

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»  
Гірничо-металургійний факультет  
Кафедра гірничої справи

Кваліфікаційна робота допущена до  
захисту  
Гарант освітньої програми  
«Відкрита розробка родовищ»  
\_\_\_\_\_ Ольга БОГОМАЗ

## **КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА**

на здобуття освітнього ступеня бакалавр

за підсумками виконання освітньо-професійної програми  
«Відкрита розробка родовищ» за спеціальністю 184 Гірництво

**на тему «Підвищення ефективності технології і організації  
видобувних робіт в умовах Гліюватського кар'єру ПрАТ  
«ЦГЗК»**

Керівник роботи  
Консультант від бази практики

Світлана САХНО  
Ім'я ПРІЗВИЩЕ

*Кваліфікаційна робота містить результати власних досліджень. Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають посилання на відповідне джерело.*

Здобувач

Світлана ЧЕРВЯТЮК

Підсумкова оцінка за атестацію		
--------------------------------	--	--

Голова ЕК

Іван САХНО

Запоріжжя, 2025

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

Факультет	<u>гірничо-металургійний</u>
Кафедра	<u>гірничої справи</u>
Ступінь вищої освіти	<u>бакалавр</u>
Спеціальність	<u>184 Гірництво</u>
ОПП	<u>Відкрита розробка родовищ</u>

ЗАТВЕРДЖУЮ

Гарант ОПП

\_\_\_\_\_ Богомаз О.П.

«\_\_» \_\_\_\_\_ 2025р.

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ БАКАЛАВРА

Світлана Вікторівна Червятюк

1.Тема роботи: «Підвищення ефективності технології і організації видобувних робіт в умовах Гліюватського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК»

керівник роботи Світлана Володимирівна Сахно, к.т.н., доцент

затверджені наказом Університету від \_\_\_\_\_

2.Термін подання роботи: червень 2025 р.

3.Вихідні дані до роботи: навчальна література, нормативна документація; пояснювальна записка до плану розвитку гірничих робіт кар'єру ПрАТ «ЦГЗК»; типові проекти ведення буро-вибухових робіт в кар'єрі ПрАТ «ЦГЗК»; геологічно – економічну оцінку залізистих кварцитів родовища «Велика Гліюватка»; прогнозування якісних показників мінеральної сировини гірничодобувного підприємства, тощо.

4.Зміст розрахунково-пояснювальної записки: провести аналіз гірничо-геологічних умов підприємства Гліюватки; проаналізувати гірничо-технологічну інформацію що до підготовки гірських порід до виймання, для вибору бурового обладнання та вибухової речовини для підвищення ефективності технології і організації видобувних робіт

кар'єру; розрахувати та порівняти продуктивність обладнання, визначення його необхідної кількості для забезпечення виробничої потужності по корисній копалині та скельній породі, для робіт підвищення ефективності технології і організації видобувних робіт кар'єру; ознайомитись з заходами охорони праці і техніки безпеки при виконанні технологічних процесів під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом.

5.Перелік графічного (демонстраційного) матеріалу: якісні характеристики руд; хімічний склад залізистих кварцитів; рудні поклади окислених і неокислених залізистих кварцитів, що приурочені до 1, 2, 4 і 5 залізистих горизонтів Гліюватського кар'єру; рудні тіла магнетитових залізистих кварцитів кар'єру; технічні характеристики; рекомендації що до вибору параметрів виймально-транспортного обладнання; рекомендації щодо вибору моделі бульдозера для відвальних робіт; схема розташування свердловин на розкривному уступі; конструкція та параметри робочої площадки мінімальної та нормальної ширини ЕКГ; схема торцевого екскаваторного забою при відпрацюванні добувного уступу та навантаженні у залізничний транспорт; схема бульдозерного відвалоутворення.

6.Консультанти по роботі (проекту), із зазначенням розділів роботи, що стосуються їх:

Розділ	Консультант (прізвище та ініціали, посада)
1	доц. Сахно С.В.
2	доц. Сахно С.В.
3	доц. Сахно С.В.
4	доц. Сахно С.В.

## КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи
1	Розділ 1	19.05.25 – 26.05.25
2	Розділ 2	27.05.25 – 01.06.25
3	Розділ 3	02.06.25 – 21.06.25
4	Розділ 4	22.06.25 – 24.06.25
4	Висновки, перелік посилань, вступ, зміст, реферат	25.06.25 – 27.06.25
5	Подання завершеної роботи. Перевірка на академічний плагіат	28.06.25 – 29.06.25
6	Рецензування завершеної роботи. Захист	30.06.25– 05.07.25

Керівник роботи

Здобувач

Світлана САХНО

Світлана ЧЕРВЯТЮК

## АНОТАЦІЯ

*Червятюк С.В.* Підвищення ефективності технології і організації видобувних робіт в умовах Гліюватського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК».

Кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня бакалавр за спеціальністю 184 Гірництво. Освітня програма «Відкрита розробка родовищ» – ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», Запоріжжя, 2025 р.

*Мета роботи* - вибір та порівняння різних типів і моделей гірничого обладнання, розрахунок їх продуктивності та визначення необхідної кількості техніки для забезпечення заданої виробничої потужності.

*Об'єкт дослідження* – вдосконалення виробничих процесів на ПрАТ «ЦГЗК»

*Предмет дослідження* – найбільш економічне доцільне рішення відкритих гірничих розробок на Гліюватському кар'єрі, що забезпечує стабільний і якісний видобуток корисної копалини.

У першому розділі детально проаналізовано гірничо-геологічні умови Гліюватського кар'єру. Надано загальну характеристику родовища, включаючи його геологічну будову, мінералогічний склад та фізико-механічні властивості корисних копалин.

У другому розділі проаналізовано гірничо-технологічну інформацію, яка стосується підготовки гірських порід до видобутку. Проведено детальний аналіз вихідних даних, які використовуються для порівняння та підготовки до розрахункових робіт. В результаті проведеного дослідження було виявлено низку ключових аспектів, які потребують оптимізації для підвищення ефективності видобувних процесів. Всі заходи сприятимуть підвищенню загальної ефективності технології та організації видобувних робіт на Гліюватському кар'єрі ПрАТ «ЦГЗК». На основі отриманих даних було проведено розрахунок загальної кількості кар'єрного транспорту, необхідного для ефективного перевезення

гірничої маси. В результаті дослідження було розроблено рекомендації щодо оптимізації транспортних процесів, що сприятиме підвищенню загальної ефективності видобувних робіт. Це дозволить підвищити ефективність видобувних процесів, зменшити витрати на експлуатацію обладнання та забезпечити стабільну роботу кар'єру.

У третьому розділі зроблено розрахунок та порівняння продуктивності різних моделей гірничого обладнання. В результаті проведеного аналізу було розроблено рекомендації щодо вибору оптимальних моделей екскаваторів для забезпечення високої продуктивності та ефективності видобувних робіт. В результаті проведеного дослідження було здійснено порівняльний аналіз розрахункових параметрів обраних моделей гірничого обладнання для видобутку корисних копалин та скельної породи. Водночас, було порівняно продуктивність, експлуатаційні витрати та інші техніко-економічні показники різних моделей техніки. На основі отриманих даних було проведено техніко-економічний аналіз параметрів обраних моделей обладнання. Це дозволило визначити найбільш доцільні варіанти для застосування у видобувних роботах з урахуванням як технічних, так і економічних аспектів.

У четвертому розділі описані заходи з охорони праці та техніки безпеки, яких необхідно дотримуватися під час виконання технологічних процесів при розробці родовища корисної копалини відкритим способом.

У додатках до кваліфікаційної роботи представлено таблиці з технологічними параметрами та вказівками, які містять пояснення, рекомендації та довідковий матеріал для вибору оптимальних технологічних рішень.

Ключові слова: ЕКГ; КОРИСНА КОПАЛИНА; РОДОВИЩЕ; ОБЛАДНАННЯ; ТЕХНІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА; АНАЛІЗ; ЗАХОДИ.

## ЗМІСТ

ВСТУП	9
1.Аналіз гірничо-геологічних умов підприємства	11
1.1.Загальні відомості про родовище	11
1.2.Фактичний стан гірничих робіт та характеристика корисної копалини	13
2.Аналіз гірничо-технологічної інформації що до підготовки гірських порід до виймання, огляд технології і організації видобувних робіт кар'єру	18
2.1.Сутність технології відкритих гірничих робіт	18
2.2.Аналіз вихідних даних та підготовка до розрахункових робіт організації видобувних робіт Гліюватського кар'єру	22
3.Розрахунок продуктивності обладнання, забезпечення виробничої потужності для підвищення ефективності технології і організації видобувних робіт кар'єру	26
3.1.Вибір моделей виймально - транспортного обладнання	26
3.2.Визначення параметрів уступів за обраним обладнанням	28
3.3.Вибір бурового обладнання та вибухової речовини за фізико- хімічними показниками	29
3.4.Розрахунок підготовки гірських порід до виймання для моделей екскаваторів ЕКГ – 10 та ЕКГ – 20	31
3.5.Розрахунок виймально – навантажувальних робіт для моделей екскаваторів ЕКГ -10 та ЕКГ – 20	47
3.6.Розрахунок транспортування кар'єрних вантажів для моделей екскаваторів ЕКГ -10 та ЕКГ – 20	51

3.7.Розрахунок відвалоутворення розкривних порід для моделей екскаваторів ЕКГ -10 та ЕКГ – 20	57
3.8.Аналіз та результати розрахункових параметрів обраних моделей по корисній копалині та скельній породі	60
3.9.Порівняльний технічно - економічний аналіз параметрів обраних моделей техніки	66
4.Заходи з охорони праці і техніки безпеки при виконанні технологічних процесів під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом	75
4.1.Вимоги до працівників	76
4.2.Загальні вимоги безпеки під час ведення гірничих робіт	76
4.3.Вимоги безпеки під час проведення бурових робіт	78
4.4.Вимоги безпеки під час роботи одноківшевих екскаваторів	78
4.5.Вимоги безпеки під час проведення бурових робіт	79
4.6.Основні вимоги правил безпеки на автотранспорті	80
4.7.Безпека проведення підривних робіт	81
4.8.Правила безпеки при виробництві відвальних робіт	82
4.9.Провітрювання кар'єрів	83
ВИСНОВКИ	85
Додатки	89
Перелік графічного матеріалу креслення виробничих процесів	93
Перелік використаних джерел	98
Протокол перевірки на плагіат	

## ВСТУП

Сучасний стан гірничовидобувної промисловості України характеризується зниженням виробничих потужностей кар'єрів, погіршенням техніко-економічних показників та значною заборгованістю по розкривних роботах. Одним із напрямків підвищення ефективності розробки залізородних кар'єрів відкритим способом є покращення якості проєктних рішень, удосконалення використання техніки та технології як видобутку сировини, так і її переробки [3].

Україна володіє значними покладами корисних копалин, серед яких провідні позиції займають видобуток залізних і марганцевих руд, нерудних корисних копалин, та різних видів неметалевої сировини [3].

Прогресивний відкритий спосіб розробки родовищ корисних копалин буде розвиватися далі тільки завдяки значному покращенню економічних показників, що базується на вдосконаленні техніки, яка використовується, організації гірничого виробництва, а також впровадженні природоохоронних та ресурсозберігаючих технологій.

Проаналізувавши об'єкт дослідження - виробничі процеси на гірничовидобувному підприємстві ПрАТ «ЦГЗК», гірничо-технологічну інформацію, щодо підготовки гірських порід до виймання, будуть визначені ключові напрямки для підвищення ефективності технології та організації видобувних робіт на Гліюватському кар'єрі. Проведений аналіз дозволяє запропонувати вдосконалення в процеси видобутку та переробки мінеральної сировини, що сприятиме оптимізації виробничих показників, яке забезпечить не лише підвищення ефективності видобутку, але й сприятиме стійкому розвитку та зменшенню витрат гірничого підприємства.

Гліюватський кар'єр ПрАТ «ЦГЗК» є одним з провідних підприємств гірничовидобувної промисловості України, що спеціалізується на видобутку залізної руди відкритим способом. В умовах сучасної

економіки та зростаючих вимог до ефективності виробництва, підвищення продуктивності та оптимізація технологічних процесів стають ключовими завданнями для підприємства і саме тому ці питання розглянуті у кваліфікаційній роботі.

Метою кваліфікаційної роботи є аналіз існуючих гірничо-геологічних умов Гліюватського кар'єру, оцінка наразі використовуваних технологічних процесів підготовки гірських порід до виймання, вибір оптимального бурового обладнання та вибухових речовин, а також розробка нових заходів для підвищення ефективності технології та організації видобувних робіт кар'єру.

Особлива увага приділяється в роботі розрахунку та порівнянню продуктивності обладнання, визначення його необхідної кількості для забезпечення виробничої потужності по корисній копалині та скельній породі, для робіт підвищення ефективності технології і організації видобувних робіт кар'єру, а також заходам з техніки безпеки.

Кваліфікаційна робота містить результати власних досліджень, порівняльний технічно-економічний аналіз параметрів моделей техніки, розробку рекомендацій та практичних заходів, які дозволять підвищити ефективність виймально-навантажувальних робіт та забезпечити стійкий розвиток підприємства.

Впровадження запропонованої техніки для більш ефективного видобутку корисних копалин Гліюватського кар'єру за допомогою сучасних технологій дозволить оптимізувати експлуатаційні витрати, збільшити вихід гірничої маси з одного метра свердловини та знизити загальну собівартість видобутку.

Використання сучасних технологій та вдосконалення бурових і вибухових робіт не лише оптимізує витрати та підвищує ефективність видобутку, але й забезпечує сталий розвиток кар'єру, сприяючи його довгостроковій продуктивності та економічній вигоді.

# 1. АНАЛІЗ ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВ ПІДПРИЄМСТВА

## 1.1. Загальні відомості про родовище

Родовище «Велика Глеюватка» знаходиться в південній насувній зоні Саксаганського рудного поля, в адміністративному відношенні знаходиться в м. Кривий Ріг Дніпропетровської області [1].

Рудні тіла родовища «Велика Глеюватка» складаються з окислених і неокислених залізистих кварцитів, які приурочені до 1, 2, 4 і 5 залізистих горизонтів (рис. 1.1.-1.2.).

За речовинним складом та технологічними властивостями залізородна сировина поділяється на два технологічні типи. Перший тип включає неокислені силікат-магнетитові кварцити, другий – окислені силікат-гематит-мартитові кварцити [1].

Неокислені кварцити родовища представлені карбонат-силікат-магнетитовими та карбонат-магнетитовими різновидами, які знаходяться в центральній частині пластів. Периферійні частини складаються з магнетит-карбонат-силікатних (малорудних) кварцитів. У другому та четвертому залізистих горизонтах присутні залізослюдково-магнетитові різновиди [2].

Серед неокислених кварцитів родовища виділяють магнетитові, силікат-магнетитові, карбонат-силікат-магнетитові та гематит-магнетитові різновиди за мінеральним складом. Основними породоутворюючими мінералами є кварц, магнетит, карбонати та силікати. Силікати представлені хлоритом, біотитом, а карбонати – сидероплезитом, кальцитом і доломітом [1].

Окислені залізисті кварцити представлені гетит-мартитовими, гетит-гематит-мартитовими та мартитовими різновидами. Верхня частина залізистих горизонтів окислена, а кора вивітрювання площинного і лінійного типу простежується на глибинах від 40 до 500 метрів [2].

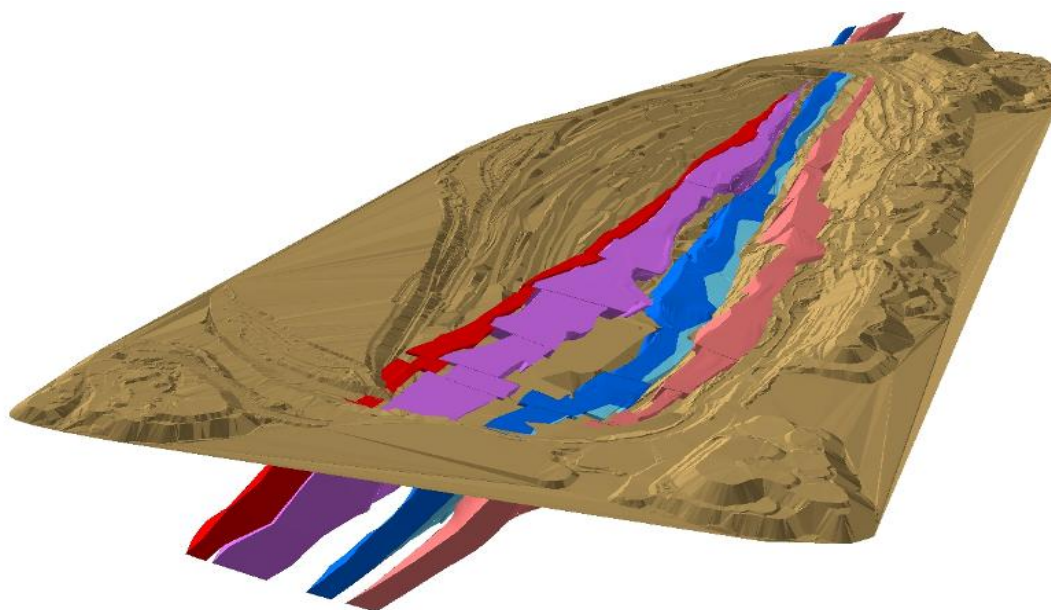


Рисунок 1.1. - Рудні поклади окислених і неокислених залізистих кварцитів, що приурочені до 1, 2, 4 і 5 залізистих горизонтів

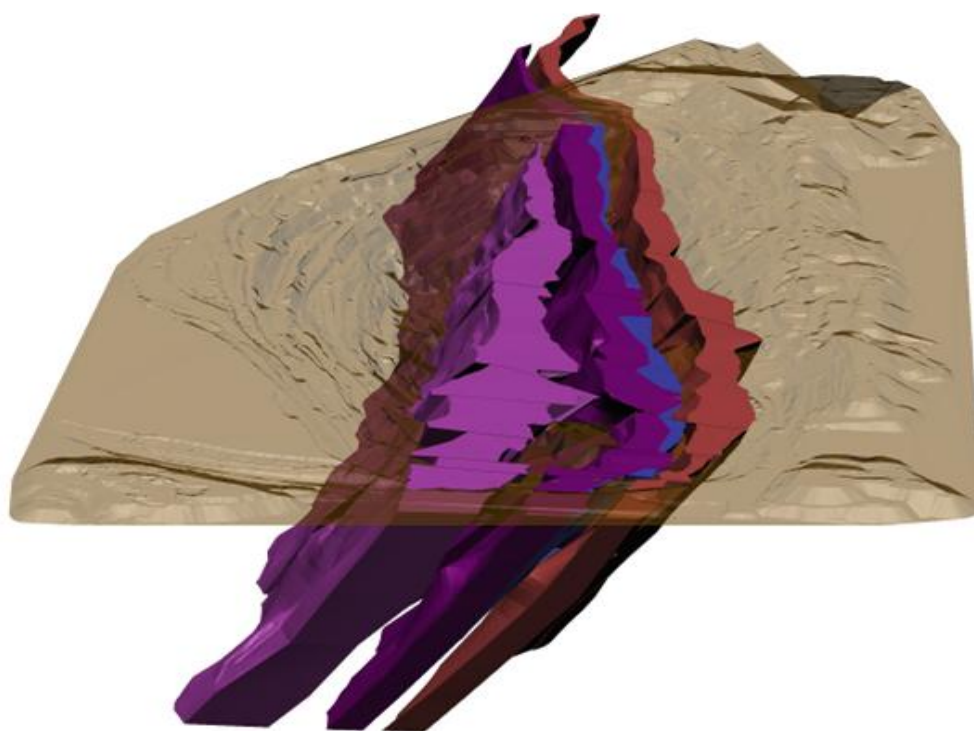


Рисунок 1.2. - Рудні тіла магнетитових залізистих кварцитів

## 1.2. Фактичний стан гірничих робіт та характеристика корисної копалини

Кар'єр №1 розробляє залізисті кварцити родовища «Велика Глеюватка» з I, II та IV залізистих горизонтів, які представлені магнетитовими та окисленими рудами. Наразі видобуваються та переробляються лише магнетитові руди [1].

