H_y^2}{i} \times \left( \frac{b_{\min}}{2} + \frac{H_y \times \text{ctg} \alpha_{\text{нер.}}}{3} \right) = \frac{144}{0,08} \times \left( \frac{20}{2} + \frac{12 \times \text{ctg} 75^\circ}{3} \right) = 19929 \text{ м}^3$$

Об'єм капітальної траншеї при  $H_y=8$ м –  $8571 \text{ м}^3$ . Для створення початкового фронту гірничих робіт на горизонтах, проектом передбачено спорудження розрізних траншей на максимальну висоту уступу, що підлягає розкриттю – 8-12 м. Параметри траншей повинні задовольняти умовам безпечного ведення гірничих робіт відповідно до НПАОП 0.00-1.24-10 [6].

### ***Визначення мінімальних розмірів розрізної траншеї по дну.***

Розміри траншеї на дні повинні забезпечувати розміщення розвалу гірничих порід та мінімального майданчику для безпечного маневрування автосамоскидів при вийманні корисної копалини з розвалу.

Мінімальна ширина розрізної траншеї визначається для тупикової схеми подачі автосамоскида під завантаження за формулою:

$$\begin{aligned} Ш_{р.тр.} &= B_{об} + K + C + \frac{l_a}{2} + R_{р.а.} + \frac{B_a}{2} + C + K + B_{об} = \\ &= 3 + 1,2 + 1 + 3,6 + 10,5 + 1,25 + 1 + 1,2 + 3 = 25,8 \approx 26 \text{ м} \end{aligned}$$

Мінімальна довжина розрізної траншеї по дну визначається за формулою:

$$L_{р.тр.} = Ш_{м.м.} + Ш_{розв.} = 22 + 23 = 45 \text{ м}$$

де  $Ш_{м.м.}$  – мінімальна ширина маневрового майданчика, м;

$Ш_{розв.}$  – ширина частини траншеї, необхідної для розміщення розвалу гірничих порід, м.

Мінімальна ширина маневрового майданчика визначається для тупикової схеми подачі автосамоскида під завантаження за формулою:

$$\begin{aligned} Ш_{м.м.} &= B_{об} + K + C + \frac{l_a}{2} + R_{р.а.} + \frac{B_a}{2} + C = \\ &= 3 + 1,2 + 1 + 3,6 + 10,5 + 1,25 + 1 = 21,6 \approx 22 \text{ м} \end{aligned}$$

## **2.8 Організація гірничих робіт**

Відпрацювання Васильківського родовища кварцитів здійснюватиметься уступами висотою 8-12 м з поступовим пониженням до нижньої межі затверджених запасів – позначки +50.0 м. Роботи здійснюються наявним обладнанням із залученням підрядної організації для ведення буровибухових робіт. Відповідно до технології підприємства переробка корисної копалини здійснюватиметься на дробильно-сортувальному комплексі, який розміщено на південний захід від родовища.

### *2.8.1 Захист робочої зони кар'єру від підтоплення атмосферними опадами*

Заходи із захисту робочої зони кар'єру від підтоплення атмосферними опадами наведені відповідно до основного робочого проєкту [2, 3], на основі аналізу топографічного плану родовища і напрямку падіння висотних позначок рельєфу. В результаті чого встановлено, що надходження вод у вироблений простір кар'єру внаслідок випадання атмосферних опадів можливо з території, розташованої на схід та північний захід від родовища.

Для захисту кар'єру від надходження атмосферних опадів у вироблений простір з-за його меж, проєктом передбачається підтримання нагорної канави (траншеї) вздовж східної межі підрахунку запасів та обвалування кар'єрного простору здовж північно-західної межі. Формування траншеї здійснюватиметься наявним на підприємстві обладнанням (гідравлічними екскаваторами).

Проєктом прийняті наступні параметри водовідвідної канави:

- ширина по низу – 0,6 м;
- глибина канави – 1 м;
- кути закладення укосів канави – 1:1,5;
- ширина канави по поверхні – 1,5-3 м.

Для забезпечення водовідведення, ухил канави повинен становити 0,03‰ в напрямку скидання води.

Порода, вийнята під час спорудження нагорної канами, розміщується біля канами у вигляді конуса (штабеля) зі сторони виробленого простору кар'єру, що слугує додатковим захистом гірничих виробок від підтоплення.

### *2.8.2 Організація робіт при відпрацюванні гірничих порід*

Породи розкриву та корисна копалина відпрацьовуватимуться із застосуванням обладнання:

- на розкривних роботах: екскаватор Hyundai - R 330 LC-9SH (ківш 1,7 м<sup>3</sup>), фронтальний навантажувач DRESSTA 534, PetroNick PN 956 (ківш 3,0 м<sup>3</sup>) та автосамоскиди Татра - 815, МАЗ 6501, SCANIA P380 (до 30 т);

- на видобувних роботах: екскаватор JCB JS305LC, Hyundai R 330 LC-9SH (ківш 1,7 м<sup>3</sup>), фронтальний навантажувач DRESSTA 534, PetroNick PN 956 (ківш 3,0 м<sup>3</sup>) та автосамоскиди Татра - 815, МАЗ 6501, SCANIA P380 (до 30 т);

- на допоміжних операціях: на подрібненні негабаритних шматків гірничої маси – механічне, з використанням гідромолоту Hyundai на базі екскаватора Hyundai 210 LC, Hyundai 330 LC, фронтальні колісні навантажувачі LiuGong 856 H, Cat 950 H (ківш 3,5 м<sup>3</sup>), бульдозери Т-130, Т-170, CAT D4;

- підготовка скельних порід до виймання здійснюється буровибуховим способом згідно типового проекту БВР, підрядною організацією.

При відпрацюванні м'яких порід висота уступів не повинна перевищувати висоти та глибини черпання екскаватора [6]. Максимальна висота та максимальна глибина черпання екскаватора Hyundai - R 330 LC-9SH становить 10,17 і 6,6 м відповідно. Максимальна потужність порід м'якого розкриву становить 7 м, що задовольняє вимогам правил охорони праці [6].

Відповідно до вимог НПАОП 0.00-1.24-10 «Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом» [6] під час відпрацювання порід із застосуванням вибухових робіт допускається збільшення висоти вибою до півтори висоти черпання. Тобто при висоті черпання екскаватора 9,9 м забезпечується розробка розвалу висотою до 15 м з дотриманням правил охорони праці [6].

Негабарит, вилучений в ході екскавації гірничої маси з розвалу, підлягає подрібненню гідромолотом Hyundai на базі екскаватора Hyundai 210 LC. За наявності площадок у вибої, достатніх для розташування екскаватора Hyundai 210 LC з гідромолотом, подрібнення негабариту відбувається безпосередньо в зоні роботи виймально-навантажувального обладнання.

За відсутності необхідних площ у вибої, негабарит колісним навантажувачем LiuGong 856 H, Cat 950 H переміщується за межі робочої зони, де й відбувається його подрібнення. Після подрібнення, отримана гірнична маса навантажувачем завантажується в автосамоскиди.

## **2.9 Система розробки та її параметри**

Геологічні умови залягання, фізико-механічні властивості корисної копалини та технологія виготовлення щебеню обумовлює розробку Васильківського родовища кварцитів відкритим способом із застосуванням буропідривних робіт.

На основі діючого проекту і коригувань [2-3], аналізу геологічних даних та гірничотехнічних умов експлуатації Васильківського родовища кварцитів проектом реконструкції кар'єру прийнята транспортна система розробки з паралельним посуванням фронту робіт.

При відпрацюванні родовища застосовуватиметься наступне обладнання:

- на розкривних роботах: екскаватор Hyundai-R 330 LC-9SH (ківш 1,7 м<sup>3</sup>) або аналог та автосамоскиди Татра-815, МАЗ-6501, SCANIA Р 380 (вантажопідйомністю до 30 т) або їх аналоги, а також фронтальні навантажувачі;

- на видобувних роботах: екскаватори JCB JS305LC, Hyundai - R 330 LC-9SH (ківш 1,7 м<sup>3</sup>) та автосамоскиди що використовують на розкривних роботах;

- на допоміжних операціях: на подрібненні негабаритних шматків гірничої маси –використання гідромолоту на базі екскаватора Hyundai 210 LC, Hyundai 330 LC; фронтальний колісний навантажувач LiuGong 856 H, Cat 950 H (ківш 3,5 м<sup>3</sup>); бульдозер Т-130, Т-170, САТ-D4.

Елементи системи розробки та її параметри наведені нижче.



### 2.9.1 Висота уступів

Висота уступів, при розробці Васильківського родовища кварцитів, прийнята на основі діючого проєкту з коригуванням [2, 3] та технічних характеристик виймально-навантажувального обладнання, яке застосовується на кар'єрі, та становить до 12 м по скельним породам та до 7 м по м'яким. У результаті відпрацювання родовища уступами вказаної висоти відповідно до діючого робочого проєкту та коригування [2, 3] передбачається формування наступних горизонтів: +117.0 м, +110.0 м, +102.0 м, +94.0 м +86.0 м, +78.0 м, +70.0 м, +62.0 м +50.0 м.

Нами прийняті наступні висоти уступів при вийманні екскаваторами:

- при вийманні порід м'якого розкриву:

нижнім черпанням – до 4 м

верхнім черпанням – до 7 м

- при вийманні порід скельного розкриву – від 8 до 12 м;

- при вийманні корисної копалини – від 8 до 12 м;

### 2.9.2 Ширина заходки

Нормальна ширина заходки екскаватора визначається за формулою:

При роботі екскаватора *Hyundai - R 330 LC-9SH*:

$$A_H = 1,5 \div 1,7 \times 10,33 = 15,5 \div 17,6 \text{ м}.$$

При роботі екскаватора *JCB JS305LC*:

$$A_H = 1,5 \div 1,7 \times 10,47 = 15,7 \div 17,8 \text{ м}.$$

Мінімальна ширина заходки фронтального колісного навантажувача *DRESSTA 534, PN 956* визначається за формулою:

$$A_{min} = B_K + 0,5 = 3,03 + 0,5 = 3,53 \text{ м};$$

де  $B_K$  – ширина ківша навантажувача, м.

### 2.9.3 Кути укосів

Кути укосів уступу прийняті відповідно до вимог СОУ-Н МПП 73.020-078-1:2007 «Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин»:

*Ґрунтово-рослинний шар:*

- робочий – 50°;
- неробочий – 45°.

*Скельний розкрив:*

- робочий – 75-80°;
- неробочий – 70°.

*М'який розкрив:*

- робочий – 50°;
- неробочий – 45°.

*Корисна копалина:*

- робочий – 75-80°;
- фіксований (неробочий) – 70°.

З урахуванням падіння покладу корисної копалини з сторони ледачого боку:

*Скельний розкрив:*

- неробочий – 50-70°.

*Корисна копалина:*

- фіксований (неробочий) – 50-70°.

Результуючі кути укосів бортів кар'єра та відвалів визначені для кар'єра у відпрацьованому вигляді відповідно до встановлених параметрів системи розробки та берм безпеки. Результуючі кути укосів становитимуть:

- північний борт кар'єру – 55-58°;
- східний борт кар'єру – 42-58°;
- південний борт кар'єру – 40-42°;
- західний борт кар'єру – 44-49°.

Результуючий кут укосу відвалу не перевищуватиме 35°.

### 2.9.4 Ширина робочих майданчиків

Розрахунок ширини робочих майданчиків виконується для умов розташування на майданчиках обладнання, при **наскрізній** та **тупиковій** схемі руху транспорту та за умовою процесів розробки родовища. Визначення ширини окремих елементів робочого майданчика (призми можливого зрушення) виконано для уступу висотою 8 та 12 м. Для транспортування гірничої маси застосовуються автомобілі Татра - 815, МАЗ - 6501, IVECO TRAKKER, SCANIA P380 або їх аналоги.