Станом на 01.01.2016 року площа кар'єру складала 520 га, абсолютна відмітка нижнього горизонту – -300 м, ширина кар'єру – 1600 м, довжина – 4200 м, глибина – 400 м. Площа території родовища становить 612,0 га [1].

Розробка родовища проводиться уступами із застосуванням одноківшевих екскаваторів, які завантажують породу в автомобільний і залізничний транспорт для доставки порожніх порід у відвали, а руди – на фабрику.

Гірничі роботи з видобутку магнетитових руд і виймання розкривних та вміщуючих порід здійснюються буро-підривними роботами. Навантаження підірваної гірничої маси здійснюється кар'єрними екскаваторами ЕКГ- 8 та ЕКГ-10 в автосамоскиди вантажопідйомністю 120 -130 т і залізничний транспорт, представлений вагонами 2ВС - 105 вантажопідйомністю 105 т і тепловозами 2ТЕ - 10М. Складування розкривних порід у відвал у кар'єрі № 2 проводиться екскаваторами ЕШ-10/50 і ЕШ - 6,5/45.

Дроблення руди і скельних розкривних порід здійснюється буро-підривним способом. Буріння свердловин проводиться верстатами шарошечного буріння СБШ - 250МН [1].

Видобувні роботи в основному ведуться на нижніх горизонтах. Розробка розкривних порід верхніх горизонтів здійснюється з безпосереднім навантаженням у залізничний транспорт.

Висота уступів для розробки пухких порід становить 10 м, скельних порід вище горизонту - 110 м – 15 м, нижче горизонту - 110 м – 12 м. У таблиці 1.1. наведені основні кількісні показники параметрів рудних тіл всіх залізистих горизонтів [2].

Таблиця 1.1. - Характеристики потужності та коефіцієнтів варіації покладів залізистих кварцитів родовища «Велика Глеюватка»

Показники	Горизонти гірничих робіт				
	-5	-110	-230	-350	-425
1	2	3	4	5	6
$Sx^{5f}m_{cp}$	29	29	35	41	43
$\sigma$	23	27	28	30	35
V	78%	91%	80%	74%	82%
$Sx^{4f}m_{cp}$	68	75	72	66	69
$\sigma$	44	41	38	36	29
V	64%	53%	54%	55%	48%
$Sx^{2f}m_{cp}$	39	47	49	49	54
$\sigma$	27	23	28	25	24
V	65%	53%	58%	54%	43%
$Sx^{1f}m_{cp}$	31	32	37	54	56
$\sigma$	15	14.7	22.6	44	39
V	37%	49%	63%	89%	75%

Через це запаси руди і кількість розкривних порід у проектних контурах кар'єру підраховано методом горизонтальних розрізів. Експлуатаційні запаси руди в контурах відпрацьованої частини кар'єру визначені з урахуванням втрат та засмічення на рівні 4%.

Запаси руди і кількість розкривних порід станом на 01.01.2016 року в контурах відпрацьованого простору наведені в таблиці 1.2. [2].

Таблиця 1.2. – Основні показники розробки кар'єру станом на 01.01.2016 року

Найменування показників	Одиниці виміру	Значення
1. Балансові запаси	тис. т	178899
2. Промислові запаси руди у контурі кар'єру	тис. т	227176.5
3. Втрати при видобутку руди (4%)	тис. т	9089.98
4. Засмічення при видобутку руди (4%)	тис. т	9089.98
5. Експлуатаційні запаси	тис. т	227178.5
6. Об'єм розкривної маси у контурі кар'єру:	тис. м <sup>3</sup>	531526.4
у т.ч. скельних розкривних порід	тис. м <sup>3</sup>	404672.8
насипних розкривних порід	тис. м <sup>3</sup>	101045.3
пухких розкривних порід	тис. м <sup>3</sup>	25823.3
7. Середній коефіцієнт розкривної маси	м <sup>3</sup> /т	2.34
8. Термін забезпечення кар'єру запасами	рік	40

Оцінка складності рудних тіл визначалася за мінливістю їх потужності, переривчатістю зруденіння та складністю конфігурації рудних контурів. Характер якісних показників основних параметрів рудних покладів наведений у таблиці 1.3. [2].

Таблиця 1.3. – Якісна характеристика руд у Глеюватському кар'єрі

Календарний план гірничих робіт, рік	Вміст заліза у масиві, %		Вміст заліза у добутий руді, %	
	заг.	магн.	заг.	магн.
2016	33,51	21,82	33,02	21,00

2017	34,35	20,92	34,43	20,32
2018	32,35	21,28	31,78	20,51
2019	31,80	22,07	31,7	21,39
2020	32,05	22,47	31,71	21,68
2021	32,15	22,58	31,86	21,84
2022	32,01	22,73	31,42	21,91
2023	32,74	21,79	32,36	21,16
2024	31,97	21,96	31,75	21,23
2025	31,96	19,68	31,57	19,08
2026-2030	32,61	21,85	32,19	21,17

Структура рудних прошарків є поліквадратично-звивистою, петельчасто-зростковою та стрічковою. Водночас домінує дрібно- і тонковкраплена структура магнетиту в рудних та змішаних прошарках. Форма та розміри рудних зерен (від 0,01 - 0,4 до 1,2 мм) та агрегатів (мартиту і магнетиту) сприятливі для розкриття рудної фази при крупності 0,07 мм [3].

На даний час видобутку та переробці підлягають тільки неокислені залізисті кварцити, у таблиці 1.4. представлений хімічний склад цього виду мінеральної сировини [4].

Таблиця 1.4. - Хімічний склад неокислених залізистих кварцитів

Компоненти, %	Стратиграфічний індекс пласта		
	Sx <sup>1f</sup>	Sx <sup>2f</sup>	Sx <sup>4f</sup>
Fe заг	29,89	33,79	32,46
Fe магн	16,65	25,75	19,85
SiO <sub>2</sub>	43,21	40,97	43,35
TiO <sub>2</sub>	0,13	0,085	0,06
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,75	1,6	1,99
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	19,6	28,8	24,88
FeO	20,79	17,7	19,34
MnO	0,13	0,124	0,13
MgO	2,6	2,88	2,57
CaO	2,68	1,88	0,67
Na <sub>2</sub> O	0,17	0,144	0,14
K <sub>2</sub> O	0,94	0,187	0,19
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,25	0,18	0,73
SO <sub>3</sub>	0,34	0,345	0,25
CO <sub>2</sub>	4,96	5,12	5,52
H <sub>2</sub> O	2,42	0,192	0,22
Сума оксидів	100	100	100

## 2. АНАЛІЗ ГІРНИЧО–ТЕХНОЛОГІЧНОЇ ІНФОРМАЦІЇ ЩОДО ПІДГОТОВКИ ГІРСЬКИХ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ, ОГЛЯД ТЕХНОЛОГІЇ І ОРГАНІЗАЦІЇ ВИДОБУВНИХ РОБІТ КАР'ЄРУ

### 2.1. Сутність технології відкритих гірничих робіт

Гірничі роботи включають в себе комплекс процесів з проведення гірничих робіт та видобування корисних копалин і пустих порід [5].

Дослідивши особливості виконання робіт на об'єкті, було з'ясовано що корисна копалина залягає горизонтально, похило або круто. Під час проведення відкритих гірничих робіт для видобування корисної копалини необхідно видалити пусті породи, що покривають корисну копалину, при цьому нижня частина і підшва покладу не розробляються.

Залежно від типу обладнання, що використовується на Гліюватському кар'єрі, застосовують екскаваторний і гідравлічний методи проведення відкритих гірничих робіт. При екскаваторному методі використовують у кар'єрі різне обладнання – бурові установки, розпушувачі, екскаватори, навантажувачі, скрепери, бульдозери.

Для оцінки економічної ефективності відкритих гірничих робіт використовують такі техніко-економічні показники: місячна продуктивність по корисній копалині, яка визначає обсяг видобутої сировини за певний період; витрати на видобуток 1 м<sup>3</sup> розкриву, що включають витрати на видалення пустих порід; собівартість видобутку корисної копалини, яка враховує всі витрати, пов'язані з процесом видобування; капітальні витрати на 1 т корисної копалини, що включають інвестиції в обладнання та інфраструктуру; річний прибуток, який показує загальний дохід від видобутку за рік; рентабельність кар'єру, що визначає ефективність використання ресурсів і прибутковість підприємства [5].

Усі розглянуті виробничі процеси взаємопов'язані та утворюють ланки єдиного безперервного технологічного комплексу відкритих гірничих робіт [5].

Підривні роботи кар'єру мають комплекс взаємопов'язаних операцій: вибір методу підривних робіт та вибухових матеріалів, які включають вибухові речовини і засоби підривання; розробка схем розташування зарядів; визначення кількості кожного заряду; встановлення засобів і методів послідовності підривання тощо [6].

Буріння вибухових свердловин включає руйнування порід буровим інструментом та видалення бурового шламу на поверхню. Ефективність буріння вибухових свердловин визначається швидкістю буріння, яка залежить від опору породи руйнуванню, типу і форми бурового інструменту, способу його впливу на забій свердловини, зусиль і швидкості впливу, діаметру свердловини, а також способу та швидкості видалення бурового дріб'язку. Усі ці фактори визначають технологічні параметри бурових установок, які обирають відповідно до буримості породи [5].

Для буріння вибухових свердловин використовують станки обертального буріння з ріжучими коронками (типу СБР), шарошечними долотами (типу СБШ) та ударно-обертального буріння із заглибним пневмоударником (типу СБУ) [5].

Для буріння свердловин Гліюватського кар'єру у міцних породах застосовується шарошечне буріння. У шарошечних станках типу СБШ як породоруйнуючий інструмент використовуються долота з зуб'ями або штирями, армованими твердим сплавом. Під час обертання долота зуб'я або штирі сколюють частинки породи, які видаляються з забою свердловини стислим повітрям.

Варто зазначити, що від якості дроблення порід значною мірою залежать продуктивність навантажувального та транспортного

устаткування, а також витрати на розробку. Підривні роботи на кар'єрах повинні забезпечувати необхідний ступінь дроблення гірської маси [6].

Процес вибуху характеризується великою концентрацією енергії в об'ємі вибухової речовини, надзвуковою швидкістю її виділення з утворенням великої кількості газів (600 – 1000 л/кг), нагрітих до температури 2500 – 4500 К, і ударною хвилею. Для заряджання свердловин застосовуються зарядні машини різних конструкцій [5].

Одним із найважливіших параметрів є швидкість детонації – вона характеризує детонаційну здатність вибухових речовин (ВР) і є їх паспортним показником. Швидкість детонації використовується для розрахунків параметрів вибуху та контролю якості промислових ВР. Водночас вона залежить від багатьох чинників, основні з яких: склад і фізико-хімічні властивості ВР; діаметр заряду; щільність заряджання ВР; наявність оболонки; тип і сила ініціюючого імпульсу [7].

Наприклад промислові вибухові речовини повинні мати знижену чутливість до зовнішніх впливів, бути безпечними в обігу, транспортуванні та зберіганні, мати відносно невисоку вартість і не чинити шкідливого впливу на організм людини. Вони також мають бути придатні для механізованого заряджання та мати достатню водостійкість для використання в обводнених свердловинах [7].

Виймально-навантажувальні роботи в кар'єрі призначені для видобутку гірничої маси з вибою та її завантаження в транспортні засоби або переміщення безпосередньо до перевантажувальних пунктів чи відвалу. Ці операції є ключовими для забезпечення безперервного процесу видобутку та транспортування корисних копалин. Для виконання виймально-навантажувальних робіт на відкритих розробках використовують однокішові екскаватори, які завдяки своїй конструкції та потужності здатні ефективно виконувати завдання з видобутку та навантаження гірничої маси. Вони

забезпечують високу продуктивність і точність робіт, що є важливим для оптимізації всього виробничого процесу [6].

Передусім до основних технологічних характеристик одноківшових екскаваторів належать місткість ковша, продуктивність, геометричні розміри робочого обладнання, габарити, потужність, маса. Робочими параметрами є радіус, висота черпання (глибина) і розвантаження, які залежать від довжини рукояті та стріли, кута їх нахилу, типу екскаватора і безпосередньо впливають на параметри виймальної заходки [6].

Для виконання розрахункових робіт буде застосовано такі різновиди продуктивності екскаваторів:

1. Теоретична (паспортна) продуктивність коли обсяг гірничої маси (в тоннах або кубічних метрах), який можна видобути за одиницю часу при безперервній роботі екскаватора, виходячи з його конструктивних характеристик. Цей показник враховує максимальні можливості екскаватора за ідеальних умов, без урахування зовнішніх факторів, що можуть вплинути на процес видобутку [5].

2. Технічна продуктивність при максимальній кількості роботи, яку екскаватор може виконати за годину безперервної роботи в певних гірничотехнічних умовах. Цей показник враховує реальні умови експлуатації, такі як тип породи, глибина залягання корисної копалини, та інші фактори, що впливають на ефективність роботи екскаватора.

3. Експлуатаційна продуктивність екскаватора враховує робочий час, включаючи організаційні та технологічні простої, такі як приймання зміни, огляд і змазка вузлів, очікування рухомого складу тощо. Цей показник відображає реальну продуктивність екскаватора в умовах щоденної експлуатації, враховуючи всі можливі перерви та затримки в роботі [5].

Для транспортування гірничої маси на кар'єрі використовують різні види транспорту, серед яких автомобільний та залізничний транспорт. Автомобільний транспорт включає вантажні автомобілі-самоскиди, які

забезпечують високу мобільність і гнучкість у перевезеннях. Залізничний транспорт дозволяє перевозити великі обсяги гірничої маси на значні відстані з меншими витратами. Тип виймально-навантажувального обладнання, такого як екскаватори та навантажувачі, має значний вплив на вибір транспортних засобів та організацію їх експлуатації.

Від правильного вибору обладнання залежить ефективність всього процесу транспортування, що впливає на продуктивність і економічність роботи кар'єру [6].

Недоліки автомобільного транспорту включають зниження ефективності при збільшенні відстані транспортування, залежність від кліматичних умов, високу вартість великовантажних автосамоскидів, великі експлуатаційні витрати та значні витрати на транспортування 1 тонни гірської маси [5].

Процес відвалоутворення в кар'єрі включає зведення початкових відвальних насипів, розвантаження, складування розкритих порід, планування поверхні відвалу і переміщення транспортних комунікацій.

Таким чином переміщення транспортних комунікацій на відвалі відбувається аналогічно до переміщення тимчасових шляхів на кар'єрі. Це здійснюється періодично після завершення відсипки відвальної заходки [5].

## 2.2. Аналіз вихідних даних та підготовка до розрахункових робіт організації видобувних робіт Гліюватського кар'єру

Основним показником ефективності будь-якого підприємства є його виробнича потужність. Таким чином виробнича потужність кар'єру визначається потенційною продуктивністю з видобутку корисних копалин та гірничої маси [6].

У роботі будуть розглянуті процеси видобутку, вибухові роботи, буріння та транспортування. Для цього знадобиться спеціальне обладнання: бурові станки, екскаватори та автоскиди. Буріння вибухових свердловин здійснюється за допомогою наявних на кар'єрі бурових установок СБШ-250, які дозволяють бурити як вертикальні, так і похилі свердловини.

Для виконання вибухових робіт буде використано вибухову речовину, обрану за фізико-хімічними показниками. Оскільки в кар'єрі переважають міцні породи (за шкалою проф. М.М. Протод'яконова) та розробляються достатньо обводнені породи, вибираємо вибухову речовину Україніт ПП-2. Основними перевагами цієї вибухової речовини є безпека використання, водостійкість яка дає змогу працювати в умовах високої вологості і можливість легко змінювати її властивості з урахуванням структурно-міцнісних характеристик породного масиву, а також має високу теплоту вибуху, що забезпечує ефективне руйнування гірських порід [8].

Тому спираючись на технічні характеристики наведені в таблиці 2.1. було обрано тип вибухової речовини: Україніт ПП-2 та конструкцію зарядів – суцільні заряди вибухових свердловин [7].

Таблиця 2.1. - Технічна характеристика вибухової речовини

Найменування показників	Одиниці виміру	Україніт ПП-2
Густина заряджання ВР	кг /м <sup>3</sup>	1100
Питома витрата ВР	кг /м <sup>3</sup>	0,4
Теплота вибуху	кДж/кг	2950
Швидкість детонації	м/с	4900

Видобувні роботи ведуться на нижніх горизонтах. Вся руда з вибоїв та частина розкривних порід доставляються автосамоскидами на перевантажувальні пункти горизонтів 68 м та 100 м, де вони перевантажуються на залізничний транспорт. Далі руда транспортується на фабрику, а скельний розкрив – на дамбу хвостосховища [1].

Визначимо загальну тривалість одного транспортного циклу, порахуємо фактичну масу вантажу, яку перевозять автосамоскиди, та отримаємо результати загальної кількості кар'єрного транспорту, що використовується в кар'єрі для ефективного перевезення гірничої маси.

Це буде здійснено за допомогою екскаваторів, запропонованих для видобувально-навантажувальних робіт, які будуть розглянуті в кваліфікаційній роботі.

Для цього посилаємось на таблицю 2.2. – вихідні данні для виконання розрахунків.

Оптимізація видобувних процесів у рамках мого дослідження дозволить зменшити витрати на транспортування гірничої маси та підвищити загальну продуктивність, що сприятиме в цілому ефективності технології та організації видобувних робіт у Гліюватському кар'єрі ПрАТ «ЦГЗК».