Оскільки для транспортування гірничої маси застосовуються автосамоскиди різних типорозмірів ширина робочих майданчиків та транспортних берм розраховується для найбільших габаритних розмірів автосамоскидів – Татра-815.

### ***Ширина робочих майданчиків на м'якому розкритті***

1. При розташуванні робочого майданчика з виймання м'яких порід на покрівлі скельного розкриття [7-11].

При тупиковій схемі руху автотранспорту ширина робочого майданчика розраховується за виразом [7-11]:

$$Ш_{рм} = B_{об} + K + C + \frac{l_a}{2} + R_{p.a.} + \frac{B_a}{2} + C + b + e = 3 + 1,2 + 1 + 3,6 + 10,5 + 1,25 + 1 + 2,8 + 1,5 = 25,9 \approx 26 \text{ м};$$

де  $B_{об}$  – ширина уловлювальної смуги зі сторони вищерозташованого уступу, м;

$K$  – ширина водовідвідної каналу, м;

$C$  – безпечна відстань від автосамоскида до водовідвідної каналу та захисного валу, під час виконання маневрів, м;

$B_a$  – ширина автосамоскида, м;

$R_{p.a.}$  – радіус розвертання автосамоскида, м;

$l_a$  – довжина автосамоскида, м;

$b$  – ширина захисного валу вздовж зовнішнього укосу уступу, згідно з [6] висота такого валу складає 1 м, тоді:

$$b = 1 \text{ м} \times 2 \times \text{ctg} 35^\circ = 2,8 \text{ м}$$

$e$  – ширина призми можливого обрушення, розраховується за виразом:

$$e = H_y \times (\text{ctg} \alpha_n - \text{ctg} \alpha_p) = 8 \times (\text{ctg} 70^\circ - \text{ctg} 80^\circ) = 1,5 \text{ м}$$

де  $H_y$  – висота нижче розташованого розкритого уступу, м;

$\alpha_p, \alpha_n$  – відповідно кути укосів робочого і неробочого уступів, град.

При наскрізній схемі руху автосамоскидів:

- при односмуговому русі транспортних засобів розраховується за виразом:

$$Ш_{рм} = A_n + b_y + T_{n1} + b_y + b + e = 17,6 + 1,5 + 4,5 + 1,5 + 2,8 + 1,5 \approx 30 \text{ м};$$

де  $A_n$  – нормальна ширина заходки екскаватора, м;

$b_y$  – ширина узбіччя вздовж проїзної частини дороги, м;

$T_{n1}$  – ширина транспортної смуги при односмуговому русі автосамоскидів;

- при двосмуговому русі транспортних засобів розраховується за виразом:

$$Ш_{рм} = A_n + b_y + T_n + b_y + b + e = 17,6 + 1,5 + 8 + 1,5 + 2,8 + 1,5 = 32,9 \approx 33 \text{ м};$$

**2.** При розташуванні робочого майданчика з виймання м'яких порід на покрівлі м'якого розкриву [7-11].

При тупиковій схемі руху автотранспорту ширина робочого майданчика розраховується за виразом:

$$Ш_{рм} = B_{об} + K + C + \frac{l_a}{2} + R_{p.a.} + \frac{B_a}{2} + C + b + e = 3 + 1,2 + 1 + 3,6 + 10,5 + 1,25 + 1 + 2,8 + 1,2 = 25,7 \approx 26 \text{ м};$$

$$e = H_y \times (\text{ctg} \alpha_n - \text{ctg} \alpha_p) = 4 \times (\text{ctg} 45^\circ - \text{ctg} 55^\circ) = 1,2 \text{ м};$$

При наскрізній схемі руху автосамоскидів:

- при односмуговому русі транспортних засобів розраховується за виразом:

$$Ш_{рм} = A_n + b_y + T_{n1} + b_y + b + e = 17,6 + 1,5 + 4,5 + 1,5 + 2,8 + 1,2 = 29 \text{ м};$$

- при двосмуговому русі транспортних засобів розраховується за виразом:

$$Ш_{рм} = A_n + b_y + T_n + b_y + b + e = 17,6 + 1,5 + 8 + 1,5 + 2,8 + 1,2 = 32,7 \approx 33 \text{ м};$$

### **Ширина робочих майданчиків на скельних породах при висоті уступу 8 м**

**1.** При тупиковій схемі руху автотранспорту ширина робочого майданчика розраховується за виразом [7-11]:

$$Ш_{рм} = B_{об} + K + C + \frac{l_a}{2} + R_{p.a.} + \frac{B_a}{2} + C + b + e = 3 + 1,2 + 1 + 3,6 + 10,5 + 1,25 + 1 + 2,8 + 1,2 = 25,6 \approx 26 \text{ м};$$

$$e = H_y \times (\text{ctg} \alpha_n - \text{ctg} \alpha_p) = 8 \times (\text{ctg} 70^\circ - \text{ctg} 80^\circ) = 1,2 \text{ м};$$

**2.** Ширина робочого майданчика за умовою розміщення розвалу

При тупиковій схемі руху автосамоскидів [7-11]:

$$Ш_{рм} = B_p + b + e = 31 + 2,8 + 1,0 = 34,8 \approx 35,0 \text{ м};$$

де  $B_p$  – ширина розвалу, м;

Ширина розвалу гірничої маси (відкид породи від нижньої брівки уступу)  $V_p$  визначається за формулою:

$$V_p = K_3 \times K_6 \times K_\beta \times \sqrt{q} \times H + (n_p - 1) \times b, \text{ м};$$

де  $K_3$  – коефіцієнт дальності відкидання підірваної гірничої маси, що залежить від інтервалу уповільнення,  $K_3 = 0,9$  при уповільненні 20 мс;

$K_6$  – коефіцієнт, що характеризує здатність породи до підривання,  $K_6 = 2,5$  при коефіцієнту міцності породи за Протод'яконовим  $f=15$ ;

$K_\beta$  – коефіцієнт, що враховує кут нахилу свердловини до горизонту,;

$q$  – питома витрата ВР,  $\text{кг/м}^3$ ;

$H$  – висота уступу, м;

$n_p$  – кількість рядів свердловин;

$b$  – відстань між свердловинами, м.

$$V_p = 0,9 \times 2,5 \times 1 \times \sqrt{1,05} \times 8 + (4 - 1) \times 4,2 \approx 31 \text{ м};$$

*При наскрізній схемі руху автосамоскидів:*

- при односмуговому русі [7-11]:

$$Ш_{рм} = V_p + b_y + T_{n1} + b_y + b + e = 31 + 1,5 + 4,5 + 1,5 + 2,8 + 1,2 = 42,5 \approx 43 \text{ м};$$

- при двосмуговому русі транспортних засобів розраховується за виразом:

$$Ш_{рм} = V_p + b_y + T_n + b_y + b + e = 31 + 1,5 + 8 + 1,5 + 2,8 + 1,2 = 46 \text{ м};$$

де  $T_n$  – ширина транспортної смуги.

### **Ширина робочих майданчиків на скельних породах при висоті уступу 12 м**

1. При тупиковій схемі руху автотранспорту ширина робочого майданчика розраховується за виразом [7-11]:

$$Ш_{рм} = B_{об} + K + C + \frac{l_a}{2} + R_{p.a.} + \frac{B_a}{2} + C + b + e = 3 + 1,2 + 1 + 3,6 + 10,5 + 1,25 + 1 + 2,8 + 2,3 = 26,7 \approx 27 \text{ м};$$

$$e = H_y \times (ctg\alpha_n - ctg\alpha_p) = 12 \times (ctg70^\circ - ctg80^\circ) = 2,3 \text{ м}$$

## 2. Ширина майданчика за умовою розміщення розвалу гірничих порід

При тупиковій схемі руху автосамоскидів [7-11]:

$$Ш_{рм} = B_p + b + e = 40 + 2,8 + 2,3 = 45 \text{ м};$$

Ширина розвалу гірничої маси (відкид породи від нижньої брівки уступу)

$B_p$  визначається за формулою:

$$B_p = K_3 \times K_6 \times K_\beta \times \sqrt{q} \times H + (n_p - 1) \times b, \text{ м}$$

$$B_p = 0,9 \times 2,5 \times 1 \times \sqrt{1,05} \times 12 + (4 - 1) \times 4,2 \approx 40 \text{ м}.$$

При наскрізній схемі руху автосамоскидів:

- при односмуговому русі [7-11]:

$$Ш_{рм} = B_p + b_y + T_{n1} + b_y + b + e = 40 + 1,5 + 4,5 + 1,5 + 2,8 + 2,3 = 52,8 \approx 53 \text{ м};$$

- при двосмуговому русі транспортних засобів розраховується за виразом:

$$Ш_{рм} = B_p + b_y + T_n + b_y + b + e = 40 + 1,5 + 8 + 1,5 + 2,8 + 2,3 = 56 \text{ м};$$

### 2.9.5 Ширина транспортних і запобіжних берм

Ширина транспортних берм визначена для автосамоскидів Татра - 815.

#### **Ширина транспортних берм, проведених по покрівлі м'якого розкриву**

Ширина транспортних берм при односмуговому русі визначена з урахуванням вимог норм, правил та нормативів [7-11] за виразом:

$$Ш_{тр} = B_{об} + K + b_y + T_{n1} + b_y + b + e = 3 + 1,2 + 1,5 + 4,5 + 1,5 + 2,8 + 2 = 17 \text{ м}$$

Ширина транспортних берм на роз'їздах визначена з урахуванням вимог норм, правил та нормативів [7-11] за виразом:

$$Ш_{тр} = B_{об} + K + b_y + T_n + b_y + b + e = 3 + 1,2 + 1,5 + 8 + 1,5 + 2,8 + 1,5 \approx 20 \text{ м}$$

#### **Ширина транспортних берм, проведених по покрівлі скельного розкриву**

Ширина транспортних берм при односмуговому русі визначена з урахуванням вимог норм, правил та нормативів [7-11] за виразом:

$$Ш_{тр} = B_{об} + K + b_y + T_{n1} + b_y + b + e = 3 + 1,2 + 1,5 + 4,5 + 1,5 + 2,8 + 1,5 = 16,5 \text{ м}$$

Ширина транспортних берм на роз'їздах визначена з урахуванням вимог

норм, правил та нормативів [7-11] за виразом:

$$Ш_{тр} = B_{об} + K + b_y + T_n + b_y + b + e = 3 + 1,2 + 1,5 + 8 + 1,5 + 2,8 + 1,5 \approx 20 \text{ м}$$

### **Ширина транспортних берм на скельних породах при висоті уступу 8 м**

Ширина транспортних берм при односмуговому русі визначена з урахуванням вимог норм, правил та нормативів [7-11] за виразом:

$$Ш_{тр} = B_{об} + K + b_y + T_{n1} + b_y + b + e = 3 + 1,2 + 1,5 + 4,5 + 1,5 + 2,8 + 2,0 \approx 17 \text{ м}$$

Ширина транспортних берм на роз'їздах визначена з урахуванням вимог норм, правил та нормативів [7-11] за виразом:

$$Ш_{тр} = B_{об} + K + b_y + T_n + b_y + b + e = 3 + 1,2 + 1,5 + 8 + 1,5 + 2,8 + 2,0 = 20,0 \text{ м}$$

### **Ширина запобіжної берми**

Ширина запобіжної берми визначається за виразом [6]:

$$b_{зан} = \frac{1}{3} \times H_y, \text{ м}$$

Ширина запобіжної берми (берми безпеки) **здвоєних** уступів: у скельних породах висотою 8 м кожен  $b_{зан} = \frac{1}{3} \times 16 = 5,3 \text{ м}$ ;

## **2.9.6 Довжина фронту гірничих робіт та швидкість посування**

Довжина фронту гірничих робіт обумовлюється положенням бортів кар'єра та напрямком розвитку гірничих робіт. Довжина фронту гірничих робіт змінюватиметься в залежності від горизонту ведення робіт і протягом відпрацювання родовища в середньому становитиме 90 м.

При залученні у експлуатацію двох видобувних уступів одночасно, середньорічне посування фронту гірничих робіт на кар'єрі при *середній річній продуктивності кар'єру за вказаний період 173 тис. м<sup>3</sup>/рік* становитиме:

$$y_p = \frac{P_k}{\sum h_y \times l_{ср.ф.р.}} = \frac{173000}{16 \times 90} = 120 \text{ м}$$

де  $P_k$  – річна продуктивність кар'єру по корисній копалині, тис. м<sup>3</sup>;

$\sum h_y$  – потужність шару відпрацювання, м;

$l_{ср.ф.р.}$  – середня довжина фронту гірничих робіт на кар'єрі, м.

## **2.10 Розкривні роботи**

Породи розкриву на родовищі представлені суглинками, глинами загальною потужністю від 1-3 до 10-11 м, в основному 2-6 м, вивітряними кристалічними породами [1]. Розкривні породи по родовищу представлені трьома самостійним шарами: ґрунтово-рослинний шар; м'який розкрив - суглинки, глина; скальний розкрив. Третій шар, скельний розкрив визначається розносом бортів кар'єру, і параметри його уступів відповідають параметрам видобувних уступів [1].

Суглинки на території родовища доволі розвинуті. З поверхні суглинки переходять в ґрунтово-рослинний шар. На кристалічних породах практично повсюдно розвинута кора вивітрювання, відсутня кора вивітрювання тільки на кварцитах. Продуктивна пачка підстиляється мігматитами, а перекривається в різній мірі мігматизованими гранат-біотитовими гнейсами.

Відпрацювання порід розкриву передбачається за транспортною системою розробки, із застосуванням обладнання:

- екскаватор Hyundai - R 330 LC-9SH (ківш 1,7 м<sup>3</sup>) або аналог;
- автосамоскиди Татра - 815, МАЗ 6501, SCANIA P380 або їх аналоги.
- фронтальний навантажувач DRESSTA 534, PetroNick PN 956 (ківш 3,0 м<sup>3</sup>);
- бульдозер Т-130, Т-170, CAT D4 або аналог.

Згідно з вимогами Закону України «Про охорону земель» передбачається пошарове зняття і роздільне складування родючого шару ґрунту відповідно до структури ґрунтового профілю. Послідовність розробки розкривних порід, представлених ґрунтово-рослинним шаром (ГРШ), наступна:

- бульдозером здійснюється зняття ГРШ, переміщення порід від фронту робіт на відстань до 50 м та формування буртів висотою до 3-х м;

- виймання ГРШ зі сформованих буртів здійснюється за допомогою екскаватора Hyundai - R 330 LC-9SH або фронтальних колісних навантажувачів із завантаженням в автосамоскиди Татра - 815, МАЗ 6501, SCANIA P380;

- формування постійного складу ГРШ здійснюється бульдозером (бульдозерний периферійний відвал).



Породи м'якого розкриву вийматимуться валовим способом уступом висотою від 4 до 7 м екскаватором Hyundai - R 330 LC-9SH із завантаженням в автосамоскиди. Складування порід розкриву здійснюватиметься у зовнішньому відвалі, розташованому біля східного борту кар'єру. Відвал одноярусний, бульдозерний, периферійний.

Скельний розкриття відпрацьовуватиметься, з попереднім подрібненням буропідричним способом, екскаватором Hyundai - R 330 LC-9SH із завантаженням в автосамоскиди.

Породи ґрунтово-рослинного шару в подальшому будуть використовуватися на етапі рекультивації земель, порушених під час розробки Васильківського родовища кварцитів. Скельний розкриття буде використовуватися для формування та підсипки кар'єрних автодоріг, на плануванні та вирівнюванні робочих майданчиків, під'їзних шляхів, тощо.

### 2.10.1 Розрахунок норми виробки виймально-навантажувального обладнання при вийманні ґрунтово-рослинного шару

I. Продуктивність бульдозера CAT D4 на знятті ґрунтово-рослинного шару в щільному тілі визначається за формулою [7-11]:

$$Q_{\text{б}} = \frac{3600 \times v_n \times a_n \times K_{\text{в}} \times K_{\text{ух}}}{T_{\text{ц}} \times K_{\text{р}}} = \frac{3600 \times 1,3 \times 0,8 \times 0,8 \times 1,4}{73 \times 1,15} = 50 \text{ м}^3 / \text{годину}$$

де  $v_n$  – об'єм породи у розпушеному стані, що переміщується відвалом бульдозера,  $\text{м}^3$ ;

$a_n$  – коефіцієнт, що враховує втрати породи в процесі її переміщення;

$K_{\text{в}}$  – коефіцієнт використання обладнання в часі;

$K_{\text{ух}}$  – коефіцієнт, що враховує ухил на ділянці робіт;

$K_{\text{р}}$  – коефіцієнт розпушення породи;

$T_{\text{ц}}$  – тривалість циклу, с.

$$v_n = \frac{l \times h \times a}{2} = \frac{3,15 \times 0,91 \times 0,91}{2} = 1,3 \text{ м}^3$$

де  $l$  – довжина відвалу бульдозера, м;

$h$  – висота відвалу бульдозера, м;

$a$  – ширина призми порід, що переміщуються, м:

$$a = \frac{h}{\operatorname{tg} \varphi} = \frac{0,91}{\operatorname{tg} 45^\circ} = 0,91 \text{ м}$$

де  $\varphi$  – кут природного укосу ґрунту,  $\varphi = 45^\circ$ ;

$$a_n = 1 - l_n \times \beta = 1 - 25 \times 0,008 = 0,8$$

де  $l_n$  – довжина переміщення породи, м;

$$\beta = 0,008 - 0,04 [7-9];$$

$$T_{\text{ц}} = \left( \frac{l_1}{v_1} + \frac{l_2}{v_2} + t_o + 2 \times t_{\text{пов}} \right) \times 3600 = \left( \frac{25}{2580} + \frac{25}{3010} + 0,0016 + 2 \times 0,004 \right) \times 3600 = 73 \text{ с}$$

де  $l_1$  – шлях завантаження (набирання породи у відвал), м;

$l_2$  – шлях в порожньому напрямку, м;

$v_1$  – швидкість руху бульдозера при завантаженні, м/годину;

$v_2$  – швидкість руху бульдозера в порожньому напрямку, м/годину;

$t_o$  – час на перемикання передач, годин ;

$t_{\text{пов}}$  – час на один поворот, години.

II. Норма виробки гідравлічного екскаватора *Hyundai - R 330 LC-9SH* (ківш  $1,7 \text{ м}^3$ ) при вийманні ґрунтово-рослинного шару та завантаженні в автосамоскиди Татра – 815 визначається за формулою [7-9]:

$$H_b = \frac{T_{\text{зм}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{оп}}}{T_{\text{за}} + T_{\text{ун}}} \times Q_k \times n_k = \frac{480 - 45 - 70}{4,0 + 0,5} \times 1,7 \times 8 = 1103 \text{ м}^3 / \text{змін}$$

де  $T_{\text{зм}}$  – тривалість зміни, хв.;

$T_{\text{пз}}$  – час на виконання підготовчо-завершальних операцій, хв;

$T_{\text{оп}}$  – час на особисті потреби, хв.;

$T_{\text{за}}$  – час завантаження одного автосамоскида, хв.;

$T_{\text{ун}}$  – час установки автосамоскида під навантаження,  $T_{\text{ун}} = 0,5$  хв.

$Q_k$  – фактична ємкість ківша екскаватора,  $\text{м}^3$ ;

$n_k$  – кількість ківшів в одному автосамоскиді:

$$T_{\text{за}} = \frac{n}{n_{\text{ц}}} = \frac{8}{2} = 4, \text{ хв.};$$

де  $n$  – число циклів екскавації для завантаження одного автосамоскида;

$n_y$  – число циклів екскавації в хвилину, складає 2;

$n_k$  – кількість ківшів в одному автосамоскиді;

$$n_k = \frac{C_m}{C_e} = \frac{16,9}{2,1} = 8, \text{ ківшів};$$

де  $C_m$  – вантажність автосамоскида, т;

$C_e$  – фактична маса породи в ківші, т;

$$C_e = \frac{q_k \times K_n \times \gamma}{K_p} = \frac{1,7 \times 1,0 \times 1,4}{1,15} = 2,1 \text{ т};$$

де  $q_k$  – геометрична ємність ківша екскаватора, м<sup>3</sup>;

$K_n$  – коефіцієнт наповнення ківша;

$K_p$  – коефіцієнт розпушення породи в ківші екскаватора;

$\gamma$  – об'ємна вага ґрунтово-рослинного шару, т/м<sup>3</sup>;

Перевірка по геометричному об'єму кузова автосамоскида:

$$n_k = \frac{Q_m}{Q_k} = \frac{10,0}{1,7} = 6, \text{ ківшів}$$

де  $Q_m$  – геометричний об'єм гірничої маси в кузові автосамоскида, м<sup>3</sup>;

$Q_k$  – фактична ємність ківша екскаватора, м<sup>3</sup>;

$$Q_k = q_k \times K_n = 1,7 \times 1,0 = 1,7 \text{ м}^3$$

В розрахунках норми виробки екскаватора *Hyundai - R 330 LC-9SH* при вийманні ґрунтово-рослинного шару та завантаженні в автосамоскиди приймається 8 ківшів в кузові автосамоскида.

### 2.10.2 Розрахунок норми виробки виймально-навантажувального обладнання при вийманні порід м'якого і скельного розкриву

І. Норма виробки гідравлічного екскаватора *Hyundai - R 330 LC-9SH* (ківш 1,7 м<sup>3</sup>) при вийманні порід м'якого розкриву та завантаженні в автосамоскиди Татра – 815 визначається за формулою [7-9]:

$$H_b = \frac{T_{зм} - T_{пз} - T_{оп}}{T_{за} + T_{ун}} \times Q_k \times n_k = \frac{480 - 45 - 70}{3,5 + 0,5} \times 1,7 \times 7 = 1086 \text{ м}^3 / \text{змін}$$

$$T_{за} = \frac{n}{n_{ц}} = \frac{7}{2} = 3,5, \text{ хв.}; \quad n_{к} = \frac{C_m}{C_e} = \frac{16,9}{2,4} = 7, \text{ ківшів};$$

$$C_e = \frac{q_k \times K_H \times \gamma}{K_p} = \frac{1,7 \times 1,0 \times 1,7}{1,2} = 2,4 \text{ т};$$

Перевірка по геометричному об'єму кузова автосамоскида:

$$n_{к} = \frac{Q_m}{Q_k} = \frac{10,0}{1,7} = 6, \text{ ковшів} \quad Q_k = q_k \times K_H = 1,7 \times 1,0 = 1,7 \text{ м}^3$$

В розрахунках норми виробки екскаватора *Hyundai - R 330* при вийманні ГРШ та завантаженні в автосамоскиди приймається 7 ківшів.