Таблиця 2.2. – Вихідні данні для виконання розрахунків

Вихідні данні	
Кути падіння покладу, град.	70
Кути нахилу борта кар'єру зі сторони лежачого боку покладу, град.	40
Кути нахилу борта кар'єру зі сторони висячого боку покладу, град.	41
Строк існування кар'єру, років	50
Розкривні породи	Вивітрілий кварцит

Порода корисної копалини	Кварцит
Об'ємна вага розкривних порід, т/ м <sup>3</sup>	2,2
Об'ємна вага корисної копалини, т/ м <sup>3</sup>	2,4
Коефіцієнт міцності по Протод'яконову $f_{кк}$	16
Коефіцієнт міцності по Протод'яконову $f_{ск}$	12
Проектна річна потужність кар'єру $A_{кк}$ , млн.т/рік	25
Проектна річна потужність кар'єру $A_{ск}$ , млн.т/рік	19
Густина $u_{кк}$ , т/м <sup>3</sup>	3,3
Густина $u_{ск}$ , т/м <sup>3</sup>	3,1
Середньозважена відстань транспортування $L_{кк}$ , км	5
Середньозважена відстань транспортування $L_{ск}$ , км	9
Берма безпеки $C$ , м	3
Кут укосу уступу, $\alpha$	70
Режим роботи кар'єру, $T_{зм}$	12 годин
Кількість змін на добу, $N_{зм}$	2 зміни
Безперервний робочий тиждень: 30 діб на місяць, 12 місяців на рік, $N_{рд} = 360$ діб	

На основі аналізів теоретичних і практичних аспектів вирішення технологічних завдань, пов'язаних з обґрунтуванням оптимальної виробничої потужності кар'єру і параметрів щодо розкриття робочих горизонтів. Мета роботи полягає в оцінці найбільш економічно вигідних та екологічно безпечних рішень для умов відкритої розробки родовища Гліюватського кар'єру .

### 3. РОЗРАХУНОК ПРОДУКТИВНОСТІ ОБЛАДНАННЯ, ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ВИРОБНИЧОЇ ПОТУЖНОСТІ ДЛЯ ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ТЕХНОЛОГІЇ І ОРГАНІЗАЦІЇ ВИДОБУВНИХ РОБІТ КАР'ЄРУ

#### 3.1. Вибір моделей виймально - транспортного обладнання

Процес формування комплексу технологічного обладнання розпочинається з вибору виймально-навантажувальних машин. Робочі параметри та продуктивність цих машин мають вирішальне значення для подальшого вибору обладнання, яке буде використовуватися в суміжних виробничих процесах [8].

Одним з ключових етапів є визначення параметрів уступів, таких як висота та кут укосу. Ці параметри залежать від робочих характеристик обраного виймального обладнання та властивостей гірських порід, що підлягатимуть екскавації.

Для вибору оптимальної моделі екскаватора необхідно провести детальні розрахунки, які враховують різні технічні та експлуатаційні параметри. Ці розрахунки дозволяють оцінити ефективність використання екскаватора в умовах конкретного кар'єру. А тип транспорту вибирається з урахуванням умов кар'єру, відстані перевезення та інших експлуатаційних факторів [8].

Для проведення розрахунків та вибору обладнання використовуються дані наведені у додатках. Ці дані містять інформацію про технічні характеристики різних моделей екскаваторів, транспортних засобів та інших елементів технологічного обладнання.

Використання цих даних дозволяє зробити обґрунтований вибір та забезпечити ефективну роботу кар'єру.

Для виконання розрахункової частини будуть використані формули з наведених джерел: [5], [6], [8], [10], [12], [18].

Річна продуктивність кар'єра по гірничій масі:

$$A_{GM} = A_{KK} + A_{CK} = 25 + 19 = 44 \text{ млн.т/рік} \quad (3.1)$$

Середня відстань транспортування:

$$\frac{(L_{KK} + L_{CK})}{2} = \frac{(5 + 9)}{2} = 7 \text{ км} \quad (3.2)$$

Беручи до уваги рекомендовані параметри виробничих процесів гірничих робіт відкритим способом, наведені у додатках, було вирішено обрати для порівняння два типи екскаваторів: ЕКГ-10 та ЕКГ-20. Ці моделі екскаваторів мають різні технічні характеристики, що дозволяє оцінити їх ефективність у різних умовах видобувних робіт [10].

Екскаватор ЕКГ-10 має місткість ковша  $10 \text{ м}^3$  і використовується для відкритих гірничих робіт, включаючи видобуток корисних копалин та розкритих порід, їх розробку та завантаження у транспортні засоби. Це дозволяє адаптувати екскаватор до різних умов роботи та забезпечити високу продуктивність [8].

Екскаватор ЕКГ-20 має місткість ковша  $20 \text{ м}^3$  і забезпечує високу продуктивність та ефективність видобувних робіт, що робить її оптимальним вибором для великих кар'єрів.

Таблиця 3.1. - Технічні характеристики обладнання

Технічні характеристики:	ЕКГ- 10	ЕКГ- 20
Місткість ковша, $\text{м}^3$	10 $\text{м}^3$	20 $\text{м}^3$
Максимальний радіус черпання, м	14,5 м	22,6 м
Максимальна висота черпання, м	10,3 м	10,5 м
Висота уступу $H_y$ , м	12	15
Модель бурового станка	СБШ-250-32	СБШ-250-32
Діаметр бурового долота, $\varnothing$	243	269

### 3.2. Визначення параметрів уступів за обраним обладнанням

Оптимальна висота уступу є ключовим параметром, який забезпечує мінімальні витрати на розробку родовища при безпечному веденні гірничих робіт. Вона дозволяє ефективно використовувати робочі параметри виймального обладнання, знижуючи витрати на експлуатацію та підвищуючи загальну продуктивність видобувних процесів. Визначення оптимальної висоти уступу враховує фізико-механічні властивості порід, параметри виймального обладнання та інші чинники, що впливають на безпеку та ефективність робіт [11].

Для визначення висоти уступів використовуються робочі параметри обраного обладнання, зокрема екскаваторів. Висота уступу повинна відповідати технічним характеристикам екскаваторів, забезпечуючи їх ефективну роботу та безпеку ведення гірничих робіт. Наприклад, для екскаваторів ЕКГ-10 та ЕКГ-20 висота уступу визначається з урахуванням місткості ковша, вантажопідйомності та інших технічних параметрів [10].

Визначаємо висоту уступів за обраним обладнанням для екскаваторів:

$$H_y \leq 1,5 \cdot H_{ч\text{ MAX}}, \text{ м} \quad (3.3)$$

де  $H_{ч\text{ MAX}}$  – максимальна висота черпання кар'єрного екскаватора, м.

Для екскаватора ЕКГ-10 приймаємо  $H_y = 12$  м

Для екскаватора ЕКГ-20 приймаємо  $H_y = 15$  м

Далі обираємо кут укосу уступу та ширину призми можливого обрушення уступу для уступу висотою 15, 12 м;  $\alpha_y = 70^\circ$ ;  $C = 3$  м.

Кут укосу уступу визначатимемо залежно від висоти уступу та міцності порід згідно додатка таблиці 2.

### 3.3. Вибір бурового обладнання та вибухової речовини за фізико-хімічними показниками

На міцних породах, які потребують розпушення перед вийманням, екскаваторний блок ділиться на буровибухові блоки. Це робиться для кращої організації робіт у межах екскаваторного блоку та кар'єру в цілому. Такий підхід дозволяє ефективно планувати та виконувати видобувні роботи, забезпечуючи безпеку та продуктивність. Оскільки при попередньому аналізі вихідних даних встановлено, що розробці підлягають міцні породи, ефективним способом їх підготовки до виймання залишаються вибухові роботи. Вибухові роботи дозволяють розпушити міцні породи, полегшуючи їх подальше виймання та транспортування. Це забезпечує високу продуктивність та ефективність видобувних процесів [15].

Тип та модель бурового станка обираються залежно від фізико-механічних властивостей порід, що буряться, виробничої потужності кар'єру та прийнятих моделей екскаваторів. Для більш потужних екскаваторів, місткість ковша яких допускає підвищену крупність підірваної гірничої маси, необхідно використовувати бурові станки з долотами підвищеного діаметру. Це дозволяє забезпечити ефективне буріння та підготовку порід до вибухових робіт. При виборі бурового обладнання та плануванні буровибухових робіт спираємося на дані, наведені у додатку таблиці 3. Ці дані містять інформацію про технічні характеристики бурових станків, долот та інших елементів бурового обладнання. Використання цих даних дозволяє зробити обґрунтований вибір та забезпечити ефективну роботу кар'єру [8].

Перетворюємо задані величини виробничої потужності кар'єру по корисній копалині та розкриву у більш зручний для розрахунків вигляд:

$$A_{KK} = \frac{A_{KK} (\tau)}{y_{KK} (\tau/\text{мЗ})}, (\text{м}^3) \quad (3.4)$$

$$A_{KK} = \frac{25\,000\,000}{3,3} = 7575757,6 \text{ м}^3 \text{ (далі 7,6 млн м}^3\text{)}$$

$$A_{СК} = \frac{A_{СК} (\tau)}{y_{СК} (\tau/\text{мЗ})}, (\text{м}^3) \quad (3.5)$$

$$A_{СК} = \frac{19\,000\,000}{3,1} = 6129032,2 \text{ м}^3 \text{ (далі 6,1 млн м}^3\text{)}$$

$$A_{ГМ} = A_{KK} + A_{СК} \quad (3.6)$$

$$A_{ГМ} = 7,6 + 6,1 = 13,7 \text{ млн м}^3/\text{рік}$$

Маючи розраховану річну виробничу потужність гірничої маси ( $A_{ГМ}$ ) та задані значення міцності порід, обираємо рекомендовану модель бурового обладнання для буріння вибухових свердловин. Як результат обрано станок шарошкового буріння СБШ-250, який забезпечує ефективне буріння вибухових свердловин. Для порівняння використовуються різні діаметри бурового долота, що дозволяє оцінити їх ефективність у різних умовах.

За умовами розрахунку передбачено багаторядне підривання, при якому кількість рядів вибухових свердловин ( $N_p$ ) становить 3. Схема комутації зарядів у вибуховому блоці є діагональною з короткосповільненим підриванням. Інтервал сповільнення між групами зарядів становить 25 мс, що забезпечує ефективне розпушення порід та мінімізацію ризиків [10].

Для проведення вибухових робіт було обрано тип вибухової речовини Україніт ПП-2, яка має високі фізико-хімічні показники та забезпечує ефективне розпушення міцних порід. Конструкція зарядів

передбачає використання суцільних зарядів вибухових свердловин, що дозволяє забезпечити рівномірне розпушення порід та підвищити продуктивність видобувних робіт [10].

#### 3.4. Розрахунок підготовки гірських порід до виймання для моделей екскаваторів ЕКГ – 10 та ЕКГ – 20

Для ефективного проведення вибухових робіт необхідно визначити діаметр заряду вибухової речовини (ВР). Діаметр заряду залежить від кількох факторів, включаючи фізико-механічні властивості порід, виробничу потужність кар'єру та технічні характеристики бурового обладнання [11].

Визначаємо діаметр заряду ВР:

$$d_3 = K_P \cdot d_D, \text{ м} \quad (3.7)$$

де  $K_P$  - коефіцієнт розширення свердловини, що залежить від міцності ступеня тріщинуватості гірських порід;

$d_D$  - діаметр долота, коронки або різця обраного бурового обладнання, м.

$$K_P = 1,06 - (f_{KK} - 2) \cdot 0,003 = 1,06 - (16 - 2) \cdot 0,003 = 1,018$$

$$K_P = 1,06 - (f_{СК} - 2) \cdot 0,003 = 1,06 - (12 - 2) \cdot 0,003 = 1,03$$

Для діаметру  $\varnothing 243$  заряду ВР:

$$D_{3KK} = K_P \cdot d_D = 1,018 \cdot 0,243 = 0,247 \text{ м}$$

$$D_{3СК} = K_P \cdot d_D = 1,03 \cdot 0,243 = 0,250 \text{ м}$$

Для діаметру  $\varnothing 269$  заряду ВР:

$$D_{3KK} = K_P \cdot d_D = 1,018 \cdot 0,269 = 0,273 \text{ м}$$

$$D_{3СК} = K_P \cdot d_D = 1,03 \cdot 0,269 = 0,277 \text{ м}$$

Для зарядів першого ряду свердловин обчислюють значення опору по підшві, що відповідає безпечним умовам роботи бурового

обладнання на уступі. Це значення визначається на основі фізико-механічних властивостей порід та технічних характеристик бурового обладнання. Врахування цих параметрів дозволяє забезпечити безпечні та ефективні умови роботи на уступі [11].

$$W_{\text{ТБ}} = H_y \cdot \text{ctg} a_y + C, \text{ м} \quad (3.8)$$

де  $H_y$  - висота уступу, м;

$a_y$  - кут укосу уступу, град;

$C$  – мінімальна безпечна відстань від верхньої бровки уступу до першого ряду свердловин, м, (приймаємо 3м) [11].

Для уступу 12 м

$$W_{\text{ТБ}} = 12 \cdot \text{ctg} 70^\circ + 3 = 7,3 \text{ м}$$

Для уступу 15 м

$$W_{\text{ТБ}} = 15 \cdot \text{ctg} 70^\circ + 3 = 8,4 \text{ м}$$

Визначаємо значення опору по підшві  $W_2$  для наступних рядів свердловин:

$$W_{2 \text{ КК}} = 1,05 \cdot d_3 \cdot \sqrt[4]{\frac{\Delta \cdot Q}{f_{\text{КК}}}} \quad (3.9)$$

$$W_{2 \text{ СК}} = 1,05 \cdot d_3 \cdot \sqrt[4]{\frac{\Delta \cdot Q}{f_{\text{СК}}}} \quad (3.10)$$

де  $\Delta$  та  $Q$  – відповідно щільність заряджання ( $\text{кг}/\text{м}^3$ ) та теплота вибуху обраної ВР ( $\text{кДж}/\text{кг}$ ).

Дані параметри для розрахунку наведені в додатку в таблиці 2

Для діаметру  $\varnothing 243$

$$W_{2 \text{ КК}} = 1,05 \cdot 0,247 \cdot \sqrt[4]{\frac{1300 \cdot 4200}{16}} = 6,26 \text{ м, приймаємо } 6,5 \text{ м}$$

$$W_{2 \text{ СК}} = 1,05 \cdot 0,250 \cdot \sqrt[4]{\frac{1300 \cdot 4200}{12}} = 6,82 \text{ м, приймаємо } 7 \text{ м}$$

Для діаметру  $\varnothing 269$

$$W_{2\text{KK}} = 1,05 \cdot 0,273 \cdot \sqrt[4]{\frac{1300 \cdot 4200}{16}} = 6,93 \text{ м, приймаємо } 7 \text{ м}$$

$$W_{2\text{СК}} = 1,05 \cdot 0,277 \cdot \sqrt[4]{\frac{1300 \cdot 4200}{12}} = 7,5 \text{ м}$$

Питома витрата ВР визначається на основі розрахунків, які враховують об'єм гірських порід, що підлягають підриванню, та кількість вибухової речовини, необхідної для ефективного розпушення порід, тобто кількість ВР на одиницю об'єму гірських порід, що підривається:

$$q_{\text{KK}} = 12 \cdot \sqrt[4]{\frac{f^3 \cdot \Delta}{Q^3}} \quad (3.11)$$

$$q_{\text{СК}} = 12 \cdot \sqrt[4]{\frac{f^3 \cdot \Delta}{Q^3}} \quad (3.12)$$

де  $\Delta$  та  $Q$  – відповідно щільність заряджання ( $\text{кг/м}^3$ ) та теплота вибуху обраної ВР ( $\text{кДж/кг}$ ) [11].

Дані параметри для розрахунку наведені в додатку в таблиці 2

$$q_{\text{KK}} = 12 \cdot \sqrt[4]{\frac{16^3 \cdot 1300}{4200^3}} = 1,1 \text{ кг/м}^3$$

$$q_{\text{СК}} = 12 \cdot \sqrt[4]{\frac{12^3 \cdot 1300}{4200^3}} = 0,9 \text{ кг/м}^3$$

Довжина вертикальних свердловин знаходиться за формулою:

$$l_{\text{СВ}} = H_y + l_{\text{ПЕР}} \quad (3.13)$$

Практичний досвід показує, що застосування перебуру глибиною більше 3,0 м не дає помітного поліпшення якості проробки підосви уступу в цілому. Хоча перебур може здаватися корисним для покращення якості підосви, він значно порушує масив порід у місці

розташування свердловин. Це ускладнює забурювання свердловин при виконанні робіт на горизонті, який розташовано нижче [11].

Для забезпечення ефективного буріння та мінімізації порушень масиву порід рекомендується обмежувати глибину перебуру до 3,0 м. Це дозволяє зберегти стабільність масиву порід та забезпечити якісне виконання бурових робіт на нижчих горизонтах. Врахування цих рекомендацій сприяє підвищенню ефективності та безпеки бурових робіт [11].

Тому  $l$  пер слід приймати не більше 3 м.

Для уступа 12 м

$$l_{CB} = 12 + 2 = 14,5 \text{ м}$$

Для уступа 15 м

$$l_{CB} = 15 + 2,5 = 17,5 \text{ м}$$

$$l_{\text{ПЕР}} = 0,15 \cdot H_y + 0,1 \cdot f - 5 \cdot d_3 \quad (3.14)$$

Для уступа 12 м

$$l_{\text{ПЕР}} = 0,15 \cdot 12 + 0,1 \cdot 16 - 5 \cdot 0,247 = 2,2 \text{ м, приймаємо } 2,5 \text{ м.}$$

Для уступа 15 м

$$l_{\text{ПЕР}} = 0,15 \cdot 15 + 0,1 \cdot 16 - 5 \cdot 0,273 = 2,4 \text{ м, приймаємо } 2,5 \text{ м}$$

Для другого виду порід відповідно:

Для уступа 12 м

$$l_{CB} = 12 + 2 = 14 \text{ м}$$

$$l_{\text{ПЕР}} = 0,15 \cdot 12 + 0,1 \cdot 12 - 5 \cdot 0,250 = 1,75 \text{ м, приймаємо } 2 \text{ м}$$

Для уступа 15 м

$$l_{CB} = 15 + 2 = 17 \text{ м}$$

$$l_{\text{ПЕР}} = 0,15 \cdot 15 + 0,1 \cdot 12 - 5 \cdot 0,277 = 2 \text{ м}$$

Для ефективного проведення вибухових робіт необхідно визначити кількість вибухової речовини (ВР), що розміщується в одному метрі

свердловини. Це значення залежить від діаметра свердловини, типу вибухової речовини та її щільності [12].

Кількість ВР, що розміщується в 1 м свердловини:

$$P_{KK} = \frac{\pi \cdot d_3^2}{4} \cdot \Delta \quad (3.15)$$

Для діаметру  $\varnothing 243$

$$P_{KK} = \frac{3,14 \cdot 0,247^2}{4} \cdot 1300 = 62,3 \text{ кг/м}$$

$$P_{СК} = \frac{3,14 \cdot 0,250^2}{4} \cdot 1300 = 63,8 \text{ кг/м}$$

Для діаметру  $\varnothing 269$

$$P_{KK} = \frac{3,14 \cdot 0,273^2}{4} \cdot 1300 = 76,1 \text{ кг/м}$$

$$P_{СК} = \frac{3,14 \cdot 0,277^2}{4} \cdot 1300 = 78,3 \text{ кг/м}$$

Довжина заряду залежить від кількох факторів, включаючи діаметр свердловини, тип вибухової речовини та її щільність [12].

Довжина заряду ВР в свердловині:

$$l_{ЗАР 1} = \frac{W_2^2 \cdot H_Y \cdot q}{P} \quad (3.16)$$

Для уступа 12 м

$$l_{ЗАР 1} = \frac{6,5^2 \cdot 12 \cdot 1,1}{62,3} = 8,95 \text{ м}$$

$$l_{ЗАР 2} = \frac{7^2 \cdot 12 \cdot 0,9}{63,8} = 8,29 \text{ м}$$

Для уступа 15 м

$$l_{ЗАР 1} = \frac{7^2 \cdot 15 \cdot 1,1}{76,1} = 10,62 \text{ м}$$

$$l_{\text{ЗАР } 2} = \frac{7,5^2 \cdot 15 \cdot 0,9}{78,3} = 9,70 \text{ м}$$

Для ефективного проведення вибухових робіт необхідно визначити масу заряду вибухової речовини (ВР) в одній свердловині:

$$Q_{\text{ЗАР } 1} = P \cdot l_{\text{ЗАР}} \quad (3.17)$$

Для уступа 12 м

$$Q_{\text{ЗАР } 1 \text{ КК}} = 62,3 \cdot 8,95 = 557,59 \text{ кг}$$

$$Q_{\text{ЗАР } 2 \text{ СК}} = 63,8 \cdot 8,29 = 528,90 \text{ кг}$$

Для уступа 15 м

$$Q_{\text{ЗАР } 1 \text{ КК}} = 76,1 \cdot 10,62 = 808,18 \text{ кг}$$

$$Q_{\text{ЗАР } 2 \text{ СК}} = 78,3 \cdot 9,70 = 759,51 \text{ кг}$$

Довжина забивки використовується для запобігання виходу газів та вибухової хвилі з свердловини, що забезпечує ефективне розпушення порід та мінімізацію ризиків:

$$l_{\text{ЗАБ } 1} = l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАР}} \quad (3.18)$$

Для уступа 12 м

$$l_{\text{ЗАБ } 1 \text{ КК}} = 14,5 - 8,95 = 5,5 \text{ м}$$

$$l_{\text{ЗАБ } 2 \text{ СК}} = 14 - 8,29 = 5,71 \text{ м приймаємо } 6 \text{ м}$$

Для уступа 15 м

$$l_{\text{ЗАБ } 1 \text{ СК}} = 17,5 - 10,62 = 6,9 \text{ м приймаємо } 7 \text{ м}$$

$$l_{\text{ЗАБ } 2 \text{ СК}} = 17 - 9,70 = 7,3 \text{ м приймаємо } 7,5 \text{ м}$$

Результати обчислень дозволяють визначити оптимальну відстань між свердловинами в першому ряді  $a_1$ . Ця відстань повинна відповідати двом важливим критеріям: по-перше, заряд у свердловинах має бути достатнім для ефективного руйнування порід перед першим рядом

свердловин; по-друге, заряд у свердловині повинен відповідати розрахованому діаметру свердловини [16].

Таким чином, визначення відстані між свердловинами в першому ряді є комплексним процесом, який вимагає врахування багатьох факторів для досягнення оптимальних результатів.

Визначаємо відстань між свердловинами в першому ряді:

$$a_{1 \text{ КК}} = \frac{(l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАБ}}) \cdot P}{W_1 \cdot H_Y \cdot q} \quad (3.19)$$

Для уступа 12 м

$$a_{1 \text{ КК}} = \frac{(14,5 - 5,5) \cdot 62,3}{7,3 \cdot 12 \cdot 1,1} = 5,81 \text{ м}$$

$$a_{2 \text{ КК}} = \frac{(14 - 6) \cdot 63,8}{7,3 \cdot 12 \cdot 0,9} = 6,47 \text{ м}$$

Для уступа 15 м

$$a_{1 \text{ СК}} = \frac{(17,5 - 7) \cdot 76,1}{8,4 \cdot 15 \cdot 1,1} = 5,76$$

$$a_{2 \text{ СК}} = \frac{(17 - 7,5) \cdot 78,3}{8,4 \cdot 15 \cdot 0,9} = 6,56 \text{ м}$$

Коефіцієнт зближення зарядів визначається як відношення відстані між зарядами до діаметра свердловини. Цей коефіцієнт впливає на ефективність вибуху та якість руйнування порід. Оптимальний коефіцієнт зближення зарядів забезпечує максимальну ефективність вибуху при мінімальних витратах вибухових речовин [16].

Визначаємо коефіцієнт зближення зарядів у першому ряді:

$$m_1 = \frac{a_1}{W_1} \quad (3.20)$$

Для уступа 12 м

$$m_1 = \frac{5,8}{7,3} = 0,79$$

$$m_2 = \frac{6,47}{7,3} = 0,89$$

Для уступа 15 м

$$m_1 = \frac{5,76}{8,4} = 0,69$$

$$m_2 = \frac{6,56}{8,4} = 0,78$$

Якщо значення  $m_1$  перевищує 0,65 то диспропорція між об'ємом породи, що підривається (ОПП), для зарядів першого ряду та відстанню між ними є незначною. Це означає, що можна успішно подолати розрахункове значення опору по підшві без необхідності застосування додаткових технологічних прийомів [16].

Визначаємо відстань між свердловинами в другому та третьому ряді

$$a_{1СП\text{ кк}} = \frac{(l_{CB} - l_{ЗАБ}) \cdot 2P}{W_1 \cdot H_Y \cdot q} \quad (3.21)$$

$$a_{1СП\text{ ск}} = \frac{(l_{CB} - l_{ЗАБ}) \cdot 2P}{W_1 \cdot H_Y \cdot q} \quad (3.22)$$

Для уступа 12 м

$$a_{1СП\text{ кк}} = \frac{(14,5 - 5,5) \cdot 2 \cdot 62,3}{7,3 \cdot 12 \cdot 1,1} = 11,6 \text{ м}$$

$$a_{1СП\text{ ск}} = \frac{(14-6) \cdot 2 \cdot 63,8}{7,3 \cdot 12 \cdot 0,9} = 12,9 \text{ м}$$

$$a_{1СТ\text{ кк}} = \frac{(14,5 - 5,5) \cdot 3 \cdot 62,3}{7,3 \cdot 12 \cdot 1,1} = 17,5 \text{ м}$$

$$a_{1кк} = \frac{(14-6) \cdot 3 \cdot 63,8}{7,3 \cdot 12 \cdot 0,9} = 19,4 \text{ м}$$

Для уступа 15 м

$$a_{1\text{СП ск}} = \frac{(17,5 - 7) \cdot 2 \cdot 76,1}{8,4 \cdot 15 \cdot 1,1} = 11,5 \text{ м}$$

$$a_{1\text{СП ск}} = \frac{(17-7,5) \cdot 2 \cdot 78,3}{8,4 \cdot 15 \cdot 0,9} = 13,1 \text{ м}$$

$$a_{1\text{СТ ск}} = \frac{(17,5 - 7) \cdot 3 \cdot 76,1}{8,4 \cdot 15 \cdot 1,1} = 17,3 \text{ м}$$

$$a_{1\text{СТ ск}} = \frac{(17-7,5) \cdot 3 \cdot 78,3}{8,4 \cdot 15 \cdot 0,9} = 19,7 \text{ м}$$

Для обчислення об'єму блоку за умови забезпеченості екскаватора підготовленою до виймання гірничою масою, необхідно врахувати кілька ключових параметрів:

$$V_{\text{Бл}} = Q_{\text{Е.ЗМ}} \cdot N_{\text{ЗМ}} \cdot N_{\text{ДЕ}} \quad (3.23)$$

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

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

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

Для моделі ЕКГ -10

$$V_{\text{Бл}} = 3471,6 \cdot 2 \cdot 30 = 208\,296 \text{ м}^3$$

$$V_{\text{Бл}} = 4104 \cdot 2 \cdot 30 = 246\,240 \text{ м}^3$$

Для моделі ЕКГ -20

$$V_{\text{Бл}} = 6942,6 \cdot 2 \cdot 30 = 416\,556 \text{ м}^3$$

$$V_{\text{Бл}} = 8208 \cdot 2 \cdot 30 = 492\,480 \text{ м}^3$$

Визначаємо ширину блоку:

$$B_{\text{Бл}} = W_1 + W_2 \cdot (N_{\text{Р}} - 1) \quad (3.24)$$

Для моделі ЕКГ -10

$$B_{\text{Бл}} = 7,3 + 6,5 \cdot (3 - 1) = 20,3 \text{ м}$$

$$V_{\text{БЛ}} = 7,3 + 7 \cdot (3 - 1) = 21,3 \text{ м}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$V_{\text{БЛ}} = 8,4 + 7 \cdot (3 - 1) = 22,4 \text{ м}$$

$$V_{\text{БЛ}} = 8,4 + 7,5 \cdot (3 - 1) = 23,4 \text{ м}$$

Визначаємо довжину блоку:

$$L_{\text{БЛ}} = \frac{V_{\text{БЛ}}}{V_{\text{БЛ}} \cdot \text{Н}_y} \quad (3.25)$$

Для моделі ЕКГ -10

$$L_{\text{БЛ}} = \frac{208\ 296}{20,3 \cdot 12} = 855,1 \text{ м, приймаємо } 856 \text{ м}$$

$$L_{\text{БЛ}} = \frac{246\ 240}{21,3 \cdot 12} = 963,4 \text{ м, приймаємо } 964 \text{ м}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$L_{\text{БЛ}} = \frac{416556}{22,4 \cdot 15} = 1239,8 \text{ м, приймаємо } 1240 \text{ м}$$

$$L_{\text{БЛ}} = \frac{492\ 480}{23,4 \cdot 15} = 1403,07 \text{ м, приймаємо } 1403 \text{ м}$$

Після визначення кількості свердловин у кожному ряді можна оцінити загальну кількість свердловин у блоці, враховуючи кількість рядів:

Для першого ряду:

$$N_{\text{СВ кк}} = \left( \frac{L_{\text{БЛ}}}{a} \right) + 1 \quad (3.26)$$

$$N_{\text{СВ ск}} = \left( \frac{L_{\text{БЛ}}}{a} \right) + 1 \quad (3.27)$$

Для моделі ЕКГ -10

$$N_{\text{СВ кк}} = \left( \frac{856}{5,8} \right) + 1 = 147,3, \text{ приймаємо } 148 \text{ свердловини}$$

$$N_{\text{СВ ск}} = \left( \frac{964}{6,47} \right) + 1 = 148,9, \text{ приймаємо } 149 \text{ свердловини}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$N_{\text{СВ кк}} = \left( \frac{1240}{5,76} \right) + 1 = 216,3, \text{ приймаємо } 217 \text{ свердловини}$$

$$N_{\text{СВ ск}} = \left( \frac{1403}{6,56} \right) + 1 = 213,8, \text{ приймаємо } 214 \text{ свердловини}$$

Для другого ряду:

Для моделі ЕКГ -10

$$N_{\text{СВ кк}} = \frac{856}{11,6} = 73,8, \quad \text{приймаємо } 74 \text{ сверловин}$$

$$N_{\text{СВ ск}} = \frac{964}{12,9} = 74,7, \quad \text{приймаємо } 75 \text{ свердловин}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$N_{\text{СВ кк}} = \frac{1240}{11,5} = 107,8, \quad \text{приймаємо } 108 \text{ сверловин}$$

$$N_{\text{СВ ск}} = \frac{1403}{13,1} = 107 \text{ свердловин}$$

Загальна кількість ВР для виконання вибухових робіт:

$$Q_{\text{ВР.РІЧ}} = \frac{(A_{\text{СК}} \cdot q_{\text{СК}} + A_{\text{КК}} \cdot q_{\text{КК}})}{1000} \quad (3.28)$$

$$Q_{\text{ВР.РІЧ}} = \frac{(7575757,6 \cdot 1,1 + 6129032,2 \cdot 0,9)}{1000} = 13849 \text{ т}$$

Загальна кількість вибухових речовин (ВР), необхідних для проведення вибухових робіт, залежить від виробничої потужності кар'єру та питомих витрат ВР для конкретного типу порід. У нашому випадку показники для обох варіантів виявилися однаковими [16].

Визначаємо вихід гірничої маси з 1 м свердловини для 1-го ряду свердловин:

$$V_{1 \text{ КК}} = \frac{W_1 \cdot a_1 \cdot H_y}{l_{\text{СВ}}} \quad (3.29)$$

$$V_{1 \text{ СК}} = \frac{W_1 \cdot a_1 \cdot H_y}{l_{\text{СВ}}} \quad (3.30)$$

Для моделі ЕКГ -10

$$V_{1 \text{ КК}} = \frac{7,3 \cdot 5,81 \cdot 12}{14,5} = 35,1 \text{ м}^3/\text{м}, \quad \text{приймаємо } 35 \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{1 \text{ СК}} = \frac{7,3 \cdot 6,47 \cdot 12}{14} = 40,5 \text{ м}^3/\text{м}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$V_{1 \text{ КК}} = \frac{8,4 \cdot 5,76 \cdot 15}{17,5} = 41,5 \text{ м}^3/\text{м}, \quad \text{приймаємо } 42 \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{1 \text{ СК}} = \frac{8,4 \cdot 6,56 \cdot 15}{17} = 48,6 \text{ м}^3/\text{м}, \quad \text{приймаємо } 49 \text{ м}^3/\text{м}$$

Далі визначаємо вихід гірничої маси з 1 м свердловини для 2-3 рядів свердловин при квадратній вибуховій мережі:

$$V_{2 \text{ КК}} = \frac{W_2^2 \cdot H_y}{l_{\text{СВ}}} \quad (3.31)$$

$$V_{2 \text{ СК}} = \frac{W_2^2 \cdot H_y}{l_{\text{СВ}}} \quad (3.32)$$

Для моделі ЕКГ -10

$$V_{2 \text{ КК}} = \frac{6,5^2 \cdot 12}{14,5} = 35 \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{2 \text{ СК}} = \frac{7^2 \cdot 12}{14} = 42 \text{ м}^3/\text{м}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$V_{2 \text{ КК}} = \frac{7^2 \cdot 15}{17,5} = 42 \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{2 \text{ СК}} = \frac{7,5^2 \cdot 15}{17} = 50 \text{ м}^3/\text{м}$$

Для розрахунку середньозваженого виходу гірничої маси з одного метра свердловини по різновидах порід, необхідно виконати наступні кроки:

$$V_{1\text{м кк}} = \frac{V_1 + (N_p - 1) \cdot V_2}{N_p} \quad (3.33)$$

$$V_{1\text{м ск}} = \frac{V_1 + (N_p - 1) \cdot V_2}{N_p} \quad (3.34)$$

Для моделі ЕКГ -10

$$V_{1\text{м кк}} = \frac{35 + (3 - 1) \cdot 35}{3} = 35 \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{1\text{м ск}} = \frac{40,5 + (3 - 1) \cdot 42}{3} = 41,5 \text{ м}^3/\text{м}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$V_{1\text{м кк}} = \frac{42 + (3 - 1) \cdot 42}{3} = 42 \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{1\text{м ск}} = \frac{49 + (3 - 1) \cdot 50}{3} = 50 \text{ м}^3/\text{м}$$

Для визначення сумарної кількості метрів свердловин, необхідної для забезпечення річної продуктивності кар'єру, необхідно:

$$\sum l_{\text{св}} = \frac{A_{\text{кк}}}{V_{1\text{м}}} \cdot K_{\text{втр}} \quad (3.35)$$

$$\sum l_{\text{св}} = \frac{A_{\text{ск}}}{V_{1\text{м}}} \cdot K_{\text{втр}} \quad (3.36)$$

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

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

$V_{1\text{м}}$  – середньозважений вихід гірничої маси з 1 м свердловини.

Для моделі ЕКГ -10

$$\sum l_{CB} = \frac{7575757,6}{35} \cdot 1,07 = 231\,602 \text{ м}$$

$$\sum l_{CB} = \frac{6129032,2}{41,5} \cdot 1,07 = 158\,026 \text{ м}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$\sum l_{CB} = \frac{7575757,6}{42} \cdot 1,07 = 193001 \text{ м}$$

$$\sum l_{CB} = \frac{7575757,6}{50} \cdot 1,07 = 162\,121 \text{ м}$$

Визначаємо кількість бурового обладнання:

$$N_{\text{БУР}} = \frac{\sum l_{CB}}{Q_{\text{БУР.ЗМ}} \cdot N_{\text{ЗМ}} \cdot N_{\text{РД}}} \quad (3.37)$$

де  $k_{\text{рез}}$  - коефіцієнт резерву ( $k_{\text{рез}} = 1,2$ ).

Для моделі ЕКГ -10

$$N_{\text{БУРКК}} = \frac{231602}{67 \cdot 2 \cdot 360} = 4,8, \text{ приймаємо } 5 \text{ шт}$$

$$N_{\text{БУРСК}} = \frac{158\,026}{82,3 \cdot 2 \cdot 360} = 2,6 \text{ шт, приймаємо } 3 \text{ шт}$$

Для моделі ЕКГ -10

$$N_{\text{БУРКК}} = \frac{193001}{67 \cdot 2 \cdot 360} = 4 \text{ шт}$$

$$N_{\text{БУРСК}} = \frac{162\,121}{82,3 \cdot 2 \cdot 360} = 2,7 \text{ шт, приймаємо } 3 \text{ шт}$$

Змінна продуктивність бурового станка складе (без врахування позапланових простоїв):

$$Q_{\text{БУР.ЗМ КК}} = \frac{T_{\text{ЗМ}} - T_{\text{ПЗ}} - T_{\text{Пер}}}{\frac{1}{v_{\text{Б}}} + T_{\text{ДОП}}} \quad (3.38)$$

$$Q_{\text{БУР.ЗМ СК}} = \frac{T_{\text{ЗМ}} - T_{\text{ПЗ}} - T_{\text{Пер}}}{\frac{1}{v_{\text{Б}}} + T_{\text{ДОП}}} \quad (3.39)$$

де  $T_{зм}$  – тривалість робочої зміни бурового станка, хв.;

$T_{пз}$  – тривалість підготовчо-заклучних операцій ( $T_{пз} = 25,35$  хв.);

$T_{рег}$  – тривалість регламентованих перерв за зміну ( $T_{рег} = 10,15$  хв.);

$T_{доп}$  – тривалість допоміжних операцій при бурінні в розрахунку на 1 м свердловини при шарошковому бурінні  $T_{доп} = 1,4$  хв при пневмо ударному бурінні  $T_{доп} = 4,16$  хв;

$v_6$  – технічна швидкість буріння спираємось на додатки таблиця 6

Для моделі ЕКГ -10

$$Q_{БУР.ЗМ\text{ КК}} = \frac{720 - 30 - 10}{\frac{1}{0,14} + 3} = 67 \frac{\text{м}}{\text{зміну}}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$Q_{БУР.ЗМ\text{ СК}} = \frac{720 - 30 - 10}{\frac{1}{0,19} + 3} = 82,3 \frac{\text{м}}{\text{зміну}}$$

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

$$N_{БУР.ІНВ.} = (N_{БУР.СК} + N_{БУР.КК}) \cdot k_{рез} \quad (3.40)$$

де  $k_{рез}$  - коефіцієнт резерву ( $k_{рез} = 1,2$ ).

Для моделі ЕКГ -10

$$N_{БУР.ІНВ.} = (4,8 + 2,6) \cdot 1,2 = 7,4 \text{ шт, приймаємо } 8 \text{ шт.}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$N_{БУР.ІНВ.} = (4 + 2,7) \cdot 1,2 = 8 \text{ шт}$$

Для визначення параметрів розвалу підірваних гірських порід на уступі необхідно врахувати наступні міркування:

– висота розвалу, як правило, знаходиться в межах

$$H_{роз} = (0,7 \cdot 0,85) \cdot H_y;$$

– ширина розвалу залежить від кількості рядів свердловин, що підриваються у вибуховому блоці ( $n_p$ ), опору по підшві уступу ( $W_{1,m}$ ), відстані між рядами наступних свердловин ( $W_2$ , м) та інтервалу сповільнення при підриванні блоку ( $t$ ) [8].