### 2.10.3 Потреба у виймально-навантажувальному та допоміжному обладнанні при відпрацювання порід розкриву

*Потреба в обладнанні при знятті ґрунтово-рослинного шару:*

- бульдозерів:

$$n_{бульд.} = \frac{V_{зняття}^{грш}}{Q_{б} \times K_{т.г.}} = \frac{0,9}{50 \times 0,8} = 0,02 \text{ од.}$$

де  $V_{зняття}^{ГРШ}$  – тах (максимальний) годинний об'єм зняття ґрунтово-рослинного шару (при прийнятому режимі гірничих робіт), м<sup>3</sup>/годину;

$Q_{б}$  – годинна продуктивність бульдозера, м<sup>3</sup>/годину;

- екскаваторів:

$$n_{екс.}^{грш} = \frac{V_{грш}}{H_b \times K_{т.г.}} = \frac{7,2}{1103 \times 0,8} = 0,008 \text{ од.}$$

де  $V_{грш}$  – тах змінний об'єм ґрунтово-рослинного шару, що підлягає завантаженню в автосамоскиди, м<sup>3</sup>/зміну;

*Потреба в екскаваторах при відпрацюванні порід м'якого розкриву:*

$$n_{екс.}^{м.р.} = \frac{V^{м.р.}}{H_b \times K_{т.г.}} = \frac{444,44}{1086 \times 0,8} = 0,51 \text{ од.}$$

де  $V^{м.р.}$  – тах змінний об'єм виймання порід м'якого розкриву, м<sup>3</sup>/зміну;

*Потреба в екскаваторах при відпрацюванні порід скельного розкриву:*

$$n_{\text{екс.}}^{\text{с.р.}} = \frac{V^{\text{с.р.}}}{H_b \times K_{\text{м.г.}}} = \frac{444,44}{957 \times 0,8} = 0,58 \text{ од.}$$

де  $V^{\text{с.р.}}$  – max змінний об'єм виймання порід скельного розкриву, м<sup>3</sup>/зміну.

### **2.11 Відвалоутворення**

Гірничі роботи ведуться на частині родовища де розкрив представлено суглинками та вивітряними кристалічними породами.

Попередніми робочими проєктами [2-3] передбачалося використання скельного розкриву для підтримання існуючих та створенню нових транспортних комунікацій, майданчиків виробничого призначення, під'їзних шляхів, тощо. Відповідно до матеріалів геологічних вишукувань [1] вивітрени кварцити і діорити можна використовувати як сировину для щебеню для будівництва невідповідальних доріг.

Необхідність у знятті і складуванні ГРШ виникає, при відпрацюванні північної частин родовища. Загальний об'єм зняття порід становитиме 25,6 тис. м<sup>3</sup>. Склад ГРШ розташовується поблизу західного борту кар'єра.

На період 2024 року сформовано зовнішній відвал порід розкриву, що розташований поряд із східним бортом кар'єру. Відвалоутворення виконуватиметься відповідно до технічних рішень, прийнятих на попередніх етапах проєктування [2, 3]. Відвали бульдозерні, периферійні із застосуванням на плануванні бульдозерів Т-130, Т-170, САТ D4 або аналогів.

*Параметри відвалу і складу ГРШ на момент розробки проєкту реконструкції.*

Враховуючи особливості рельєфу місцевості склад ГРШ та відвал не витримані за висотою.

*Склад ГРШ:*

- кількість ярусів – 1;
- висота складу – до 5 м;
- кут укосу – до 35°.

*Відвал м'якого розкриву:*

- кількість ярусів – 1;
- висота відвалу – від 6 м до 10 м;
- кут укосу відвалу – до 35°.

*Відвал скельного розкриву:*

- висота відвалу – 20 м;
- висота ярусу – 10 м;
- кут укосу відвалу – 35°.

Заїзд на відвал порід розкриву та склад ГРШ відсутні, що пов'язано з топографією місцевості їх складування.

При пониженні видобувних робіт до позначки +50 з'являється необхідність рознесення бортів кар'єру, скельний розкриття складається у внутрішній відвал:

Ширина дороги на відвалі:

$$Ш_{mp} = B_{об} + K + b_y + T_{nl} + b_y + b + e = 3 + 1,2 + 1,5 + 4,5 + 1,5 + 2,8 + 5,0 \approx 20 \text{ м}$$

де  $B_{об}$  – ширина уловлювальної смуги, м;

$K$  – ширина водовідвідної канави, м;

$b_y$  – ширина узбіччя вздовж проїзної частини дороги, м;

$T_{nl}$  – ширина транспортної смуги при односмуговому русі автосамоскидів;

$b$  – ширина захисного вала вздовж зовнішнього укосу уступу;

$e$  – ширина призми можливого обрушення.

Під час розміщення порід розкриття у відвалі на відвалі формуються три ділянки. Перша ділянка – розвантажувальна. На ній автосамоскиди розвантажуються на майданчику відвалу. Друга ділянка – робоча, де бульдозер виконує планувальні роботи. На третій ділянці відбувається усадка спланованого відвалу. Довжина окремих ділянок бульдозерного відвалу становить 20-25 м кожна. Для запобігання розмиву опадками бортів ярусу відвалу та зсувних явищ, поверхня відвалу планується з ухилом 2-3° в сторону, протилежну відсипанню.

Продуктивність бульдозера на планувальних роботах (на відвалі) визначається за формулою [9]:

$$Q_{б} = \frac{3600 \times T_{см} \times V \times K_{в}}{T_{ц} \times K_{р}} = \frac{3600 \times 8 \times 1,85 \times 0,8}{43,3 \times 1,15} = 855 \text{ м}^3 / \text{змину}$$

$$V = \frac{h_{г}^2 \cdot l}{2 \cdot \text{tg} \alpha} = \frac{0,82 \cdot 3,15}{2 \cdot 0,7} = 1,85 \text{ м}^3$$

$$T_y = \frac{L_n}{v_n} + \frac{L_z}{v_z} + \frac{L_n + L_z}{v_n} + t_n = \frac{2}{0,72} + \frac{10}{0,72} + \frac{2+10}{0,72} + 10 = 43,3 \text{ сек.}$$

Кількість бульдозерів, задіяних на планувальних роботах, в зміну складає:

$$n_n = \frac{V_{пл}}{Q_б \times K_{м.г.}} = \frac{444,44 + 7,2}{855 \times 0,8} = 0,66 \text{ приймаємо 1 од.}$$

де  $V_{пл}$  – змінний об'єм порід, що підлягають плануванню, м<sup>3</sup>/зміну.

## 2.12 Видобувні роботи

В якості основного виймально-навантажувального обладнання приймається екскаватор JCB JS305LC (ківш 1,61 м<sup>3</sup>). Також проєктом передбачається можливість застосування екскаватора Hyundai R 330 LC-9SH (ківш 1,7 м<sup>3</sup>).

### 2.12.1 Розрахунок продуктивності виймально-навантажувального обладнання

При завантаженні корисної копалини в автосамоскиди.

Норма виробки гідравлічного екскаватора Hyundai R 330 при вийманні та завантаженні в автосамоскиди Татра - 815 визначається за формулою [7-9]:

$$H_b = \frac{T_{зм} - T_{пз} - T_{оп}}{T_{за} + T_{ун}} \times Q_k \times n_k = \frac{480 - 45 - 70}{3 + 0,5} \times 1,53 \times 6 = 957 \text{ м}^3 / \text{зміну}$$

$$T_{за} = \frac{n}{n_{ц}} = \frac{6}{2} = 3, \text{ хв.}; \quad n_k = \frac{C_m}{C_e} = \frac{16,9}{2,8} = 6,0, \text{ ківшів};$$

$$C_e = \frac{q_k \times K_H \times \gamma}{K_p} = \frac{1,7 \times 0,9 \times 2,6}{1,4} = 2,8 \text{ т};$$

Перевірка по геометричному об'єму кузова автосамоскида:

$$n_k = \frac{Q_m}{Q_k} = \frac{10,0}{1,53} = 6,5, \text{ ковшів} \quad Q_k = q_k \times K_H = 1,7 \times 0,9 = 1,53 \text{ м}^3$$

У розрахунках норми виробки екскаватора Hyundai R 330 LC-9SH при вийманні корисної копалини та завантаженні в автосамоскиди Татра - 815 приймається 6 ківшів в кузові автосамоскида.

### 2.12.2 Продуктивність допоміжного обладнання

При відпрацюванні корисної копалини Васильківського родовища кварцитів в якості основного і допоміжного обладнання, при обслуговуванні комплексу, застосовується фронтальний колісний навантажувач DRESSTA 534(ківш 3,5 м<sup>3</sup>) або їх аналог. Фронтальним навантажувачем здійснюється виймання корисної копалини з вибою і завантаження автосамоскидів, а також планування майданчиків під розвертання автосамоскидів.

Норма виробки фронтального колісного навантажувача складає [7-9]:

$$H_b = \frac{T_{зм} - T_{пз} - T_{оп}}{T_{ц}} \times Q_k = \frac{480 - 35 - 70}{1} \times 3,15 = 1181 \text{ м}^3 / \text{зміну},$$

$$Q_k = q_k \times K_H = 3,5 \times 0,9 = 3,15 \text{ м}^3$$

$$T_{ц} = t_H + t_{p.в.} + t_p + t_{p.н.} + \tau = 0,15 + 0,3 + 0,1 + 0,2 + 0,25 = 1 \text{ хв.}$$

$$t_{p.в.} = \frac{l_{сер.} \times 60}{V_{p.в.}} = \frac{0,05 \times 60}{10} = 0,3 \text{ хв.} \quad t_{p.н.} = \frac{l_{сер.} \times 60}{V_{p.н.}} = \frac{0,05 \times 60}{15} = 0,2 \text{ хв.}$$

2.12.2 Потреба у виймально-навантажувальному та допоміжному обладнанні при відпрацювання корисної копалини

#### 1. При завантаженні корисної копалини в автосамоскиди.

Потреба в екскаваторах Hyundai R 330 LC-9SH:

$$n_{екс.} = \frac{V^{к.к.}}{H_b \times K_{м.г.}} = \frac{221}{957 \times 0,8} = 0,29 \text{ од.}$$

#### 2. Потреба в навантажувачах.

$$n_{екс.} = \frac{V^{к.к.}}{H_b \times K_{м.г.}} = \frac{221}{1181 \times 0,8} = 0,23 \text{ од.}$$

де  $V^{к.к.}$  – максимальний змінний об'єм виймання корисної копалини, м<sup>3</sup>/зміну;



## **2.13 Кар'єрний транспорт**

### *2.13.1 Загальні положення*

При відпрацюванні Васильківського родовища кварцитів застосовуються автосамоскидами Татра-815, МАЗ-6501, SCANIA (вантажопідйомністю до 30 т).

При відпрацюванні родовища відповідно до проекту реконструкції відстань транспортування буде змінюватися за роками розробки та введення в експлуатацію видобувних горизонтів та протягом найближчих років в середньому становитиме: на транспортуванні ґрунтово-рослинного шару становить 0,45 км, порід м'якого розкриття – 0,9 км, скельного – 0,9 км, корисної копалини – 1,2 км.

### *2.13.2 Характеристика автодоріг*

Під час відпрацювання Васильківського родовища кварцитів дороги споруджуються згідно з вимогами СНіП 2.05.07-91 «Промисловий транспорт». Дороги відносяться до кар'єрних доріг. Враховуючи те, що річний обсяг перевезень вантажів не перевищує 5 млн. т, кар'єрні автодороги відносяться до доріг категорії Шк.

Дорожнє покриття за характером опору навантаженням від транспортних засобів відноситься до нежорсткого типу. З урахуванням характеристик матеріалів і способів їх укладання в шари, що складають дорожнє покриття (щебеневий матеріал), вони відносяться до перехідного типу. Проїжджа частина приймається з двохскатним поперечним профілем. Дороги підлягають постійному плануванню бульдозером.

При відпрацюванні корисної копалини кар'єрні дороги поділяються на постійні (в напівтраншеях) та тимчасові (в вибоях та на уступах).