Визначаємо параметри розвалу:

Висота розвалу

$$H_{PO3} = 0,8 \cdot H_y \quad (3.41)$$

Для уступу 12 м

$$H_{PO3} = 0,8 \cdot 12 = 9,6 \text{ м}$$

Для уступу 15 м

$$H_{PO3} = 0,8 \cdot 15 = 12 \text{ м}$$

Ширина розвалу

$$B_{PO3} = K_{СП} \cdot B_{PO3.0} + (N_p - 1) \cdot W_2 \quad (3.42)$$

Для уступу 12 м

$$B_{PO3} = 0,9 \cdot 21,9 + (3 - 1) \cdot 7 = 33,71 \text{ м}$$

Для уступу 15 м

$$B_{PO3} = 0,9 \cdot 25,2 + (3 - 1) \cdot 7,5 = 36,68 \text{ м}$$

$$B_{PO3.0} = 3 \cdot W_1 \quad (3.43)$$

Для уступу 12 м

$$B_{PO3.0} = 3 \cdot 7,3 = 21,9 \text{ м}$$

Для уступу 15 м

$$B_{PO3.0} = 3 \cdot 8,4 = 25,2 \text{ м}$$

### 3.5. Розрахунок виймально – навантажувальних робіт для моделей екскаваторів ЕКГ -10 та ЕКГ – 20

Для розрахунку технічної продуктивності екскаватора необхідно врахувати кілька ключових факторів:

$$Q_{Т\text{ кк}} = \frac{3600 \cdot E \cdot k_H}{T_{Ц} \cdot K_P} \quad (3.44)$$

$$Q_{Т\text{ ск}} = \frac{3600 \cdot E \cdot k_H}{T_{Ц} \cdot K_P} \quad (3.45)$$

де  $E$  - місткість ковша екскаватора, який вимірюється в кубічних метрах;

$T_{Ц}$  – тривалість робочого циклу екскаватора, який включає завантаження, переміщення, розвантаження та повернення до початкової позиції. Час циклу вимірюється в секундах, приймаємо рівною 40 с;

$k_H$  та  $k_P$  відповідно, коефіцієнти розпушення порід у ковші екскаватора і коефіцієнт наповнення ковша:

для порід розкриву  $k_P = 1,25$   $k_H = 0,95$ ;

для корисної копалини  $k_P = 1,4$   $k_H = 0,9$ .

Додатки таблиця 8

Для моделі ЕКГ -10

$$Q_{Т\text{ кк}} = \frac{3600 \cdot 10 \cdot 0,9}{40 \cdot 1,4} = 578,6 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$Q_{Т\text{ ск}} = \frac{3600 \cdot 10 \cdot 0,95}{40 \cdot 1,25} = 684 \text{ м}^3/\text{год}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$Q_{Т\text{ кк}} = \frac{3600 \cdot 20 \cdot 0,9}{40 \cdot 1,4} = 1157,1 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$Q_{Т\text{ ск}} = \frac{3600 \cdot 20 \cdot 0,95}{40 \cdot 1,25} = 1368 \text{ м}^3/\text{год}$$

Експлуатаційна продуктивність екскаватора яка впливає на його роботу в реальних умовах:

$$Q_{Е\text{ кк}} = Q_{Т} \cdot K_{\text{ВИК}} \cdot T_{\text{ЗМ}} \quad (3.46)$$

$$Q_{Е\text{ ск}} = Q_{Т} \cdot K_{\text{ВИК}} \cdot T_{\text{ЗМ}} \quad (3.47)$$

де  $K_{\text{ВИК}}$  – коефіцієнт використання екскаватора у змінному часі без врахування позапланових простоїв, приймаємо 0,5.

Для моделі ЕКГ -10

$$Q_{Е\text{ кк}} = 578,6 \cdot 0,5 \cdot 12 = 3471,6 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

$$Q_{Е\text{ ск}} = 684 \cdot 0,5 \cdot 12 = 4104 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$Q_{Е\text{ кк}} = 1157,1 \cdot 0,5 \cdot 12 = 6942,6 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

$$Q_{Е\text{ ск}} = 1368 \cdot 0,5 \cdot 12 = 8208 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

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

$$Q_{Е.\text{ДОБ. кк}} = Q_{Е} \cdot N_{\text{ЗМ}} \quad (3.48)$$

$$Q_{Е.\text{ДОБ. ск}} = Q_{Е} \cdot N_{\text{ЗМ}} \quad (3.49)$$

Для моделі ЕКГ -10

$$Q_{Е.\text{ДОБ. кк}} = 3471,6 \cdot 2 = 6943,2 \text{ м}^3/\text{добу};$$

$$Q_{E.ДОБ. СК} = 4104 \cdot 2 = 8208 \text{ м}^3/\text{добу};$$

Для моделі ЕКГ -20

$$Q_{E.ДОБ. КК} = 6942,6 \cdot 2 = 13885,2 \text{ м}^3/\text{добу};$$

$$Q_{E.ДОБ. СК} = 8208 \cdot 2 = 16416 \text{ м}^3/\text{добу};$$

$$Q_{E.МІС КК} = Q_{E.ДОБ} \cdot 30 \quad (3.50)$$

$$Q_{E.МІС СК} = Q_{E.ДОБ} \cdot 30 \quad (3.51)$$

Для моделі ЕКГ -10

$$Q_{E.МІС КК} = 6943,2 \cdot 30 = 208\,296 \text{ м}^3/\text{місяць};$$

$$Q_{E.МІС СК} = 8208 \cdot 30 = 246\,240 \text{ м}^3/\text{місяць};$$

Для моделі ЕКГ -20

$$Q_{E.МІС КК} = 13885,2 \cdot 30 = 416\,556 \text{ м}^3/\text{місяць};$$

$$Q_{E.МІС СК} = 16416 \cdot 30 = 492\,480 \text{ м}^3/\text{місяць};$$

$$Q_{E.РІЧ КК} = Q_{E.ДОБ} \cdot N_{РД} \quad (3.52)$$

$$Q_{E.РІЧ СК} = Q_{E.ДОБ} \cdot N_{РД} \quad (3.53)$$

Для моделі ЕКГ -10

$$Q_{E.РІЧ КК} = 6943,2 \cdot 360 = 2\,499\,552 \text{ м}^3/\text{рік};$$

$$Q_{E.РІЧ СК} = 8208 \cdot 360 = 2\,954\,880 \text{ м}^3/\text{рік};$$

Для моделі ЕКГ -20

$$Q_{E.РІЧ КК} = 13885,2 \cdot 360 = 4\,998\,672 \text{ м}^3/\text{рік};$$

$$Q_{E.РІЧ СК} = 16416 \cdot 360 = 5\,909\,760 \text{ м}^3/\text{рік};$$

Визначаємо необхідну кількість виймально-навантажувального устаткування для виконання даних робіт який потрібно виконати за певний період:

$$N_{E.1} = \frac{A_{KK}}{Q_{E.PIЧ.KK}} \quad (3.54)$$

$$N_{E.2} = \frac{A_{CK}}{Q_{E.PIЧ.CK}} \quad (3.55)$$

де  $A_{CK}$ ,  $A_{KK}$  – річна виробнича потужність кар'єру відповідно по розкривних породах та корисної копалини, м<sup>3</sup>;

$Q_{E.PIЧ.KK}$  та  $Q_{E.PIЧ.CK}$  – експлуатаційна річна продуктивність екскаватора відповідно по розкривних породах та КК, м<sup>3</sup>/рік.

Для моделі ЕКГ -10

$$N_{E.1} = \frac{7575757,6}{2\,499\,522} = 3,03 \text{ шт, приймаємо 3 шт}$$

$$N_{E.1} = \frac{6129032,2}{2\,954\,880} = 2,07 \text{ шт, приймаємо 2 шт}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$N_{E.1} = \frac{7575757,6}{2\,499\,522} = 1,5 \text{ шт, приймаємо 2шт}$$

$$N_{E.2} = \frac{6129032,2}{5\,909\,760} = 1,03 \text{ шт, приймаємо 1 шт}$$

Для визначення інвентарного парку екскаваторів необхідно визначити саме ту кількість екскаваторів, необхідних для виконання робіт, виходячи з розрахованої експлуатаційної продуктивності та обсягу робіт:

$$N_{IHB.CK} = (N_{E.CK} + N_{E.KK}) \cdot K_{PEЗ} \quad (3.56)$$

Для моделі ЕКГ -10

$$N_{\text{ИНВ.СК}} = (0,92 + 1,03) \cdot 1,2 = 6 \text{ шт}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$N_{\text{ИНВ.СК}} = (1,5 + 1,03) \cdot 1,2 = 3,03 \text{ шт, приймаємо 3 шт}$$

3.6. Розрахунок транспортування кар'єрних вантажів для моделей екскаваторів ЕКГ -10 та ЕКГ – 20

Таблиця 3.2. - Технічні характеристики обладнання

Модель	Вантажопідємність $Q_{\text{ТР, Т}}$	Місткість кузова $V_{\text{ТР, М}^3}$
БілАЗ - 7557	90	37,7
БілАЗ - 7519	110	44

Для визначення загальної тривалості одного транспортного циклу (рейсу) необхідно врахувати кілька ключових етапів:

Час завантаження - враховуємо час, необхідний для завантаження матеріалу на транспортний засіб.

Час транспортування - враховуємо час, необхідний для перевезення матеріалу від місця завантаження до місця розвантаження.

Час розвантаження - враховуємо час, необхідний для розвантаження матеріалу.

Час повернення - враховуємо час, необхідний для повернення транспортного засобу до місця завантаження [8].

$$T_{\text{ТР.Ц кк}} = t_{\text{НАВ}} + t_{\text{РУХ}} + t_{\text{РОЗ}} + t_{\text{ОЧ}} \quad (3.57)$$

$$T_{\text{ТР.Ц ск}} = t_{\text{НАВ}} + t_{\text{РУХ}} + t_{\text{РОЗ}} + t_{\text{ОЧ}} \quad (3.58)$$

де  $T_{\text{нав}}, t_{\text{рух}}, t_{\text{роз}}, t_{\text{оч}}$  – тривалість, відповідно навантаження, руху, розвантаження та очікування маневрів.

Для моделі ЕКГ -10

$$T_{\text{ТР.Ц кк}} = 0,06 + 0,4 + 0,017 + 0,025 = 0,5 \text{ год}$$

$$T_{\text{ТР.Ц ск}} = 0,06 + 0,72 + 0,017 + 0,025 = 0,82 \text{ год}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$T_{\text{ТР.Ц кк}} = 0,04 + 0,4 + 0,017 + 0,025 = 0,48 \text{ год}$$

$$T_{\text{ТР.Ц ск}} = 0,04 + 0,72 + 0,017 + 0,025 = 0,80 \text{ год}$$

$$t_{\text{НАВ}} = n_{\text{к}} \cdot \frac{T_{\text{Ц}}}{3600} \cdot n_{\text{ТП}} \quad (3.59)$$

де  $n_{\text{к}}$  – кількість ковшів, що вантажаться до транспортної посудини, шт;

$T_{\text{ц}}$  – тривалість робочого циклу екскаватора, с; використовуємо додатки, таблиця 9

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

Для моделі ЕКГ -10

$$t_{\text{НАВ}} = 5 \cdot \frac{39}{3600} \cdot 1 = 0,054 = 0,06 \text{ год}$$

Для моделі ЕКГ - 20

$$t_{\text{НАВ}} = 3 \cdot \frac{44}{3600} \cdot 1 = 0,036 = 0,04 \text{ год}$$

Для визначення кількості ковшів, необхідних для виконання певного обсягу робіт, необхідно врахувати кілька ключових факторів: об'єм матеріалу, місткість ковша, кількість циклів [8].

Визначаємо кількість ковшів за місткістю:

$$n_{kv\text{ KK}} = \frac{V_{TP} \cdot k_{pm}}{E \cdot k_{HM}} \quad (3.60)$$

$$n_{kv\text{ СК}} = \frac{V_{TP} \cdot k_{pm}}{E \cdot k_{HM}} \quad (3.61)$$

де  $k_{рТ}$  та  $k_{нТ}$  , відповідно коефіцієнти розпушення породи та наповнення транспортної посудини , для умов курсового проекту вважатимемо, що

$$k_{рТ\text{ СК}} = 1,25; k_{рТ\text{ КК}} = 1,4 ; k_{нТ} = 1,05$$

Для моделі ЕКГ -10

$$n_{kv\text{ КК}} = \frac{37,7 \cdot 1,4}{10 \cdot 1,05} = 5 \text{ ковшів}$$

$$n_{kv\text{ СК}} = \frac{37,7 \cdot 1,25}{10 \cdot 1,05} = 4,5 \text{ ковшів}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$n_{kv\text{ КК}} = \frac{44 \cdot 1,4}{20 \cdot 1,05} = 2,93 \text{ ковша, приймаємо 3 ковша}$$

$$n_{kv\text{ СК}} = \frac{44 \cdot 1,25}{20 \cdot 1,05} = 2,62 \text{ ковшів, приймаємо 3 ковша}$$

Для визначення кількості ковшів, необхідних для виконання певного обсягу робіт за вантажопідйомністю, необхідно врахувати кілька ключових факторів: загальна вага матеріалу, вантажопідйомність ковша, кількість циклів [14].

Визначаємо кількість ковшів за вантажопід'ємністю:

$$n_{kq\text{ КК}} = \frac{q_{TP} \cdot k_{pm}}{E \cdot k_{HM} \cdot \gamma} \quad (3.62)$$

$$n_{kq\text{ СК}} = \frac{q_{TP} \cdot k_{pm}}{E \cdot k_{HM} \cdot \gamma} \quad (3.63)$$

Для моделі ЕКГ -10

$$n_{\text{кq кк}} = \frac{90 \cdot 1,4}{10 \cdot 1,05 \cdot 3,3} = 3,6 \text{ приймаємо 4 ковша}$$

$$n_{\text{кq ск}} = \frac{90 \cdot 1,25}{10 \cdot 1,05 \cdot 3,1} = 3,5 \text{ ковша}$$

Таким чином, приймаємо менше значення з розрахованих, а саме 4 та 3,5 ковшів.

Для моделі ЕКГ -20

$$n_{\text{кq кк}} = \frac{110 \cdot 1,4}{20 \cdot 1,05 \cdot 3,3} = 2,2 \text{ приймаємо 2 ковша}$$

$$n_{\text{кq ск}} = \frac{110 \cdot 1,25}{20 \cdot 1,05 \cdot 3,1} = 2,1 \text{ ковша , приймаємо 2 ковша}$$

Таким чином, приймаємо менше значення з розрахованих, а саме по 2 2 ковша.

Фактична маса вантажу, який перевозиться у автосамоскиді, для порід розкриву та КК складе:

$$q_{\text{ф.кк}} = E \cdot n_{\text{к.кк}} \cdot u_{\text{кк}} \cdot k_{\text{нт}} / k_{\text{рт}} \quad (3.64)$$

$$q_{\text{ф.ск}} = E \cdot n_{\text{к.ск}} \cdot u_{\text{ск}} \cdot k_{\text{нт}} / k_{\text{рт}} \quad (3.65)$$

Для моделі ЕКГ -10

$$q_{\text{ф.кк}} = 10 \cdot 4 \cdot 3,3 \cdot 1,05 / 1,4 = 99 \text{ т,}$$

$$q_{\text{ф.ск}} = 10 \cdot 3,5 \cdot 3,1 \cdot 1,05 / 1,25 = 91,1 \text{ т, приймаємо 91 т}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$q_{\text{ф.кк}} = 20 \cdot 2 \cdot 3,3 \cdot 1,05 / 1,4 = 99 \text{ т,}$$

$$q_{\text{ф.ск}} = 20 \cdot 2 \cdot 3,1 \cdot 1,05 / 1,25 = 104,2 \text{ т, приймаємо 105 т}$$

Тривалість руху рухомого складу:

$$t_{\text{рух.кк}} = \frac{2 \cdot L_{\text{pm}}}{v_{\text{сеп}}} \quad (3.66)$$

$$t_{\text{РУХ.СК}} = \frac{2 \cdot L_{\text{пр}}}{v_{\text{сер}}} \quad (3.67)$$

де  $L_{\text{тр}}$  – відстань транспортування, км;

$v_{\text{сер}}$  – середня швидкість руху, км/год (приймаємо для автотранспорту 25 км/год).

Для моделі ЕКГ -10

$$t_{\text{РУХ.КК}} = \frac{2 \cdot 5}{25} = 0,4 \text{ год}$$

$$t_{\text{РУХ.СК}} = \frac{2 \cdot 9}{25} = 0,72 \text{ год}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$t_{\text{РУХ.КК}} = \frac{2 \cdot 5}{25} = 0,4 \text{ год}$$

$$t_{\text{РУХ.СК}} = \frac{2 \cdot 9}{25} = 0,72 \text{ год}$$

Тривалість розвантаження:

$$t_{\text{РОЗ}} = t_p \cdot n_{\text{ТП}} \quad (3.68)$$

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

де  $t_p$  – тривалість розвантаження однієї транспортної посудини, год.

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

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

$$Q_{\text{Т.ЗМ КК}} = \frac{T_{\text{ЗМ}} \cdot K_{\text{ВИК.Т}} \cdot n_{\text{ТП}} \cdot q_{\text{Ф}}}{T_{\text{ТР.Ц}}} \quad (3.69)$$

$$Q_{Т.ЗМ\text{ ск}} = \frac{T_{ЗМ} \cdot K_{ВИК.Т} \cdot n_{ТП} \cdot q_{\Phi}}{T_{ТР.Ц}} \quad (3.70)$$

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

Для моделі ЕКГ -10

$$Q_{Т.ЗМ\text{ кк}} = \frac{12 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 99}{0,5} = 2138,4 \text{ т, приймаємо } 2138 \text{ т/зміну}$$

$$Q_{Т.ЗМ\text{ ск}} = \frac{12 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 91}{82,0} = 1\,198,5 \text{ т, приймаємо } 1199 \text{ т/зміну}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$Q_{Т.ЗМ\text{ кк}} = \frac{12 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 99}{0,48} = 2227,5 \text{ т, приймаємо } 2227 \text{ т/зміну}$$

$$Q_{Т.ЗМ\text{ ск}} = \frac{12 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 105}{0,80} = 1\,417,5 \text{ т, приймаємо } 1417 \text{ т/зміну}$$

Для розрахунку кількості кар'єрного транспорту для виконання робіт, необхідно:

$$N_{АС\text{ кк}} = \frac{T_{ТР.Ц}}{t_{НАВ}} \quad (3.71)$$

$$N_{АС\text{ ск}} = \frac{T_{ТР.Ц}}{t_{НАВ}} \quad (3.72)$$

Для моделі ЕКГ -10

$$N_{АС\text{ кк}} = \frac{0,5}{0,06} = 8,3 \text{ шт, приймаємо } 8 \text{ шт.}$$

$$N_{АС\text{ ск}} = \frac{0,82}{0,06} = 13,6 \text{ шт, приймаємо } 14 \text{ шт}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$N_{АС\text{ кк}} = \frac{0,48}{0,04} = 12 \text{ шт}$$

$$N_{АС\text{ ск}} = \frac{0,80}{0,04} = 20 \text{ шт}$$

Частина автосамоскидів буде проходити технічне обслуговування або ремонтуватись, тому інвентарне число автосамоскидів складе:

$$N_{I.AC.kk} = \frac{N_{AC} \cdot N_E}{k_{TG}} \quad (3.73)$$

$$N_{I.AC.cK} = \frac{N_{AC} \cdot N_E}{k_{TG}} \quad (3.74)$$

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

Для моделі ЕКГ -10

$$N_{I.AC.kk} = \frac{8 \cdot 1}{0,8} = 10 \text{ шт}$$

$$N_{I.AC.cK} = \frac{14 \cdot 1}{0,8} = 17,5 \text{ шт, приймаємо } 18 \text{ шт}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$N_{I.AC.kk} = \frac{12 \cdot 1}{0,8} = 15 \text{ шт}$$

$$N_{I.AC.cK} = \frac{20 \cdot 1}{0,8} = 25 \text{ шт}$$

3.7. Розрахунок відвалоутворення розкривних порід для моделей екскаваторів ЕКГ -10 та ЕКГ – 20

Для визначення кількості автосамоскидів, що одночасно розвантажуються на відвалі, необхідно врахувати кілька ключових факторів:

Продуктивність автосамоскидів: Визначаємо продуктивність одного автосамоскида, тобто кількість матеріалу, який він може перевезти за один рейс [14].

Час розвантаження: Враховуємо час, необхідний для розвантаження одного автосамоскида на відвалі.

Час під'їзду та від'їзду: Враховуємо час, необхідний для під'їзду до відвалу та від'їзду після розвантаження [14].

Кількість автосамоскидів: Визначаємо загальну кількість автосамоскидів, які працюють на маршруті.

$$N_{AC} = \frac{Q_{СК.ГОД} \cdot K_{НЕР} \cdot t_{РОЗ}}{60 \cdot V_{Ф.АС}} \quad (3.75)$$

де  $K_{НЕР}$  – коефіцієнт нерівномірності роботи кар'єру (1,25 -1,5);

$Q_{СК.ГОД}$  – годинна продуктивність кар'єру по розкривних породах, м<sup>3</sup>/год:

$V_{Ф.АС}$  – фактичний об'єм розкривної породи, що перевозить автосамоскид за один рейс (за фактичною кількістю ковшів, що вантажаться у автосамоскид), м<sup>3</sup>.

Для моделі ЕКГ -10

$$N_{AC} = \frac{684 \cdot 1,4 \cdot 0,017}{60 \cdot 37,7} = 0,07 \text{ шт, приймаємо 1 шт}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$N_{AC} = \frac{1368 \cdot 1,4 \cdot 0,017}{60 \cdot 44} = 0,12 \text{ шт, приймаємо 1 шт}$$

Розраховують довжину фронту розвантаження автосамоскиду:

$$L_{ФР} = N_{AC} \cdot L_{Ф.АС} \quad (3.76)$$

$$L_{ФР} = 1 \cdot 19 = 19 \text{ м}$$

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

$$L_{ФВ} = 3 \cdot L_{ФР} \quad (3.77)$$

$$L_{\text{ФВ}} = 3 \cdot 19 = 57 \text{ м}$$

Інвентарна кількість бульдозерів, що обслуговує відвал:

$$N_{\text{Б}} = \frac{Q_{\text{СК.ЗМ}}}{Q_{\text{Б.ЗМ}}} \cdot 1,2 \quad (3.78)$$

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

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

При виборі моделі бульдозерів для відвальних робіт необхідно враховувати кілька ключових факторів:

Масштаби відвальних робіт: Визначаємо обсяг породи, який потрібно перемістити [14].

Середня відстань переміщення породи ( $L_{\text{сб}}$ , м): Враховуємо середню відстань, на яку потрібно перемістити породу. Ця відстань залежить від того, на якій відстані від верхньої брівки відвалу розвантажується автосамоскид ( $L_{\text{ра}}$ , м).

Для точного визначення параметрів бульдозера можна орієнтуватися на додатки таблиці 10, яка, ймовірно, містить необхідні дані щодо продуктивності та технічних характеристик різних моделей бульдозерів.

Для моделі ЕКГ -10

$$N_{\text{Б}} = \frac{3471,6}{1200} \cdot 1,2 = 3,47 \text{ шт, } \text{приймаємо } 4 \text{ шт.}$$

Для моделі ЕКГ -20

$$N_{\text{Б}} = \frac{6942,6}{1200} \cdot 1,2 = 6,9 \text{ шт, } \text{приймаємо } 7 \text{ шт.}$$

### 3.8. Аналіз та висновки розрахункових параметрів моделей ЕКГ -10 та ЕКГ -20 по корисній копалині та скельній породі

Для зведення основних результатів підготовки гірничої маси до виймання та використання різних екскаваторів у гірничих роботах, а також для аналізу даних по корисній копалині та скельній породі, створимо порівняльну таблицю. Ця таблиця дозволяє порівняти основні параметри та результати використання різних екскаваторів для підготовки гірничої маси до виймання:

Таблиця 3.3. - Основні результати розрахункових параметрів

Найменування показнику	Одиниці виміру	Значення показнику
Річна продуктивність по гірничій масі кар'єру, А <sub>ГМ</sub>	млн.т/рік	44 млн.т/рік
Річна продуктивність по корисній копалині, А <sub>КК</sub>	млн.т/рік	25 млн.т/рік
Річна продуктивність по скельній породі, А <sub>СК</sub>	млн.т/рік	19 млн.т/рік
Середня відстань транспортуванн, L	км	7 км
Виробнича річна потужності кар'єру по гірничій масі, А <sub>ГМ</sub>	млн м <sup>3</sup> /рік	13,7 млн м <sup>3</sup> /рік
Виробнича потужності кар'єру по корисній копалині, А <sub>КК</sub>	млн м <sup>3</sup>	7,6 млн м <sup>3</sup>

Виробнича потужності кар'єру по гірничій масі, $A_{СК}$	млн м <sup>3</sup>	6,1 млн м <sup>3</sup>			
Назва ВР	—	Україніт пп-2			
Модель бурового станка	—	СБШ - 250 - 32			
Найменування показнику	Одиниці виміру	Значення показників по корисній копалині		Значення показників по скельній породі	
Модель екскаватору	—	ЕКГ-10	ЕКГ-20	ЕКГ-10	ЕКГ-20
Висота уступу, $H_u$	м	12	15	12	15
Діаметр долота бурового станка, $d_d$	∅	243	269	243	269
Діаметр заряду ВР, $d_z$	∅	0,247	0,273	0,250	0,277
Опір по підшві на уступі, $W_{ТБ}$	м	7,3	8,4	7,3	8,4
Питома витрата ВР, $q$	кг/м <sup>3</sup>	1,1	1,1	0,9	0,9
Довжина вертикальних свердловин, $l_{СВ}$	м	14,5	17,5	14,5	17,5
Кількість ВР, що розміщується в свердловині, $P$	кг/м	62,3	76,1	63,8	78,3
Довжина заряду ВР в свердловині, $l_{ЗАР}$	м	8,95	10,62	8,29	9,70
Маса заряду в одній свердловині, $Q_{ЗАР}$	кг	557,59	808,18	528,90	759,51
Довжина забивки, $l_{ЗАБ}$	м	5,5	7	6	7,5
Об'єм блоку забезпеченості	м <sup>3</sup>	208296	416556	246240	492480

екскаватора до виймання, $V_{\text{БЛ}}$					
Ширина блоку, $V_{\text{БЛ}}$	м	20,3	22,4	21,3	23,4
Довжина блоку, $L_{\text{БЛ}}$	м	20,3	22,4	21,3	23,4
Кількість свердловин 1 ряду, $N_{\text{СВ}}$	шт	148	217	149	214
Кількість свердловин 2 ряду, $N_{\text{СВ}}$	шт	74	108	75	107
Загальна кількість ВР для виконання вибухових робіт, $Q_{\text{ВР.РІЧ}}$	т	13849		13849	
Вихід гірничої маси з 1 м свердловини, $V$	м <sup>3</sup> /м	35	42	40,5	50
Сумарна кількість метрів свердловин річної продуктивності, $\Sigma l_{\text{СВ}}$	м	213602	193001	158026	162121
Кількість бурового обладнання, $N_{\text{БУР}}$	шт	5	4	3	3
Змінна продуктивність бурового станка, $Q_{\text{БУР.ЗМ}}$	$\frac{\text{м}}{\text{зміну}}$	67	67	82,3	82,3
Загальна інвентарна кількість бурових станків, $N_{\text{БУР.ІНВ.}}$	шт	8	7	8	7

Технічна продуктивність екскаватора, $Q_T$	$m^3/год$	578,6	1157,1	684	1368
Експлуатаційна продуктивність екскаватора, $Q_E$	$m^3/зміну$	3471,6	6942,6	4104	8208
Добова експлуатаційна продуктивність екскаватора, $Q_{E.ДОБ}$	$m^3/добу$	6943,2	13885,2	8208	16416
Місячна експлуатаційна продуктивність екскаватора, $Q_{E.МІС}$	$m^3/місяць$	208296	416556	246240	492480
Річна експлуатаційна продуктивність екскаватора, $Q_{E.РІЧ}$	$m^3/рік$	2499552	4998672	2954880	5909760
Кількість виймально-навантажувального устаткування, $N_E$	шт	3	2	2	1
Загальний інвентарний парк екскаваторів, $N_{ІНВ}$	шт	6	3	6	3
Найменування показнику	Одиниця виміру	Значення показників по корисній копалині		Значення показників по скельній породі	
		ЕКГ-10	ЕКГ-20	ЕКГ-10	ЕКГ-20
Модель автоскида, при навантаженні гірських порід ЕКГ	модель	БілА3-7557	БілА3-7519	БілА3-7557	БілА3-7519
Вантажопідємність автоскида	т	90	110	90	110
Місткість кузова автоскида	$m^3$	37,7	44	37,7	44

Тривалість одного транспортного циклу	год	0,5	0,48	0,82	0,80
Тривалість навантаження	год	0,06	0,04	0,06	0,04
Кількість ковшів за місткістю	шт	5	3	4,5	3
Кількість ковшів за вантажопід'ємністю	шт	4	2	3,5	2
Фактична маса вантажу автоскида	т	99	99	91	105
Тривалість розвантаження автоскида	год	0,017	0,017	0,017	0,017
Середня швидкість руху автоскида	км/ год	25	25	25	25
Змінна продуктивність автоскида	т/ зміну	2138	2227	1199	1417
Кількість кар'єрного транспорту - автосамоскидів	шт	8	12	14	20
Інвентарне число автосамоскидів	шт	10	15	18	25
Кількість автосамоскидів, що розвантажуються на відвалі	шт	1	1	1	1
Довжину фронту розвантаження автосамоскиду	м	19	19	19	19
Довжина відвального фронту	м	57	57	57	57
Інвентарна кількість бульдозерів, що обслуговує відвал	шт	4	7	4	7

Виходячи з проведених розрахунків, можна зробити наступні висновки по організації роботи:

1. Ефективність технологічного процесу значною мірою залежить від режиму роботи підприємства.
2. Видобуток руди та її подрібнення здійснюються цілодобово.
3. Кар'єр працює безперервно, 24 години на добу.
4. Транспортні засоби також функціонують цілодобово.
5. Допоміжні цехи працюють у дві зміни з двома вихідними на тиждень, що дозволяє проводити поточний ремонт обладнання (ППР) та мінімізувати простої, підвищуючи загальну продуктивність.
6. При заданій продуктивності час існування кар'єру відповідає нормативним термінам амортизації обладнання, що забезпечує економічну ефективність.
7. Розкриття родовища здійснюється для забезпечення вантажно-транспортних зв'язків між робочими горизонтами кар'єра та денною поверхнею шляхом проведення відповідних гірничих виробок.

Виконані порівняльні розрахунки основних виробничих процесів, параметрів типів та моделей гірничого обладнання для відкритої розробки Гліюватського родовища дозволили визначити продуктивність обраного обладнання та його кількість, необхідну для забезпечення заданої виробничої потужності по корисній копалині та скельній породі.

На основі проведених розрахунків можна зробити висновок про ефективність роботи обладнання, що забезпечує повне виконання заданої виробничої потужності кар'єру, це включає оптимальне використання ресурсів, мінімізацію простоїв та забезпечення безперервності виробничого процесу, що допоможе оптимізувати роботу підприємства, забезпечити ефективне використання ресурсів та досягти високої продуктивності.

### 3.9. Порівняльний технічно - економічний аналіз параметрів обраних моделей техніки

Для проведення порівняльних технічно-економічних розрахунків необхідно врахувати кілька ключових аспектів. Перш за все, слід оцінити продуктивність екскаваторів ЕКГ-10 та ЕКГ-20, тобто їхню здатність обробляти певний обсяг гірничої маси за рік. Важливо також визначити кількість одиниць техніки, необхідної для виконання робіт.

Крім того, необхідно врахувати витрати на експлуатацію, які включають всі витрати, пов'язані з функціонуванням екскаваторів під час видобутку або навантажувальних робіт. Це охоплює енергетичні витрати, витрати на технічне обслуговування та ремонт, амортизаційні витрати, заробітну плату персоналу, екологічні витрати та інші супутні витрати [8].

Витрати на технічне обслуговування включають всі витрати, необхідні для підтримання працездатності, безпечної експлуатації та продовження строку служби обладнання. Це охоплює технічне обслуговування, поточні та капітальні ремонтні роботи, а також витрати на запасні частини та матеріали.

Витрати на вибухові роботи включають всі витрати, пов'язані з підготовкою та проведенням вибухів, які використовуються для руйнування масивів гірської породи під час видобутку корисних копалин у кар'єрах. Це охоплює вартість вибухових речовин, детонаторів, витрати на транспортування та зберігання вибухових матеріалів, оплату праці вибухотехніків, амортизацію бурових установок, транспорту та іншого обладнання, забезпечення безпеки робітників, відновлення порушених земель та екологічні витрати [8].

Нарешті, необхідно врахувати витрати на допоміжне обладнання, яке використовується для підтримки основних робіт, таких як

транспортування гірничої маси, забезпечення безпеки робітників та інші супутні витрати.

Таким чином, для проведення порівняльних технічно-економічних розрахунків необхідно врахувати продуктивність екскаваторів, кількість необхідної техніки, витрати на експлуатацію, технічне обслуговування, вибухові роботи та допоміжне обладнання. Це дозволить отримати повну картину витрат та ефективності використання екскаваторів ЕКГ-10 та ЕКГ-20.

Продуктивність екскаваторів:

ЕКГ-10 має річну продуктивність 2499552 м<sup>3</sup>/рік і кількість техніки 6 одиниць.

ЕКГ-20 має річну продуктивність 4998672 м<sup>3</sup>/рік і кількість техніки 3 одиниці.

Витрати на експлуатацію:

Для ЕКГ-10 витрати за зміну становлять 3000 грн/зміну на одиницю техніки. Оскільки використовується 6 одиниць, витрати за зміну складають 18000 грн. За рік, при 250 змінах, витрати на експлуатацію становлять 4500000 грн.

Для ЕКГ-20 витрати за зміну становлять 5000 грн/зміну на одиницю техніки. Оскільки використовується 3 одиниці, витрати за зміну складають 15000 грн. За рік, при 250 змінах, витрати на експлуатацію становлять 3750000 грн.

Витрати на вибухові роботи:

Для ЕКГ-10 (Ø243) витрати на вибухові роботи розраховуються як 44000000 т/рік, помножені на 1,78 кг/м<sup>3</sup> і на 15 грн/кг, що становить 1175400 грн.

Для ЕКГ-20 (Ø269) витрати на вибухові роботи розраховуються як 44000000 т/рік, помножені на 1,81 кг/м<sup>3</sup> і на 15 грн/кг, що становить 1196400 грн.

Витрати на обслуговування:

Для ЕКГ-10 витрати на обслуговування становлять 200000 грн/рік на одиницю техніки. Оскільки використовується 6 одиниць, витрати на обслуговування складають 1200000 грн.

Для ЕКГ-20 витрати на обслуговування становлять 300000 грн/рік на одиницю техніки. Оскільки використовується 3 одиниці, витрати на обслуговування складають 900000 грн.

Загальні річні витрати:

Для ЕКГ-10 загальні річні витрати складають 4500000 грн (експлуатація) + 1175400 грн (вибухові роботи) + 1200000 грн (обслуговування) = 6875400 грн.

Для ЕКГ-20 загальні річні витрати складають 3750000 грн (експлуатація) + 1196400 грн (вибухові роботи) + 900000 грн (обслуговування) = 5846400 грн.

Порівняння:

Різниця у витратах між ЕКГ-10 та ЕКГ-20 становить 6875400 грн - 5846400 грн = 1029000 грн.

Екскаватор ЕКГ-20 дешевше на 1029000 грн.

Екскаватор ЕКГ-20 потребує менше одиниць техніки, що значно знижує витрати на обслуговування та експлуатацію. Незважаючи на те, що витрати на вибухові роботи для Ø269 дещо вищі, ці витрати компенсуються завдяки меншій кількості необхідної техніки та підвищеній продуктивності.

Для більш обґрунтованого вибору екскаватора, підсумуємо основні результати технічно-економічних розрахунків у таблиці.

Таблиця 3.4. - Технічно - економічні показники параметрів обраних моделей техніки

Найменування показнику	Од.виміру	ЕКГ- 10	ЕКГ- 20
Річна продуктивність	м <sup>3</sup> /рік	2499552	4998672

Кількість техніки	шт	6	3
Вартість експлуатації екскаватора	грн/зміну	3000	5000
Робочі зміни на рік	зміна	250	
Вартість вибухових робіт Ø243, 62,3 кг/м / 35 м <sup>3</sup> /м	грн/кг	15	
Вартість вибухових робіт Ø269, 76,1 кг/м / 42 м <sup>3</sup> /м	грн/кг	15	
Вартість обслуговування на рік	грн/рік	200000	300000
Експлуатаційні витрати, за зміну	грн/зміну	18000	15000
Експлуатаційні витрати, за рік	грн	4500000	3750000
Витрати на 1 м <sup>3</sup> гірничої маси Ø243, 62,3 кг/м / 35 м <sup>3</sup> /м	кг/м <sup>3</sup>	1,78	
Витрати на 1 м <sup>3</sup> гірничої маси Ø269, 76,1 кг/м / 42 м <sup>3</sup> /м	кг/м <sup>3</sup>	1,81	
Витрати на вибухові роботи Ø243	грн	1175400	
Витрати на вибухові роботи Ø269	грн	1196400	
Витрати на обслуговування на рік	грн	1200000	900000
Загальні витрати	грн	6875400	5846400
Загальні витрати на рік при використанні ЕКГ-20 менші на: 6875400 – 5846400=1029000 грн			

У ході виконання розрахунків було проведено всебічний аналіз ефективності використання екскаваторів для досягнення річної продуктивності кар'єру, яка становить 44 мільйони тонн.