Ширина проїжджої частини приймається в залежності від максимального габариту використовуваних автосамоскидів. Для автосамоскидів Татра-815, МАЗ-6501, SCANIA, враховуючи їх габаритні розміри, приймається ширина проїзної частини дороги при двосмуговому русі 8 м та 4,5 м при односмуговому [10]. Найбільший поздовжній ухил кар'єрних доріг при відпрацюванні родовища, приймається не більше 80 % [10]. При постановці з'їздів в проектне положення, розмір майданчика між горизонтами передбачається не менше 20 м.

На узбіччях доріг, розташованих на з'їздах та уступах у кар'єрі, з боку відпрацьованого простору відсипається захисний вал, який огорожує призму можливого обвалення.

Висота захисного валу вздовж дороги повинна бути не менше 1/3 діаметра колеса автомобіля, що експлуатується на цих дорогах. При експлуатації автосамоскидів Татра-815, МАЗ-6501, SCANIA висота запобіжного валу приймається 1,0 м [6-9].

Дороги (тимчасові на уступі, забійні) підлягають постійному плануванню бульдозером. На всіх автодорогах для забезпечення безпеки руху транспорту, у відповідності з правилами дорожнього руху встановлюються необхідні дорожні знаки. Основні параметри автодоріг наведено в таблиці 2.6.

Для зниження виділення пилу з поверхні автодоріг у літній період на підприємстві (кар'єрі) виконується полив дороги водою або водним розчином поверхнево-активної речовини для зв'язування часток пилу.

Таблиця 2.6 – Параметри автодоріг

№ з.п.	Найменування	Один. виміру	Показники
1	Об'єм перевезень за рік:	тис.м <sup>3</sup>	до 173
2	Категорія дороги	-	Шк
3	Число смуг руху	смуг	1, 2
4	Найбільший поздовжній ухил дороги не більше	‰	80
5	Ширина земельного полотна	м	11
6	Ширина узбіччя	м	1,5
7	Ширина проїзної частини дороги: - при односмуговому русі - при двосмуговому русі	м	4,5 8
8	Поперечний ухил (двохскатний) проїжджої частини: - для перехідного типу одягу - для нижчого типу одягу	‰ ‰	30-35 35-40
9	Поперечний ухил узбіч	‰	40
10	Найменший радіус горизонтальної кривої в плані	м	12
11	Товщина дорожнього одягу з щебеню	см	30-40
12	Товщина обробки поверхні проїжджої частини доріг поверхнево-активними речовинами (ПАР)	см	5-10
13	Розрахункова швидкість руху	км/год.	20

### 2.13.3 Пропускна та провізна здатність автодорогі

**Пропускна спроможність автодороги** - максимальне можливе число автосамоскидів, які можуть пройти через певну ділянку в одиницю часу, залежить в основному від швидкості і числа смуг руху, визначається за формулою [20]:

$$N = \frac{1000 \times V \times n \times K_{нер}}{l_б} = \frac{1000 \times 20 \times 1 \times 0,7}{60} = 233 \text{ автосамоскида}$$

де  $K_{нер}$  – коефіцієнт нерівномірності руху автомобілів ( $K_{нер} = 0,6 \div 0,8$ );

$V$  – швидкість руху автосамоскида,  $V = 20$  км/год.;

$n$  – число смуг руху автосамоскидів в одному напрямі,  $n = 1$ ;

$l_б$  – безпечна відстань між авто, що рухаються в одному напрямку, м.

**Провізна здатність автодороги**, тобто об'єм гірничої маси, яка може бути перевезена по цій дорозі в одиницю часу, визначається за формулою [20]:

$$M = \frac{N \times m_{ном}}{K_{рез}} = \frac{233 \times 10,0}{2} = 1165 \text{ м}^3 / \text{год.}$$

де  $K_{рез}$  – коефіцієнт резерву провізної здатності;

$m$  – геометрична місткість кузова автосамоскида,  $\text{м}^3$ .

Прийняті параметри автомобільних доріг у повній мірі забезпечують потреби кар'єру в переміщенні гірничої маси та інших вантажів.

### 2.13.4 Норма виробки автосамоскидів при транспортуванні ГРШ

При відпрацюванні Васильківського родовища кварцитів для транспортування ґрунтово-рослинного шару проектом передбачається застосування автосамоскидів Татра-815, МАЗ-6501, IVECO TRAKKER, SCANIA або їх аналогів. В якості основного транспортного засобу застосовується автосамоскид Татра - 815.

Відстань транспортування ґрунтово-рослинного шару становить 0,45 км.

Норма виробки автосамоскида Татра - 815 при транспортуванні **ґрунтово-рослинного шару** становитиме [7-9, 11]:

$$H_b = \frac{T_{зм} - T_{нз} - T_{он}}{T_p} \times Q_a = \frac{480 - 35 - 70}{8,7} \times 10,0 = 431 \text{ м}^3 / \text{змину}$$

де  $T_{зм}$  – тривалість зміни, хв;

$T_{нз}$  – час на виконання підготовчо-завершальних операцій, хв. ( $T_{нз} = 35$  хв);

$T_{он}$  – час на особисті потреби, хв ( $T_{он} = 70$  хв);

$T_p$  – тривалість рейсу автосамоскида, хв;

$Q_a$  – фактичний об'єм гірничої маси в одному автосамоскиді, м<sup>3</sup>.

Тривалість рейсу автосамоскида складає:

$$T_p = t_n + t_{p.в.} + t_p + t_{p.н.} + \tau = 4,0 + 1,35 + 1 + 1,35 + 1 = 8,7 \text{ хв.}$$

де  $t_n$  – час навантаження автосамоскида, хв.;

$t_p$  – час розвантаження автосамоскида, хв. ( $t_p = 1$  хв.);

$t_{p.в.}, t_{p.н.}$  – час руху завантаженого й порожнього автосамоскида, хв.;

$\tau$  – час на маневри й затримки автосамоскида в дорозі, хв. ( $\tau = 1$  хв.).

Час навантаження автосамоскида визначається виходячи з кількості ківшів екскаватора в кузові автосамоскида та часу циклу екскаватора за формулою:

$$t_n = \frac{n_k}{n_{ц}} = \frac{8}{2} = 4 \text{ хв.}$$

де  $n_{ц}$  – число циклів екскавації в хвилину;

$n_k$  – кількість ківшів екскаватора в одному автосамоскиді (з розрахунку норми виробки відповідного виймально-навантажувального обладнання).

Час руху завантаженого й порожнього автосамоскида ( $t_{p.в.}, t_{p.н.}$ ) залежить від відстані транспортування. При відстані транспортування 0,45 км і нормативній швидкості руху 20 км/годину [7-9] час руху завантаженого й порожнього автосамоскида становить:

$$t_{p.в.} = t_{p.н.} = \frac{l_a \cdot 60}{V_{руху}} = \frac{0,45 \cdot 60}{20} = 1,35 \text{ хв.},$$

де  $l_a$  – відстань транспортування, км;

$V_{руху}$  – середня швидкість руху завантаженого й порожнього автосамоскида.

### 2.13.5 Норма виробки автосамоскидів при транспортуванні порід розкриву

При відпрацюванні Васильківського родовища кварцитів для транспортування порід м'якого розкриву проектом передбачається застосування автосамоскидів Татра-815, МАЗ-6501, SCANIA. В якості основного транспортного засобу застосовується автосамоскид Татра-815.

Відстань транспортування порід м'якого розкриву становить 0,9 км.

Норма виробки автосамоскида Татра – 815 при транспортуванні **порід розкриву** становитиме [7-9, 11]:

$$H_b = \frac{T_{зм} - T_{пз} - T_{оп}}{T_p} \times Q_a = \frac{480 - 35 - 70}{10,9} \times 10,0 = 344 \text{ м}^3 / \text{змін}$$

Тривалість рейсу автосамоскида складає:

$$T_p = t_H + t_{p.в.} + t_p + t_{p.н.} + \tau = 3,5 + 2,7 + 1 + 2,7 + 1 = 10,9 \text{ хв.}$$

Час навантаження автосамоскида визначається виходячи з кількості ківшів екскаватора в кузові автосамоскида та часу циклу екскаватора за формулою:

$$t_H = \frac{n_k}{n_{ц}} = \frac{7}{2} = 3,5 \text{ хв.}$$

Час руху завантаженого й порожнього автосамоскида ( $t_{p.в.}$ ,  $t_{p.н.}$ ) залежить від відстані транспортування. При відстані транспортування 0,7 км і нормативній швидкості руху 20 км/годину [7-9] час руху завантаженого й порожнього автосамоскида становить:

$$t_{p.в.} = t_{p.н.} = \frac{l_a \cdot 60}{V_{руху}} = \frac{0,9 \cdot 60}{20} = 2,7 \text{ х.}$$

### 2.13.6 Норма виробки автосамоскидів при транспортуванні корисної копалини

При відпрацюванні Васильківського родовища кварцитів для транспортування кварцитів проектом передбачається застосування автосамоскидів Татра-815, МАЗ-6501, SCANIA. В якості основного транспортного засобу застосовується автосамоскид Татра - 815.

Відстань транспортування корисної копалини становитиме 1,2 км.

Норма виробки автосамоскида Татра – 815 становитиме [7-9, 11]:

$$H_b = \frac{T_{зм} - T_{пз} - T_{оп}}{T_p} \times Q_a = \frac{480 - 35 - 70}{12,2} \times 10,0 = 307 \text{ м}^3 / \text{змину}$$

Тривалість рейсу автосамоскида складає:

$$T_p = t_H + t_{p.в.} + t_p + t_{p.н.} + \tau = 3,0 + 3,6 + 1 + 3,6 + 1 = 12,2 \text{ хв.}$$

Час навантаження автосамоскида визначається виходячи з кількості ківшів екскаватора в кузові автосамоскида та часу циклу екскаватора за формулою:

$$t_H = \frac{n_k}{n_{ц}} = \frac{6}{2} = 3 \text{ хв.}$$

Час руху завантаженого й порожнього автосамоскида ( $t_{p.в.}$ ,  $t_{p.н.}$ ) залежить від відстані транспортування. При відстані транспортування 1,2 км і нормативній швидкості руху 20 км/годину [7-9] час руху завантаженого й порожнього автосамоскида становить:

$$t_{p.в.} = t_{p.н.} = \frac{l_a \cdot 60}{V_{руху}} = \frac{1,2 \cdot 60}{20} = 3,6 \text{ хв.,}$$

### 2.13.7 Потреба в транспортному обладнанні

*Потреба в автосамоскидах при транспортуванні ГРШ:*

$$n_{авт.}^{грш} = \frac{V^{грш}}{H_b \times K_{т.г.}} = \frac{7,2}{431,0 \times 0,8} = 0,02 \text{ од.}$$

*Потреба в автосамоскидах при транспортуванні порід розкриву:*

$$n_{авт.}^{м.р.} = \frac{V^{м.р.}}{H_b \times K_{т.г.}} = \frac{444,44}{344 \times 0,8} = 1,61 \text{ од.}$$

*Потреба в автосамоскидах при транспортуванні корисної копалини:*

$$n_{авт.}^{к.к.} = \frac{V^{к.к.}}{H_b \times K_{т.г.}} = \frac{221}{307 \times 0,8} = 0,89 \text{ од.}$$

## **3 ДОСЛІДНИЦЬКИЙ РОЗДІЛ**

### **3.1 Постановка задач досліджень**

Розроблення безпечних технологій має ґрунтуватися на ретельних дослідженнях і геомеханічній схематизації масивів в районі ведення робіт в умовах гірничодобувних підприємств. Відсутність інженерно-геологічної, гідрогеологічної та геомеханічної інформації не дає змоги ухвалювати ефективні рішення щодо підвищення безпеки та надійності видобутку корисних копалин, що забезпечить скорочення обсягів розкривних робіт.