Таблиця 3.5. - Основні результати розрахункових параметрів річної амортизації для обраних моделей екскаваторів

ЕКГ - 10						
Найменування устаткування	Один . вим.	Кількість	Первісна вартість, млн. грн		Норма амортизації %	Річна сума амортизації , грн.
			Одиниці	Всього		
1	2	3	4	5	6	7

ЕКГ - 10	шт.	6	39,75	238,5	12	28,62
Разом				238,5		28,62
Невраховане устаткування, 3,5%				8,3475	3,50%	1,0017
Всього				246,8475		29,6217
Фонд ремонтів, 10%				24,68475		

ЕКГ - 20						
Найменування устаткування	Один . вим.	Кількість	Первісна вартість, млн. грн		Норма амортизації %	Річна сума амортизації , грн.
			Одиниці	Всього		
1	2	3	4	5	6	7
ЕКГ - 20	шт.	3	55,25	165,75	12	19,89
Разом				165,75		19,89
Невраховане устаткування, 3,5%				5,80125	3,50%	0,69615
Всього				171,55125		20,58615
Фонд ремонтів, 10%				17,155125		

Таблиця 3.6. - Основні результати розрахункових норм витрат для обраних моделей екскаваторів

ЕКГ - 10					
Назва матеріалів	Одиниця виміру	Норма витрат, грн.		Вартість одиниці, грн	Сума за рік, грн.
		на одиницю	на рік		
1	2	3	4	5	6
Ківш	шт/1 млн.м <sup>3</sup>	1	6	328590	1971540

Рукоять	шт/1 млн.м <sup>3</sup>	0,4	2,4	108295	259908
Трос напірний	м/ рік	350	2100	30,7	64470
Трос піднімальний	м/ рік	350	2100	30,7	64470
Зуби	комп/1 млн.м <sup>3</sup>	380	2280	1435	3271800
Олія індустріальна	кг/1000м <sup>3</sup>	0,5	3000	70	210000
Графітне мастило	кг/1000 м <sup>3</sup>	0,4	2400	75,5	181200
Солідол	кг/1000 м <sup>3</sup>	0,4	2400	65	156000
Кабель	м/1000 м <sup>3</sup>	0,05	300	67	20100
Дизпаливо	кг/1000 м <sup>3</sup>	0,35	2100	50	105000
Разом					4332948
Невраховане устаткування	3,50%				151653,18
Усього					4484601,18

ЕКГ - 20					
Назва матеріалів	Одиниця виміру	Норма витрат, грн.		Вартість одиниці, грн	Сума за рік, грн.
		на одиницю	на рік		
1	2	3	4	5	6
Ківш	шт/1 млн.м <sup>3</sup>	1	3	350140	1050420
Рукоять	шт/1 млн.м <sup>3</sup>	0,45	1,35	128295	173198,25
Трос напірний	м/ рік	450	1350	35	47250
Трос піднімальний	м/ рік	450	1350	35	47250
Зуби	комп/1 млн.м <sup>3</sup>	450	1350	1590	2146500

Олія індустріальна	кг/1000м <sup>3</sup>	0,7	2100	70	147000
Графітне мастило	кг/1000 м <sup>3</sup>	0,6	1800	75,5	135900
Солідол	кг/1000 м <sup>3</sup>	0,55	1650	65	107250
Кабель	м/1000 м <sup>3</sup>	0,09	270	67	18090
Дизпаливо	кг/1000 м <sup>3</sup>	0,5	1500	50	75000
Разом					3854774,25
Невраховане устаткування	3,50%				134917,0988
Усього					3989691,349

Таблиця 3.7. - Основні результати розрахункових норм витрат електроенергії для обраних моделей екскаваторів

Ел енергія						
Устаткування	Кількість в роботі	Встановлена потужність, кВт		Питомі витрати електроенергії. кВтч/т	Кількість годин роботи на рік	Річні витрати ел.енерг. кВт.ч
		Одиниці	Всього			
ЕКГ -10	6	560	3360	0,9	5720	17297280
ЕКГ - 20	3	680	2040	1,85	5720	21587280
Разом			5400			38884560
Втрати, 10%						3888456
Усього						42773016
Плата за споживання активної енергії, грн., 0,350 грн/кВт.ч				43304270,63		
Сума за рік по тарифу, грн.				43304270,63		

Таблиця 3.8. - Основні загальні результати розрахункових параметрів для обраних моделей екскаваторів

	Амортизація	Матеріали	Ел енергія	Ремонти	Разом
ЕКГ - 10	29,62	4484601,18	17297280	24,68	21781935,49
ЕКГ - 20	20,59	3989691,35	21587280	17,16	25577009,09
ЕКГ - 10	2,962170E-05	4,48460118	17,29728	2,46848E-05	21,78193549
ЕКГ - 20	2,05862E-05	3,989691349	21,58728	1,71551E-05	25,57700909

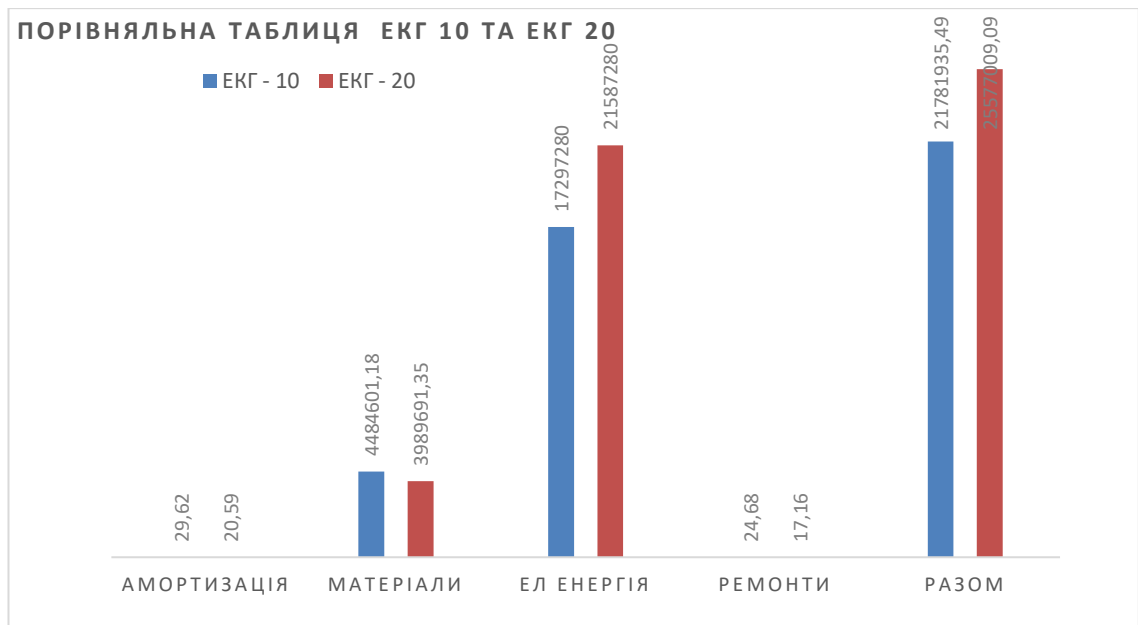


Рисунок 3.1. - Основні загальні результати розрахункових параметрів для обраних моделей екскаваторів

Аналіз включав оцінку різних моделей екскаваторів, їх продуктивності, витрат на обслуговування та експлуатацію, а також вплив на загальну ефективність роботи кар'єру.

Загальні річні витрати при використанні екскаватора ЕКГ-20 є меншими на 1,029000 грн, порівняно з іншим варіантом. Це зниження

витрат є значним і може суттєво вплинути на економічну ефективність роботи кар'єру.

Зокрема, зменшення витрат на 1,029000 грн дозволяє знизити загальні експлуатаційні витрати, що, в свою чергу, підвищує прибутковість підприємства.

Крім того, зекономлені кошти можуть бути спрямовані на інші важливі аспекти діяльності кар'єру, такі як модернізація обладнання, підвищення безпеки праці або інвестиції в екологічні проекти.

Таким чином, вибір екскаватора ЕКГ-20 не лише економічно вигідний, але й сприяє загальному розвитку та вдосконаленню виробничих процесів на кар'єрі.

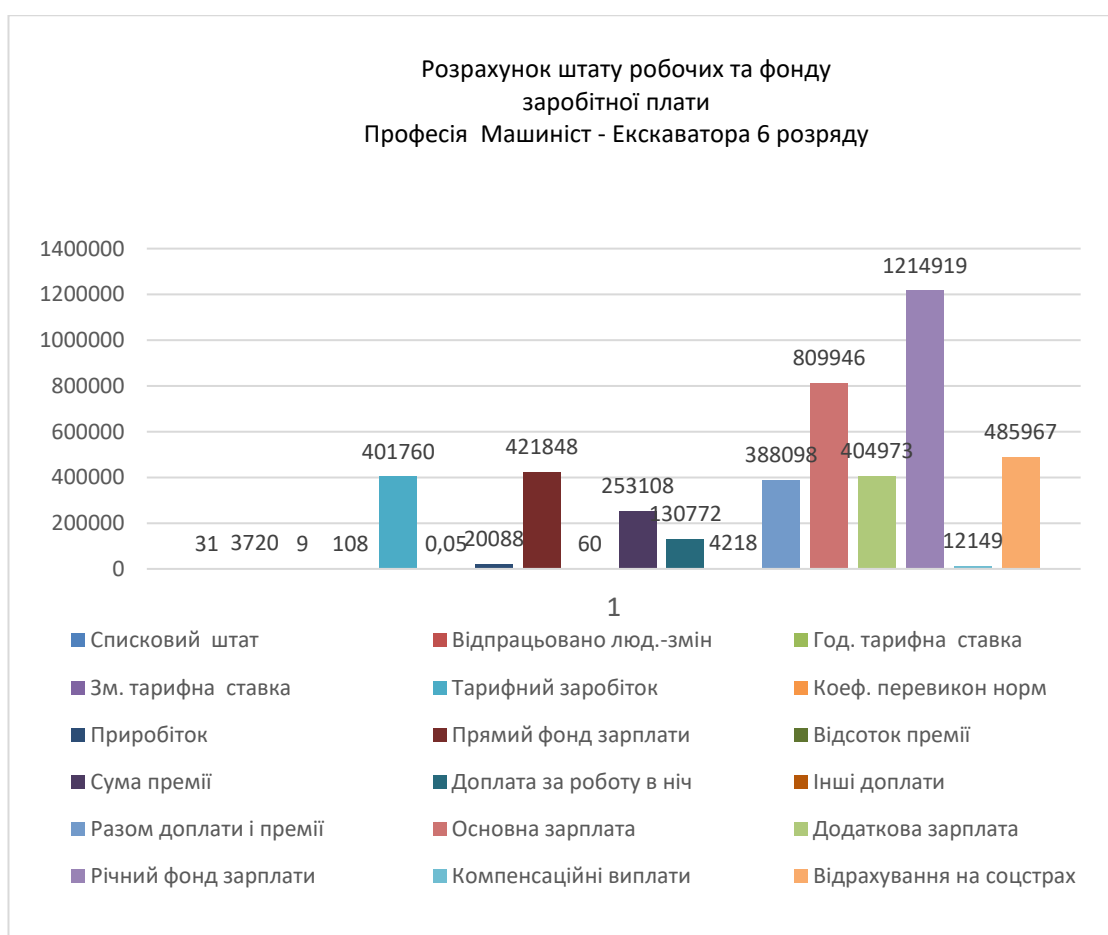


Рисунок 3.2. - Основні загальні результати розрахункових параметрів фонду заробітної плати машиніста -екскаватора

#### 4. ЗАХОДИ З ОХОРОНИ ПРАЦІ І ТЕХНІКИ БЕЗПЕКИ ПРИ ВИКОНАННІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ПІД ЧАС РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН ВІДКРИТИМ СПОСОБОМ

Гірнича промисловість характеризується специфічністю виконання робіт їх збільшеної небезпеки, насиченості кар'єрів технікою високою енергоємністю гірничих підприємств тощо, що вимагає від майбутніх спеціалістів підвищених знань з охорони праці та безпеки здоров'я.

Засоби праці, в результаті управління ними людиною, впливають на предмет праці, який якісно змінюється, або змінює своє положення в просторі. В ході трудової діяльності, особа піддається шкідливим і небезпечним виробничим чинникам. Дія шкідливих і небезпечних професійних чинників на організм людини, залежить від значення їх параметрів, тривалості дії, характеристики організму людини та умов праці в цілому [19].

Внаслідок впливу шкідливих факторів на організм людини можуть відбуватися функціональні зміни, що можуть спричинити професійні захворювання [19].

Під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом часто утворюються високі уступи з крутими схилами (до 80%), що підвищує ризик обвалів та зсувів. Робота екскаваторів у великих забоях також є небезпечною. Вибухи великої кількості вибухових речовин призводять до утворення значної кількості отруйних газів та пилу, що може спричинити отруєння та професійні захворювання [19].

У приміщеннях нарядних, на робочих місцях та на шляхах переміщення людей повинні бути розміщені плакати та попереджувальні знаки з техніки безпеки. Перед початком роботи кожен працівник повинен переконатися у безпечному стані свого робочого місця, перевіривши справність запобіжних пристроїв, інструментів, приладів та механізмів [19].

#### 4.1. Вимоги до працівників

Медичні огляди працівників проводяться відповідно до вимог, затверджених наказом Міністерства охорони здоров'я України. Ці вимоги включають попередні, періодичні та позачергові медогляди, які допомагають оцінити стан здоров'я працівників, виявити професійні захворювання та запобігти їхньому розвитку [19].

До роботи з гірничо-транспортними машинами допускаються тільки ті працівники, які мають відповідну кваліфікацію та пройшли навчання з охорони праці та техніки безпеки [19].

Відпочинок у вибоях, біля укосів, у небезпечних зонах працюючих механізмів, на транспортних шляхах та устаткуванні суворо заборонений [19].

Перед запуском механізмів водій повинен переконатися, що члени команди та особи поблизу знаходяться в безпеці і що на шляху руху немає перешкод. Необхідно подати звукові та світлові сигнали, призначення яких повинні бути відомі працівникам. Необхідно забезпечити видимість сигналів для всіх працівників у межах небезпечної зони дії машин, механізмів.

Кожен працівник на гірничому підприємстві, помітивши небезпеку, що загрожує іншим працівникам, повинен негайно вжити заходів для її усунення. Також він зобов'язаний контролювати безпечне ведення робіт та попереджати працівників про можливу небезпеку [19].

#### 4.2. Загальні вимоги безпеки під час ведення гірничих робіт

Рух працівників у кар'єрі дозволяється лише за затвердженими маршрутами вздовж облаштованих шляхів, або вздовж сторони доріг, де рухаються порожні транспортні засоби [20].

Переміщення працівників від уступу до уступу на підірваній масі дозволяється лише у випадку спеціальної виробничої потреби і тільки з дозволу посадової особи, відповідальної за безпеку гірничих робіт відкритим способом [20].

Для безпечного переходу через стрічкові конвеєри повинні бути встановлені перехідні містки шириною не менше ніж 0,8 м, обладнані поручнями висотою не менше ніж 1 м.

Проїзд у залізничних потягах і кабінах локомотивів дозволяється лише особам, які супроводжують потяги, посадовим особам з відповідним дозволом, відповідальним за безпечне виконання робіт, а також окремим працівникам, які мають відповідний дозвіл [20].

У неробочий час гірничі та транспортні машини повинні бути виведені з вибою в безпечне місце. Робочі органи (ковші тощо) мають бути опущені на землю, кабіни замкнені, а напруга з кабелю живлення знята [20].

Граничні кути укосу неробочих уступів і бортів (кути стійкості) повинні бути визначені проектом з подальшим коригуванням у процесі експлуатації. Це коригування здійснюється на основі даних наукових досліджень та змін у технології ведення гірничих робіт.

Відстань від нижньої бровки уступу (розвалу гірничої маси) до осі найближчої залізничної колії повинна бути не менше 2,5 м.

Запобіжні берми повинні бути горизонтальними або з ухилом у бік борта кар'єру та регулярно очищатися від шматків породи та сторонніх предметів. Берми, якими систематично пересуваються працівники, необхідно огороджувати відповідно до проекту [20].

Вибір способу руйнування негабаритів здійснюється на основі технічних умов, що діють на гірничому підприємстві, та з урахуванням безпеки ведення робіт. Руйнування негабаритів механічним способом повинно проводитися відповідно до вимог інструкції з експлуатації технічного засобу, наданої заводом-виробником [20].

#### 4.3. Вимоги безпеки під час проведення бурових робіт

Бурові роботи повинні проводитися відповідно до технологічних інструкцій, розроблених підприємством для кожного способу буріння (шарошкового, вогневого).

Забороняється бурити свердловини верстатами вогневого (термічного) буріння в гірських породах, схильних до займання та виділення отруйних газів [20].

Кожну свердловину, діаметр устя якої перевищує 250 мм, після закінчення буріння необхідно перекрити. Ділянки пробурених свердловин повинні бути обов'язково огорожені попереджувальними знаками.

Під час буріння перфораторами та електросвердлами ширина робочої берми повинна бути не менше ніж 4 м. Підготовлені для буріння негабаритні блоки гірничої маси повинні складуватися стійко в один шар поза зоною можливого обвалення уступу [20].

#### 4.4. Вимоги безпеки під час роботи одноківшевих екскаваторів

Під час переміщення екскаватора по горизонтальному шляху або на підйом його ведуча вісь має бути ззаду, а при спусках зі схилу - спереду. Ківш слід спорожнити і тримати не вище ніж 1 м від ґрунту, а стрілу встановити по ходу екскаватора [20].

Перегін гірничих машин слід здійснювати лише за письмовим розпорядженням посадової особи, відповідальної за безпечне виконання робіт, та за наявності затвердженого проекту організації робіт.

Не дозволяється робота екскаватора під козирками і шматками гірничої маси, що нависають.

Канати, що використовуються на екскаваторах, повинні відповідати технічним характеристикам екскаватора. Підйомні та тягові канати слід регулярно оглядати [20].

Результати огляду канатів, а також інформація про їх заміну із зазначенням дати установки і типу нового каната записуються в агрегатний журнал екскаватора.

Під час роботи екскаватора на ґрунтах, які не витримують тиску гусениць, необхідно вживати спеціальні заходи для забезпечення стійкого положення екскаватора [20].

Навантаження екскаваторами типу драглайн у залізничні думпкари або інші ємності дозволяється за умови вжиття заходів, що забезпечують безпечні методи роботи, і наявності захисту у разі дотику ковша до контактного проводу тягової мережі.

#### 4.5. Вимоги безпеки під час роботи бурових верстатів

Буровий верстат слід встановлювати на вирівняному майданчику уступу поза зоною можливого обвалення. Під час буріння першого ряду гусениці верстата повинні знаходитися на відстані не менше 2 м від краю уступу, а його поздовжня вісь має бути перпендикулярна до краю уступу [20].

Під час встановлення бурових верстатів шарошкового буріння на перший ряд свердловин керування ними слід здійснювати дистанційно.

Під час переміщення верстата машиніст повинен керувати ним з переносного пульта і перебувати збоку верстата. Працівникам забороняється перебувати на шляху переміщення верстата [20].