Кут нахилу борту у граничному положенні та глибина гірничої виробки (кар'єру), нерозривно пов'язані з безпекою та питанням стійкості прибортового масиву, а також є дуже важливим параметрам, що характеризують техніко-економічні показники роботи, особливо родовищ з крутопохилим заляганням пласту корисної копалини. Конструктивні особливості, а саме параметри погашення борту повинні забезпечувати мінімізацію вилучення пустих порід із забезпеченням безпеки ведення гірничих робіт на ділянках у прибортовій зоні. Оскільки кут нахилу «лежачого» неробочого борту з різницею в укосі 5-10° можуть призвести до надлишкового об'єму порід розкриву, які необхідно виймати, то показники об'єму пустих порід можуть сягати десятків мільйонів м<sup>3</sup>.

У зв'язку з цим – *метою роботи* є обґрунтування безпечних параметрів постановки борту в граничне положення в умовах розробки крутопохилого пластового родовища метаморфічного походження.

Для вирішення поставленої мети визначені основні *задачі роботи*:

1. Аналіз технології розробки Васильківського родовища кварцитів.
2. Аналіз факторів, що впливають на визначення умов постановки борту в граничне положення.
3. Графоаналітичне моделювання з встановлення оптимальної конструкції неробочого борту.
4. Встановлення залежності основних параметрів борту, при їх постановці в граничне положення, на показники вилучення порід розкриву.

### **3.2 Аналіз літературних та наукових праць по обґрунтуванню стійких бортів кар'єру**

Дослідження технології розробки родовищ нерудних корисних копалин відкритим способом широко відображені в роботах багатьох відомих вчених: Новожилова М.Г., Мельникова М.В., Ржевського В.В., Гуменика І.Л., Крисіна Р.С., Собка Б.Ю., Симоненка В.І., Пчолкина Г.Д., Бакка Н.Т., Буткевича Г.Р., Фисенка Г.Л., та багатьох інших.

Дослідження та проєктні рішення в напрямку обґрунтування безпечних параметрів, які забезпечують стійкість бортів кар'єру в граничному контурі полягають в побудові конструкції борту на основі сукупного урахування основних параметрів борту та додаткових об'ємів пустих порід, які підлягають вилученню з «висячого» борту кар'єра, що в значній мірі залежить від прийнятих параметрів погашення гірничих робіт у приконтурній зоні.

У роботах [16-25] досліджені конструкції неробочих бортів та параметри постановки бортів у граничне положення. Авторами робіт і наукових досліджень [26-30] широко розглянуті питання стійкості відкритих гірничих виробок і відвалів, а саме проведено:

- дослідження стійкості бортів кар'єрів різного профілю та розробка інженерних способів їхньої оцінки [26];
- теоретичні основи забезпечення стійкості та деформування скельних укосів глибоких кар'єрів [27];
- керування довгостроковою стійкістю укосів на кар'єрах [28];
- визначення параметрів призми можливого зрушення в укосах уступів, бортах кар'єрів і відвалах [29];
- комплексне маркшейдерське забезпечення стійкості кар'єрних укосів у скельних і напівскельних породах [30];
- дослідження стійкості бортів кар'єрів у тріщинуватих породах [31];
- заходи боротьби з деформаціями гірничих порід на кар'єрах [32];
- дослідження стійкості багат шарових укосів складного профілю [33];
- стійкість бортів кар'єрів і відвалів [34].



Найбільше широко застосовні рекомендації зі стійкості бортів кар'єрів і відвалів [35, 36] використані при проектуванні більшості нерудних родовищ корисних копалин, якими користуються по сьогоднішній день.

### **3.3 Загальний принцип встановлення основних параметрів бортів кар'єрів**

Проблематика раціонального та безпечного вибору конструкції бортів кар'єрів завжди є актуальним напрямком досліджень для гірничодобувних підприємств з відкритим способом ведення гірничих робіт, тому що це пов'язано з можливістю зменшення витрат на експлуатацію родовища в цілому за рахунок зменшення об'ємів розкривних робіт або підвищення відпрацьовування запасів корисної копалини.

Напружений стан масивів скельних порід у більшості випадків відповідає гравітаційно-тектонічному типу, при якому в недоторканому масиві максимальний і проміжний компоненти головних напруг визначаються тектонічними силами, що діють у розглянутому регіоні, а мінімальний компонент орієнтований у вертикальній площині.

Таким чином, основною геомеханічною особливістю масиву є:

- виражена блокова структура, наявність систем по-різному орієнтованих поверхонь ослаблення;
- відповідність напружено-деформованого стану в більшості випадків гравітаційно-тектонічному типу.

Звідси виникає необхідність ретельного поетапного вивчення властивостей і стану гірничого масиву порід. У результаті побудови інженерно-геологічної моделі розробляється інженерно-геологічна класифікація порід і виконується інженерно-геологічне районування масиву порід.

Другим етапом є розробка геомеханічної моделі кар'єру, що також звичайно складається з інших моделей:

- модель напруженого стану уступів і борта кар'єру;
- модель розрахунку параметрів порушеної зони;
- модель розрахунку параметрів граничних оголень.

Третім етапом є формування розрахункової моделі де виконується визначення стійкості ділянки порідного масиву. Втрата стійкості борта кар'єра відбувається при перевищенні зсувних сил над утримуючими. Впровадження зазначеної методики геомеханічного обґрунтування стійких параметрів бортів та уступів кар'єрів на практиці складається:

1) у виборі місця розташування дослідно-промислової ділянки, представницького для даного підприємства на основі аналізу наявних даних про геомеханічний стан породного масиву;

2) у розробці проекту, що передбачає проведення в його межах циклу дослідно-промислових та експериментальних робіт;

3) в аналізі геомеханічного стану всього масиву порід, що включає кар'єрну виїмку, на базі досвіду, отриманого при проведенні дослідно-промислових та експериментальних робіт у межах проекту;

4) у розробці регламенту на проектування граничного контуру кар'єру після завершення основних дослідно-промислових та експериментальних робіт;

5) у складанні проекту граничного контуру кар'єру, що враховують особливості масиву порід;

6) у розробці комплексної системи контролю стійкості бортів та уступів кар'єру на граничному контурі.

#### *Кути укосів бортів кар'єру*

Стійкість бортів кар'єра залежить від трьох основних факторів:

- а) геологічних (склад, стан, будова та властивості гірничих порід);
- б) гідрогеологічних (підземні води і їхній вплив на властивості масиву);
- в) технологічних (спосіб розкриття, система розробки).

Стійкість бортів та уступів кар'єру звичайно оцінюється аналітично. При цьому вирішують одну із двох завдань:

- 1) визначають коефіцієнт запасу укосу за певними параметрами: висотою  $H$  и кутом нахилу  $\alpha$ ;
- 2) по величинах  $H$  и  $\alpha$ , визначають величину стійкого кута укосу  $\alpha_{max}$ .

На стійкість бортів впливають наступні фактори:

- 1) властивості гірничих порід, що складають борт;
- 2) структура масиву борта кар'єру;
- 3) наявність і напрямок щодо борта площин нашарування, кліважу, поверхонь контактів й ослаблень, геологічних порушень;
- 4) форма й розміри кар'єру по глибині й у плані;
- 5) вологість і фільтраційні властивості порід, що складають борт;
- 6) час стояння борта й кліматичних особливостей;
- 7) наявність зовнішніх навантажень на бортах і технологія буровибухових робіт при відбудуванні борта в кінцевому положенні.

Кут нахилу борта, що забезпечує розміщення транспортних берм у скельних породах, як правило, менше кута стійкого укосу борта кар'єру. Ця обставина викликає додатковий об'єм розкриву в контурах кар'єру.

Для збільшення кута нахилу борта застосовують штучне зміцнення укосів уступів, улаштовують запобіжні берми похилими, тобто проводять їх у вертикальній площині паралельно транспортним площадкам, що дозволяє підвищити кут нахилу неробочого борта.

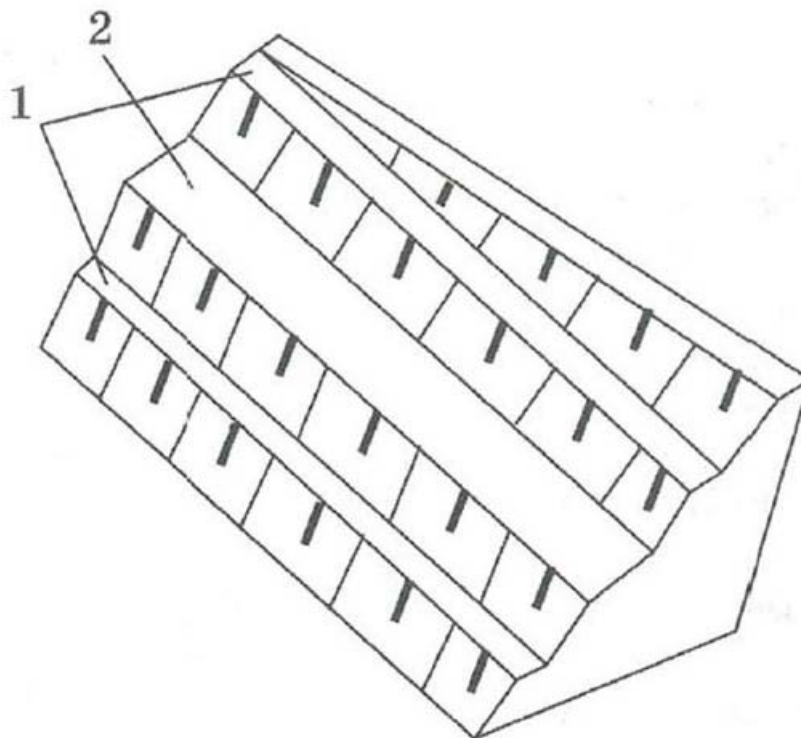


Рис. 3.1 – Конструкція неробочого борта з горизонтальними бермами:

1 - запобіжні берми; 2 - транспортні площадки

У загальному випадку кут укосу борта, що забезпечує розміщення берм і транспортних комунікацій, може бути встановлений з вираження:

$$\operatorname{tg} \alpha_{\max} = \frac{H}{\sum b_c + \sum b_n + \sum b_m + \sum h_y \operatorname{ctg} \alpha},$$

де  $H$  - висота борта кар'єру;

$b_c$  - ширина з'єднувальної берми;

$b_n$  - ширина запобіжної берми;

$b_m$  - ширина транспортної берми;

$h_y$  - висота уступу.

### **3.4 Графоаналитичне моделювання з встановлення оптимальної конструкції неробочого борту**

#### **3.4.1 Визначення результуючих кутів погашення борта**

Аналізуючи різновиди гірничих порід, які залягають на родовищі, а також з урахуванням можливого діапазону припустимого кута погашення уступів, установимо, як буде змінюватися результуючий кут погашення борта від різних показників погашення окремо взятого уступу. Розрахунки проводяться по геологічному розрізу у місці інтенсивного ведення гірничих робіт на 2024 р.

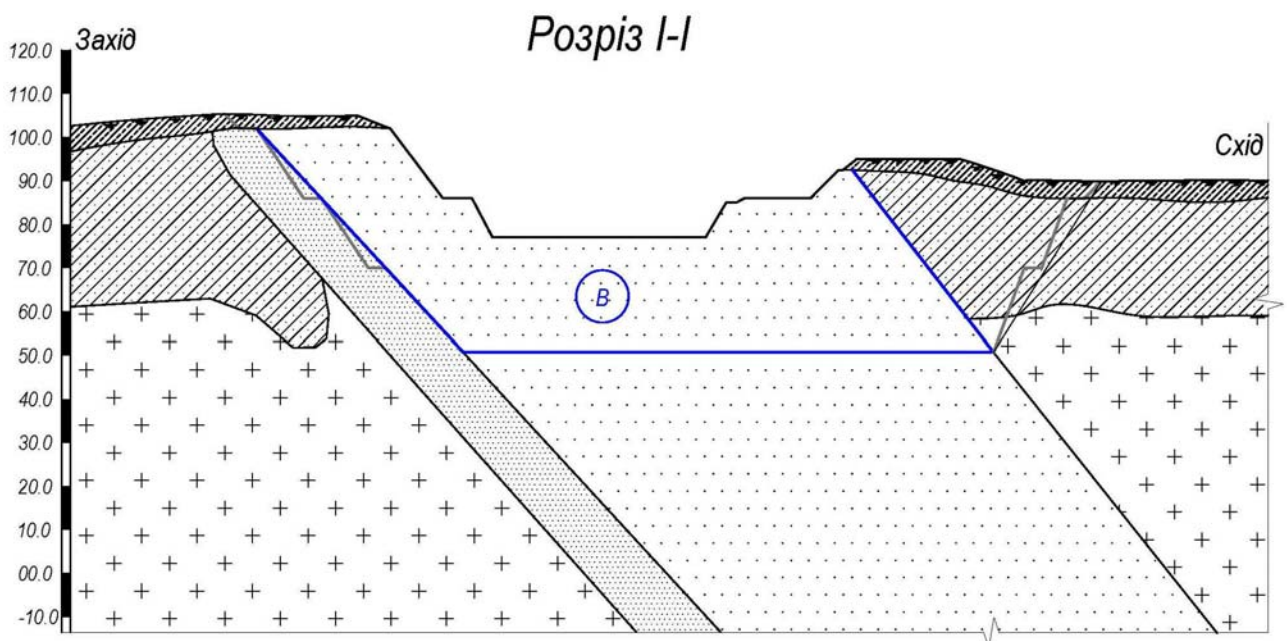


Рис. 3.2 – Геологічний розріз I-I

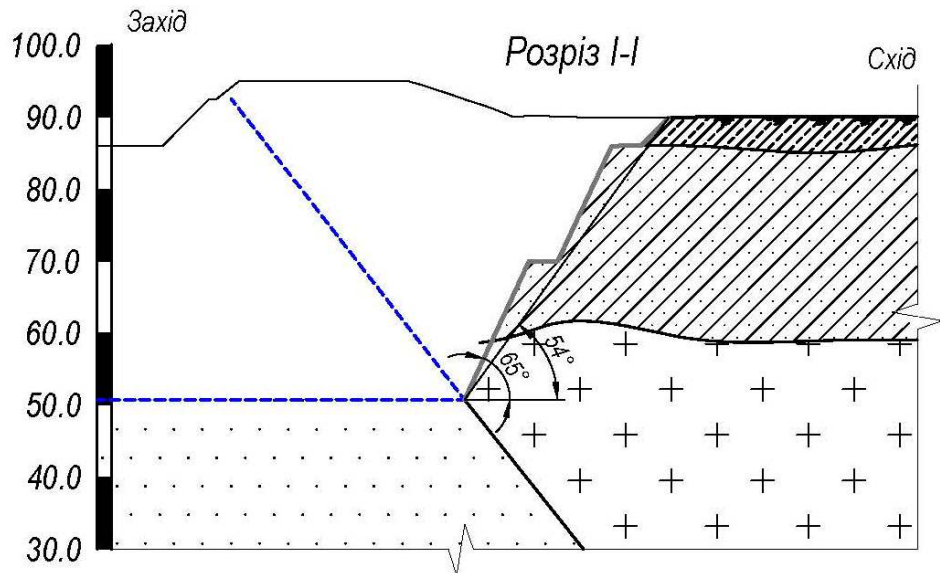


Рис. 3.3 – Параметри погашення борта при куті укосу уступу  $65^\circ$

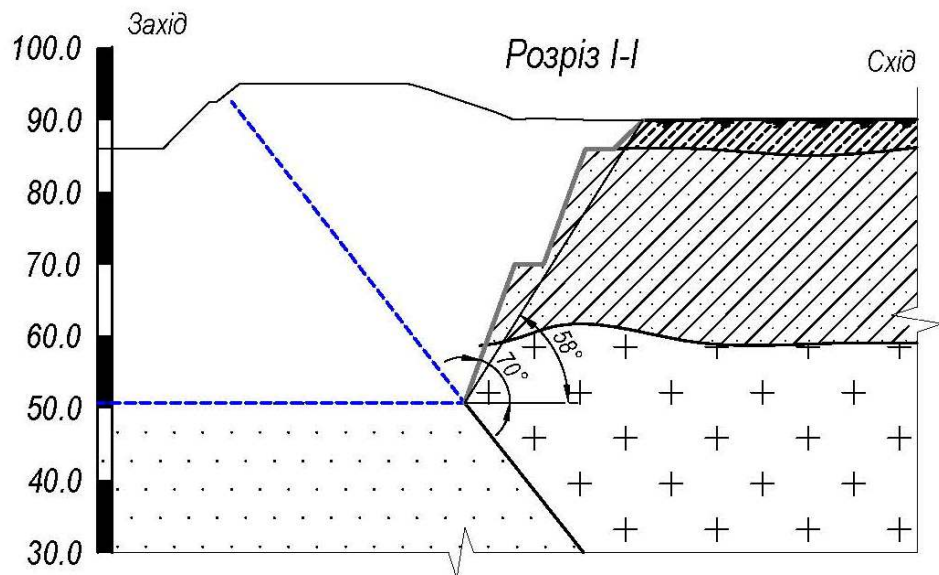


Рис. 3.4 – Параметри погашення борта при куті укосу уступу  $70^\circ$

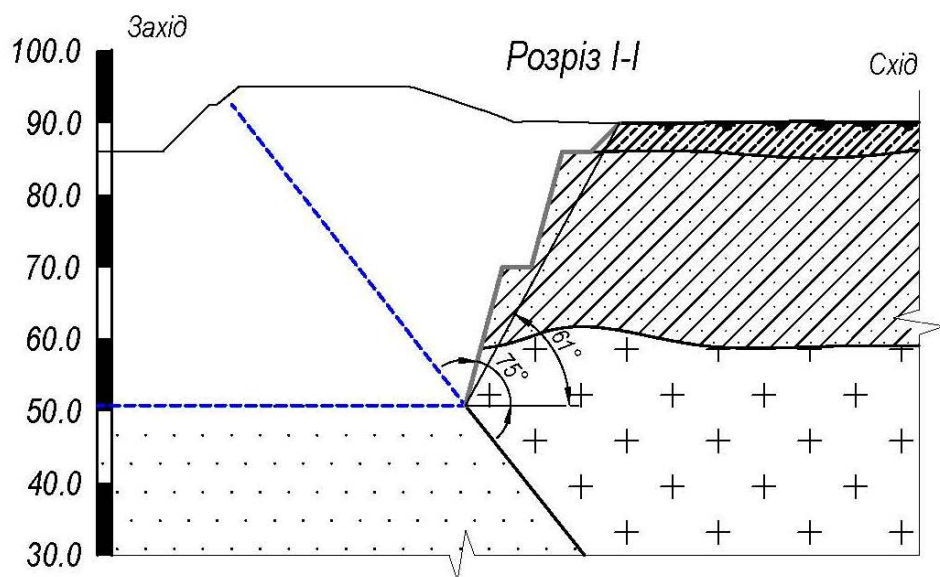


Рис. 3.5 – Параметри погашення борта при куті укосу уступу  $75^\circ$

Аналізуючи результати графічного методу постановки борту у граничне положення (рис. 3.3-3.5) встановимо, як буде змінюватися результуючий кут погашення борту від показників погашення окремо взятого уступу  $a_p=f(a_n)$ .

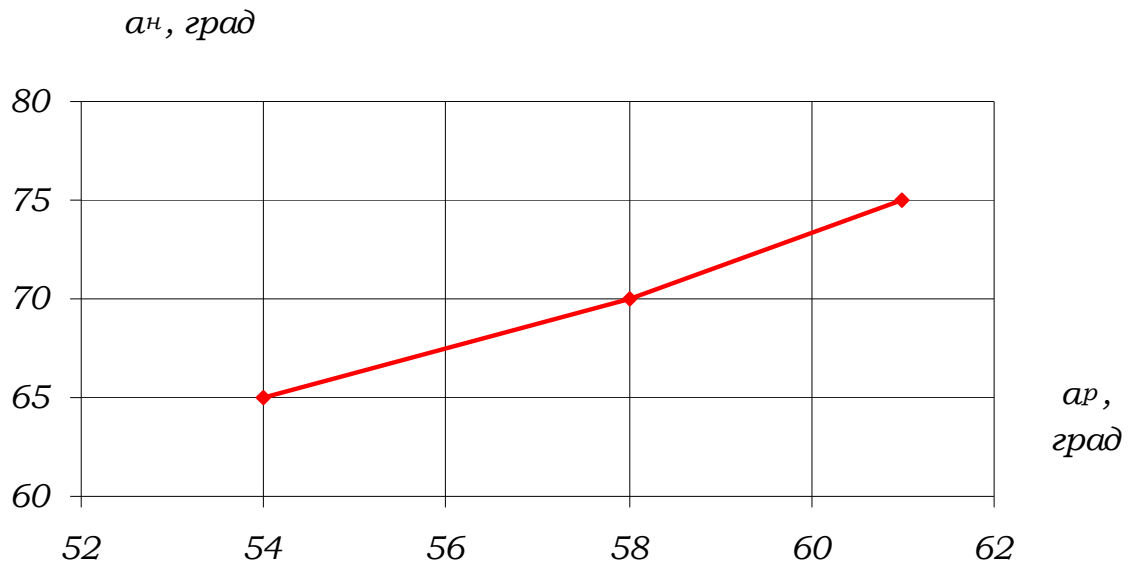


Рис. 3.6 – Графік залежності зміни результуючого кута борту від показників погашення окремо взятого уступу  $a_p=f(a_n)$

На підставі отриманої залежності результуючого кута укосу неробочого борту від показників погашення окремо взятого уступу  $a_p=f(a_n)$  (рис. 3.6) можна одержати рівняння для визначення результуючого кута укосу.

З використанням функціональних можливостей програмного забезпечення «Microsoft Excel» встановлено, що найбільш точна апроксимація згладжування для залежності  $a_p=f(a_n)$  (рис. 3.6) є **лінійна** залежність з точністю апроксимації  $R^2 = 99,3 \%$ , а рівняння буде мати вигляд:

$$a_p = 1,4189 a_n - 11,824.$$

Отримане рівняння можна використовувати для умов досліджуємого борту, що спрощує встановлення результуючого кута, на відміну від рівняння:

$$\operatorname{tg} \alpha_{\max} = \frac{H}{\sum b_c + \sum b_n + \sum b_m + \sum h_y \operatorname{ctg} \alpha}$$

### 3.4.2 Визначення стійких бортів у граничному контурі кар'єру

Розрахунок стійкості борту в граничному положенні виконано за методом Фісенка, шляхом алгебраїчного додавання сил діючих по криволінійній поверхні ковзання, для визначення стійкості борту розташованого на стійкій основі та складеного з різних порід (рис. 3.7).

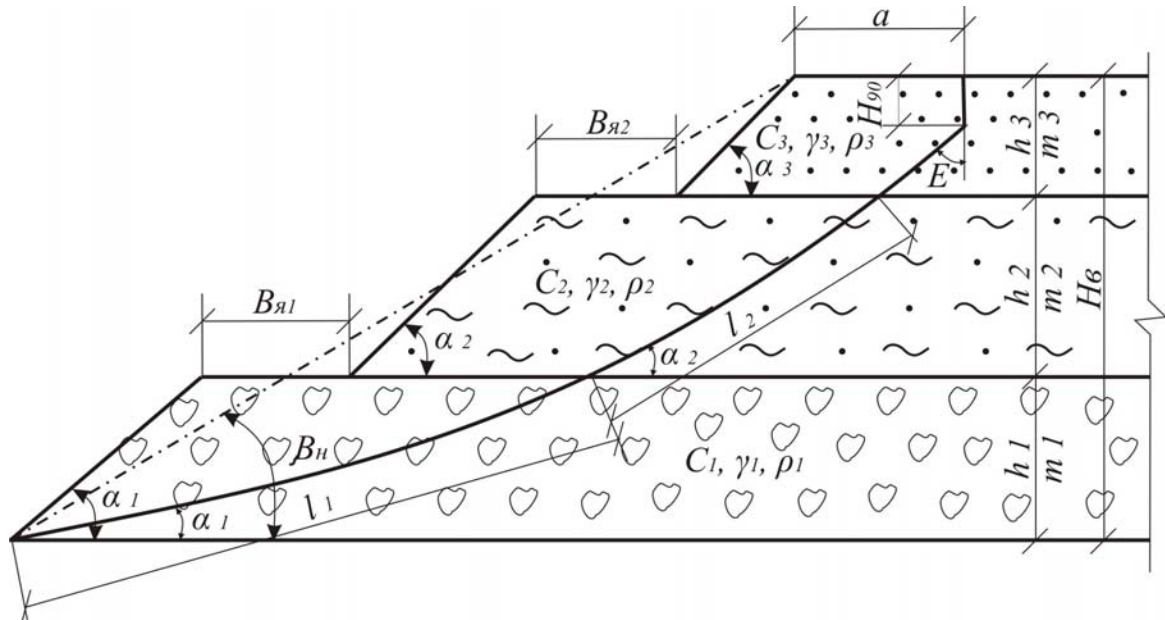


Рис. 3.7 – Схема борту для розрахунку його стійкості в граничному контурі

Методика розрахунку [30-33]:

- Установити  $ap$  (рис. 3.3-3.5).
- Визначити середньозважені показники «зчеплення»  $C_{cp}$ , «кут внутрішнього тертя»  $tg\rho_{cp}$ , «щільність»  $\gamma_{cp}$  по всьому неробочому борті з обліком всіх порід, що залягають по розрізу:

$$C_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^k C_i l_i}{\sum_{i=1}^k l_i} = \frac{C_1 \times l_1 + C_2 \times l_2 + C_3 \times l_3}{l_1 + l_2 + l_3}$$

$$tg\rho_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^k tg\rho_i \sigma_i l_i}{\sum_{i=1}^k \sigma_i l_i} = \frac{tg\rho_1 \sigma_1 l_1 + tg\rho_2 \sigma_2 l_2 + tg\rho_3 \sigma_3 l_3}{\sigma_1 l_1 + \sigma_2 l_2 + \sigma_3 l_3}$$

$$\gamma_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^k \gamma_i h_i}{\sum_{i=1}^k h_i} = \frac{\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2 + \gamma_3 h_3}{h_1 + h_2 + h_3}$$

- Розрахункові значення  $C_n$ ,  $\rho_n$  з урахуванням прийнятого коефіцієнта запасу стійкості

$$C_n = \frac{C_{cp}}{n}; \quad tg\rho_n = \frac{tg\rho_{cp}}{n}$$

- Побудувати криволінійну поверхню ковзання.

Для побудови криволінійної поверхні руху визначаємо призму можливого обрушення й висоту вертикального оголення:

$$a = \frac{2H \times \left[ 1 - ctg\alpha_e \times tg\left(\frac{\alpha_e - \rho}{2}\right) \right] - 2H_{90}}{ctg\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right) + tg\left(\frac{\alpha_e + \rho}{2}\right)}; \quad H_{90} = \frac{2C}{\gamma} \times ctg\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right);$$

- стійкість погашеного борта визначається за виразом:

$$n_p = \frac{\sum_{i=1}^m F_{ymp.i}}{\sum_{i=1}^m F_{здв.i}}$$

$$\sum_{i=1}^n F_i = \sum_{i=1}^n P_i \times \sin \alpha_i = \sum_{i=1}^n h_i \cdot \gamma \cdot b \cdot \sin \alpha_i$$

$$\sum_{i=1}^n F_i = \sum_{i=1}^n N_i \times tg\rho + \sum_{i=1}^n l_i \times C = \sum_{i=1}^n h_i \cdot \gamma \cdot b \cdot \cos \alpha_i \cdot tg\rho + \sum_{i=1}^n l_i \times C$$

Використовуючи наведену методику, визначимо, як буде змінюватися стійкість при різних показниках результуючого кута укосу неробочого погашеного борта  $n_p = f(\alpha_p)$ :

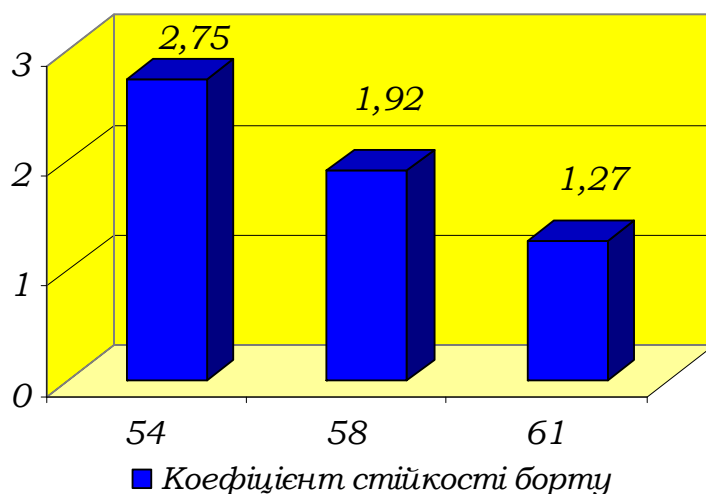


Рис. 3.8 – Залежність коефіцієнта стійкості від результуючого кута укосу неробочого борта  $n_p = f(\alpha_p)$



### 3.5 Встановлення впливу параметрів борту в граничному положенні на показники вилучення порід розкриву

Для визначення показників вилучення порід розкриву з «східного» борту необхідно визначити його перетин  $S=f(ap)$ . Аналізуючи перетин борту (рис. 3.3-3.5) отримаємо показники:

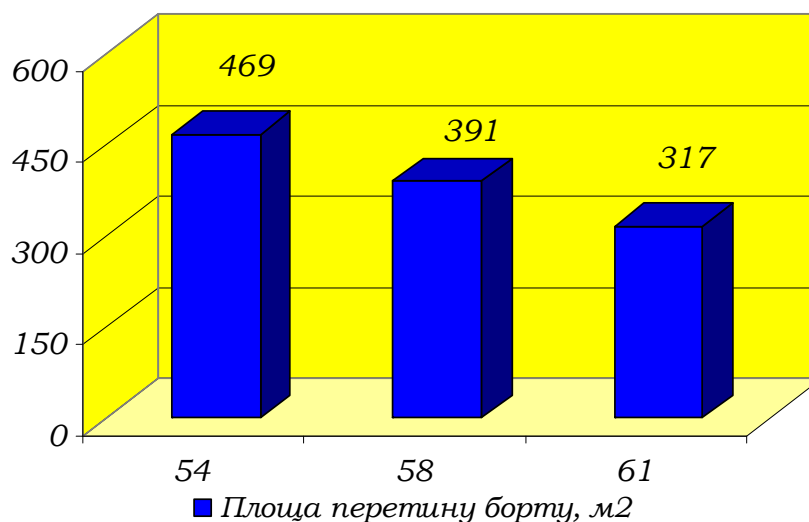


Рис. 3.9 – Зміна площі перетину неробочого борту від результуючого кута укосу неробочого борта  $S=f(ap)$

Аналізуючи план кар'єру у відпрацьованому виді, можна зробити висновок, що довжина східного борту становить 2360 м, виходячи із цього можна встановити кількісний показник вилучення порід розкриву  $Vp=f(ap)$

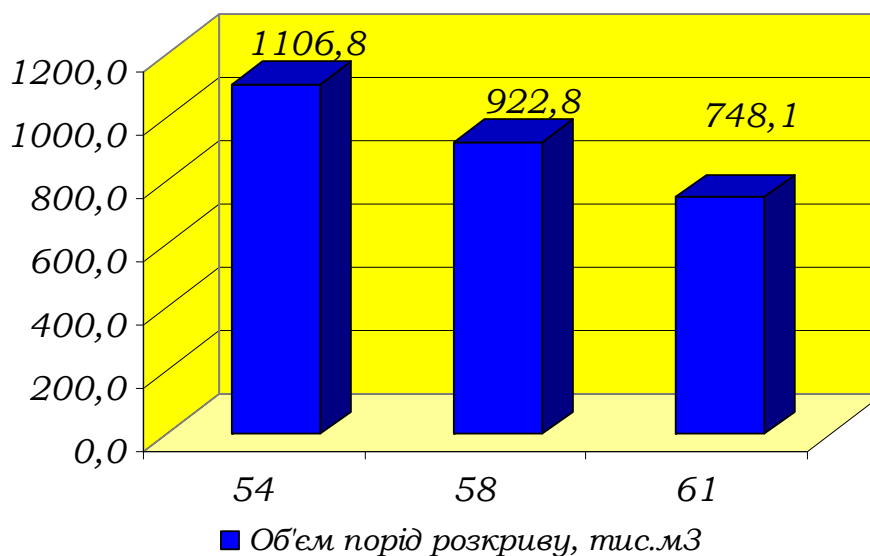


Рис. 3.10 – Зміна обсягу порід розкриву у східному борту від результуючого кута укосу неробочого борта  $Vp=f(ap)$

Виходячи з вище вищезазначеного, можна зробити висновки:

- результуючий кут погашення борта залежить від безлічі факторів і параметрів погашення окремо взятого уступу  $a_p=f(a_n)$  і змінюється по залежності:

$$a_p = 1,4189 a_n - 11,824$$

- коефіцієнт стійкості неробочого борта при максимально-допустимому куті погашення має допустимі показники і становить - 1,27.

- об'єм вилучення порід розкриву з східного борту залежить від результуючого кута укосу погашення гірничих робіт у при контурній зоні, у наслідку чого зміна результуючого кута з 54 до 61° приведе до зменшення вилучення порід розкриву на 32,4 %.

## **ВИСНОВКИ**

Конструкції погашення бортів повинні визначати ефективність та безпеку доробки родовища. Граничні кути нахилу бортів і глибина кар'єрів, нерозривно пов'язані з питаннями стійкості бортів кар'єру, а також є одним з важливих параметрів, що характеризують техніко-економічні показники роботи підприємства.

У зв'язку із цим – *метою роботи* є обґрунтування безпечних параметрів постановки борту в граничне положення в умовах розробки крутопохилого пластового родовища метаморфічного походження.

Проведені дослідження дозволили вирішити поставлені в роботі завдання. Основні результати досліджень:

1 проведений аналіз технології розробки ділянки "Балка Лабзунова" Васильківського родовища кварцитів.

2 проведений аналіз факторів, що визначають умови безпечної постановки борту в граничне положення.

3 за допомогою математичного та графічного моделювання по встановленню безпечних параметрів конструкції стійкого борту у граничному контурі, отримані результати:

- результуючий кут постановки борту у граничне положення залежить від факторів і параметрів погашення окремо взятого уступу  $a_p = f(a_n)$ ;

- коефіцієнт стійкості неробочого борта при максимально-допустимому куті постановки його у граничне положення має допустимі показники за критерієм коефіцієнта стійкості, який становить – 1,27.

- об'єм вилучення порід розкриву з східного борту залежить від результуючого кута укусу погашення гірничих робіт у при контурній зоні, у наслідку чого зміна результуючого кута з 54 до 61° приведе до зменшення вилучення порід розкриву на 32,4 %.