Підйомний канат бурового верстата повинен мати п'ятикратний запас міцності на максимальне навантаження. При виборі каната слід керуватися заводським сертифікатом. Не рідше одного разу на тиждень машиніст бурового верстата повинен проводити зовнішній огляд каната.

Зовнішній огляд каната машиністом бурового верстата повинен проводитися не рідше одного разу на тиждень [20].

#### 4.6. Основні вимоги правил безпеки на автотранспорті

Повздожні ухили кар'єрних шляхів мають відповідати техніко-економічному розрахунку з урахуванням забезпечення безпеки руху.

Ширина проїжджої частини шляху визначається з урахуванням розмірів автомобілів і автопоїздів [20].

Тимчасові в'їзди в траншеї слід облаштовувати так, щоб вздовж них під час руху транспорту залишався вільний прохід шириною не менше 1,5 м. У разі зтяжних повздожних ухилів шляхів (більше 0,06) необхідно облаштовувати горизонтальні площадки з ухилом не більше 0,02, довжиною не менше 50 м і не далі ніж через кожні 600 м довжини зтяжного ухилу [20].

Ширина узбіччя доріг із захисним огородженням визначається проектом, за яким відстань від підшви ґрунтового валу до краю проїжджої частини повинна бути не менше 0,5 м, а до краю укосу - 1,0 м. При спорудженні огородження з бетону ці відстані повинні становити відповідно 1,5 м та 1,0 м від основи огородження.

Швидкість і порядок руху автомобілів, автомобільних і тракторних поїздів на кар'єрних шляхах визначаються з урахуванням дорожніх умов. Рух на технологічних шляхах слід регулювати відповідними знаками [20].

На технологічних автомобільних шляхах заборонено обгін автомашин під час їх руху. В окремих випадках, при використанні автомобілів з різною технічною швидкістю, обгін допускається за умови забезпечення безпеки руху [20].

Перевозити працівників у кар'єрі дозволяється тільки в автобусах або спеціально обладнаних для цього автомобілях, зі швидкістю та за маршрутами, визначеними на підприємстві.

Майданчики для посадки працівників повинні бути горизонтальними або з ухилом не більше 0,01 і мати відповідні знаки.

Майданчики для посадки працівників слід облаштовувати тільки за межами проїжджої частини шляху.

Майданчики для навантаження і розвантаження автомобілів (автопоїздів) повинні бути горизонтальними. Допускається ухил не більше 0,01 [20].

#### 4.7. Безпека проведення підривних робіт

Під час поводження з вибуховими матеріалами дотримуються таких загальних заходів безпеки:

- Для проведення спеціальних вибухотехнічних робіт необхідно залучати групу спеціалістів-вибухотехніків НПУ у складі не менше двох осіб [20].

- У разі виявлення вибухового матеріалу забороняється проводити з ним будь-які маніпуляції (зрушувати з місця, трясти, відкривати тощо) працівникам, які не уповноважені на проведення спеціальних вибухотехнічних робіт.

- Спеціальні вибухотехнічні роботи проводяться в засобах індивідуального захисту [20].

Забороняється подрібнення та висушування зарядів ініціюючих вибухових речовин, а також піддавання їх впливу хімічних речовин, які можуть призвести до вибуху заряду ініціюючої вибухової речовини.

Забороняється розміщувати вогнепровідний шнур або інші предмети в гільзах капсуль-детонаторів, які мають ознаки пошкоджень чи несправностей [20].

Щодня вибухонебезпечні об'єкти повертаються працівнику, відповідальному за кімнату (сховище) для їх зберігання, обліку та дослідження, з відповідною відміткою в Журналі.

#### 4.8. Правила безпеки при виробництві відвальних робіт

Порядок утворення та експлуатації відвалів, розташованих над діючими виробками, а також засипки провалів і відпрацьованих ділянок кар'єру повинен передбачати заходи, що забезпечують безпечні умови праці [20].

У разі розміщення відвалів на косогорах необхідно передбачити спеціальні заходи, які перешкоджають їх сповзанню.

Під час спільного складування порід в один відвал на гірничих підприємствах, які працюють за транспортними схемами в районах з великою кількістю опадів у вигляді снігу, повинні бути розроблені додаткові засоби безпеки від можливих зсувів відвалів улітку [20].

У разі спільного складування скельних порід і розсипчастих морених відкладень висота відвалів повинна бути визначена проектом з урахуванням фізико-механічних властивостей порід, що складуються.

У разі появи ознак зсуву роботи з відвалоутворення необхідно припинити до розробки та затвердження спеціальних заходів безпеки.

На відвалах, обладнаних одноківшевыми екскаваторами, відстань від осі залізничної колії до верхньої бровки на місці розвантаження думпкарів повинна бути: для нормальної колії - не менше 1800 мм, для колії 900 мм - не менше 1300 мм [20].

Розвантажувальні майданчики для бульдозерних відвалів слід облаштовувати вздовж усього фронту розвантаження з поперечним ухилом не менше 3 градусів, спрямованим від краю укусу вглиб відвалу. Щоб обмежити рух машин заднім ходом і запобігти можливому обваленню, розвантажувальні майданчики мають бути обладнані

надійною запобіжною стінкою (валом) висотою не менше 0,5 діаметра колеса найбільшого автосамоскида, що використовується для перевезення гірничої маси. Запобіжна стінка (вал) повинна слугувати водієві орієнтиром [20].

На кожному гірничому підприємстві геологічна та маркшейдерська служби повинні організувати систематичний контроль за стійкістю порід у відвалі.

#### 4.9. Провітрювання кар'єрів

Кар'єри глибиною понад 150 м та окремі кар'єри з особливо тяжким пилогазовим режимом повинні мати пиловентиляційну службу, оснащену апаратурою і приладами відповідно до вимог Закону України "Про метрологію та метрологічну діяльність" [20].

На робочих місцях кар'єрів необхідно проводити відбір проб повітря для аналізу на вміст шкідливих газів. Місця відбору проб та їх періодичність визначаються посадовою особою, відповідальною за пиловентиляційну службу підприємства. У випадках, коли вміст шкідливих газів або запиленість повітря перевищують встановлені норми, необхідно вживати заходів для забезпечення безпечних умов праці [20].

Допуск працівників і технічного персоналу в кар'єр після масових вибухів дозволяється тільки після перевірки гірничорятувальниками вмісту шкідливих газів та зниження їх концентрації до санітарних норм, але не раніше ніж через 30 хвилин після вибуху, розсіювання пилової хмари до повного відновлення видимості та огляду місць роботи посадовою особою, відповідальною за безпечне виконання робіт [20].

У кар'єрах, на відвалах та складах слід застосовувати засоби придушення пилу, нейтралізації або уловлення шкідливих газів і

агресивної води безпосередньо в місцях їх виділення, а кабіни гірничого обладнання ізолювати та забезпечити подачу в них очищеного повітря.

Під час масових вибухів у кар'єрах слід використовувати внутрішню, розміщену в свердловинах, тверду зволожену пило-, газопридушуючим розчином забивку або гідрозабивку в рукавах, а також розміщені між свердловинами екрани у вигляді шару подрібнених зволжених порід або рукавів, наповнених пило-, газопридушуючим розчином [20].

Для зменшення пилоутворення на поверхні кар'єрних автодоріг необхідно періодично проводити їх зволоження. Надмірний полив поверхні кар'єрних автодоріг не дозволяється [20].

Під час виділення шкідливих газів з води, що дренає у кар'єр, необхідно вживати заходів для зменшення або повного усунення фільтрації води через укоси уступів кар'єру.

Оглядові колодязі та свердловини насосних станцій для відкачування промислової стічної води повинні бути надійно закриті.

Спуск працівників у колодязі для проведення ремонтних робіт дозволяється після випуску води, ретельного провітрювання і попереднього вимірювання вмісту шкідливих газів, під наглядом працівника, відповідального за безпечне виконання робіт [20].

У разі виявлення шкідливих газів у колодязях і свердловинах або за відсутності достатньої кількості кисню, всі роботи в цих колодязях і свердловинах слід виконувати у шлангових протигазах.

## ВИСНОВКИ

1. Узагальнюючи результати дослідження кваліфікаційної роботи дозволило детально проаналізувати та оптимізувати технологічні процеси видобувних робіт на Гліюватському кар'єрі ПрАТ «ЦГЗК».

2. Вибір та порівняння різних моделей гірничого обладнання, розрахунок їх продуктивності та визначення необхідної кількості техніки дозволили розробити рекомендації щодо підвищення ефективності видобувних процесів.

3. Аналіз гірничо-геологічних умов, вибір бурового обладнання та вибухових речовин, а також розрахунок транспортування та відвалоутворення гірничої маси сприяли розробці оптимальних рішень для підвищення продуктивності та зниження витрат.

4. Увага приділена заходам з охорони праці та техніки безпеки, забезпечує безпечні умови праці для працівників кар'єру.

5. Впровадження запропонованих рішень сприятиме зниженню витрат, підвищенню продуктивності та забезпеченню безпечних умов праці, що в цілому підвищить ефективність роботи кар'єру.

Доцільно буде зазначити, що при річній продуктивності по гірничій масі кар'єру 44 млн.т/рік та розробці міцної породи кварциту, краще використовувати вибухову речовину України ПП-2 загальна кількість якої для виконання вибухових робіт по розрахункам склала в обох варіантах 13849 т.

Модель бурового станка використано СБШ-250-32 було взято в порівняння з різним діаметром долота  $\varnothing$  243 та  $\varnothing$  269 ,що дозволило побачити різну кількість вибухової речовини, що розміщується в свердловині  $\varnothing$  243 - 62,3 кг/м, в свердловині  $\varnothing$  269 - 76,1 кг/м, маса заряду в одній свердловині  $\varnothing$  243 склала 557,59 кг , а  $\varnothing$  269 склала 808,18 кг.

Об'єм блоку за умови забезпеченості екскаватора для ЕКГ-10 підготовленою до виймання гірничої маси склала 208296 м<sup>3</sup>, для екскаватора ЕКГ- 20 склала 416556 м<sup>3</sup>.

Вихід гірничої маси з 1 м свердловини для Ø 243 склала 35м<sup>3</sup>/м для Ø269 склала 42м<sup>3</sup>/м.

Після підрахунку сумарної кількості метрів свердловин річної продуктивності кар'єру дозволила підрахувати інвентарну кількість бурового обладнання яка склала: при застосуванні в подальшому екскаваторів ЕКГ-10 це 8 бурових станків, для ЕКГ-20 склала – 7 бурових станків.

Для транспортування кар'єрних вантажів для моделі екскаватору ЕКГ – 10 обрано модель автоскида БілА3-7557 з вантажопід'ємністю 90 т, загальна кількість кар'єрного транспорту склала 8 шт, а кількість автосамоскидів, що одночасно розвантажуються на відвалі 1 шт.

Для транспортування кар'єрних вантажів для моделі екскаватору ЕКГ – 20 обрано модель автоскида БілА3-7519 з вантажопід'ємністю 110 т, загальна кількість кар'єрного транспорту склала 12 шт, а кількість автосамоскидів, що одночасно розвантажуються на відвалі 1 шт. Таким чином технічна продуктивність екскаваторів вийшла різною, для ЕКГ -10 вона менша 578,6 м<sup>3</sup>/годину , то ж для ЕКГ -20 вона значно переважає 1157,1 м<sup>3</sup>/годину.

Експлуатаційну продуктивність екскаватора за зміну маємо для ЕКГ -10 склала 3471,6 м<sup>3</sup>/зміну , то для ЕКГ -20 склала 6942,6 м<sup>3</sup>/зміну.

Експлуатаційна продуктивність екскаватора за добу для ЕКГ - 10 склала 6943,2 м<sup>3</sup>/добу , то для ЕКГ - 20 склала 13885,2 м<sup>3</sup>/добу .

Експлуатаційна продуктивність екскаватора за місяць для ЕКГ - 10 склала 208296 м<sup>3</sup>/місяць , то для ЕКГ -20 склала 416556 м<sup>3</sup>/місяць.

Річну експлуатаційну продуктивність екскаваторів маємо 2499552 м<sup>3</sup>/рік для ЕКГ - 10 , та 4998672 м<sup>3</sup>/рік для ЕКГ - 20 що видно одразу переважає вибір екскаватора ЕКГ -20 з його максимальним радіусом

черпання ковша 22,6 м та місткості ковша в 2 рази більшою в порівняння з ЕКГ -10.

Для виконання виймально-навантажувальних робіт при річній продуктивності по гірничій масі кар'єру в 44 млн.т /рік , загальний інвентарний парк екскаваторів ЕКГ -10 з розрахунків знадобиться для проведення робіт в кількості 6 шт, проте екскаваторів ЕКГ -20 маємо застосувати 3 шт , я вважаю буде доцільним вибрати техніку з більшою ємність ковша, яка складає 20 м.<sup>3</sup>

Максимальним радіусом черпання 22,6 м з оптимальною висотою уступу для роботи даного екскаватору 15 м, забезпечить мінімальні витрати при безпечному веденні гірничих робіт з ефективним використанням робочих параметрів даного виймального обладнання.

Правильне встановлення виробничої потужності гірничого підприємства є ключовим завданням проектування, яке допомагає обрати оптимальне гірниче обладнання для ефективного виконання виробничого процесу відкритої розробки родовища.

Розрахунок продуктивності обладнання та визначення його необхідної кількості для забезпечення заданої виробничої потужності по корисній копалині та скельній породі дозволило отримати характер вибухових робіт.

При збільшеній висоті уступу до 15 метрів ефективність роботи бурового устаткування зростає, оскільки збільшується відношення чистого часу, витраченого на буріння одного метра свердловини, до часу, витраченого на переїзди, віднесеного до одного метра свердловини.

Варто врахувати, що зі збільшенням висоти уступу, а відповідно і глибини технологічної свердловини, відсоток перебуру в загальній довжині свердловини знижується. Це призводить до збільшення виходу гірської маси, що має важливе техніко-економічне значення.

На основі проведених розрахунків і порівняльного аналізу встановлено, що використання екскаватора ЕКГ-20 є найбільш економічно доцільним рішенням використання.

Це обумовлено його високою продуктивністю, зменшенням кількості залученої техніки та підвищенням ефективності виконання вибухових і виймально-навантажувальних робіт.

Застосування екскаватора ЕКГ-20 дозволяє оптимізувати витрати на експлуатацію, підвищити вихід гірничої маси з одного метра свердловини, а також знизити загальну собівартість видобутку корисних копалин.

Важливою умовою успішного впровадження цієї техніки є вдосконалення технологій бурових і вибухових робіт, що сприятиме підвищенню загальної продуктивності кар'єру.

Загальні річні витрати при використанні екскаватора ЕКГ-20 є меншими на 1,029000 грн порівняно з іншим варіантом. Це значне зниження витрат може суттєво вплинути на економічну ефективність роботи кар'єру.

Зменшення витрат дозволяє знизити загальні експлуатаційні витрати, що, в свою чергу, підвищує прибутковість підприємства. Крім того, зекономлені кошти можуть бути спрямовані на інші важливі аспекти діяльності кар'єру, такі як модернізація обладнання, підвищення безпеки праці або інвестиції в екологічні проекти.

Таким чином, вибір екскаватора ЕКГ-20 обґрунтований як з технічної, так і з економічної точки зору, що підтверджує його доцільність для впровадження в умовах відкритих гірничих розробок.

Це рішення сприятиме підвищенню ефективності роботи підприємства, забезпечуючи стабільний і якісний видобуток корисних копалин.

## ДОДАТКИ

Таблиці з технологічними параметрами та вказівками містять пояснення, рекомендації та довідковий матеріал для виконання кваліфікаційної роботи. В них наведено поради щодо вибору технологічного обладнання та послідовності розрахунку основних технологічних процесів гірничого виробництва з визначенням необхідної кількості обладнання для виконання виробничих завдань.

Таблиця 1 - Рекомендації що до вибору параметрів виймально-транспортного обладнання

$A_{ГМ}$ , млн.т/рік	$(L_{КК} + L_{СК})/2$ , км	$E_{К}$ , $M^3$	$Q_A$ , т	$Q_B$ , т
до 10	до 3	3-4	10-20	—
10-15	3-4	4-6	20-30	—
15-20	3-5	6-8	45-65	85
20-30	3-5	8-12	65-100	—
	5-8	8-12	—	105
30-40	3-6	10-15	80-120	—
	5-10	10-15	—	105-145
40-50	4-7	12-20	120-150	—
	6-12	12-20	—	105-145

Таблиця 2 - Визначення кута укосу уступа, залежність  $\alpha_y$  та  $C$  від  $f$  та  $H_y$

$f$	$\alpha_y, ^\circ$	$C$ , м при $H_y$			
		10 м	12 м	15 м	20 м
до 6	45	4	5	6	8,5
7-9	65	3	3	3,5	4,5
10-14	75	3	3	3	4
15-20	85	2,5	2,5	3	4

Таблиця 3 - Сполучення бурового та виймального обладнання

$A_{ГМ}$ , млн. м <sup>3</sup> /рік	$f$	Модель обраного екскаватора	Модель бурового станка	Діаметр бурового долота, мм
більше 5	8-14	ЕКГ-8	СБШ-250-32	243, 269
		ЕКГ-10	СБУ-160	155
		ЕКГ-12,5	СБШ-320	295, 320
	8-16	ЕКГ-10	СБШ-250-32 СБУ-160	243, 269 155
		ЕКГ-12,5		
		ЕКГ-20		
	10-20	ЕКГ-10	СБШ-320 СБУ-200	295, 320 190
		ЕКГ-12,5		
		ЕКГ-20		

Таблиця 4 - Характеристики емульсійних ВР

Назва Показник	Україніт пп- 2	Анемікс-80	Анемікс-70	Емоніт
Теплота вибуху, кДж/кг	4100-4400	3231	3117	3100
Об'єм газів, л/кг	721-750	1009	1004	1000
Критичний діаметр, мм	120-150	80	90	120
Кисневий баланс, %	-0,05-4,3	-0,98	-1,95	-0,3
Швидкість детонації, м/с	4300-4400	5000-5100	4800-5000	4800-5200
Щільність зарядження, кг/м <sup>3</sup>	1300	1210	1220	1400

Таблиця 5 - Рекомендації щодо вибору моделі бульдозера для відвальних робіт

Обсяг розкриву, що доставляється на відвал ( $A_{СК}$ ), млн. м <sup>3</sup>		Продуктивність відвального бульдозера, м <sup>3</sup> /зміну			
0,5-1,5		800-1100			
1,5-3,5		1100-1450			
3,5 та більше		1450 та більше			

$L_{РА}$ , м	$L_{СБ}$ , м	Продуктивність бульдозера, м <sup>3</sup> /зміну			
		Д-275А	Д-521А	Д-572	Д-701
0-1	до 5	1150	1450	1650	1850
1-5	5-10	1000	1300	1500	1700
3-5	10-15	800	1100	1200	1400

Таблиця 6 - Технічна швидкість буріння, м/хв

Буровий станок	Коефіцієнт міцності за шкалою Протод'яконова										
	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
СБШ-200	0,3	0,25	0,21	0,2	0,18						
СБШ-250	0,3	0,27	0,25	0,21	0,19	0,18	0,16	0,15	0,14		
СБШ-320			0,22	0,21	0,19	0,18	0,15	0,14	0,13	0,12	0,12

Таблиця 7 - Значення коефіцієнту дальності відкидання породи при інтервалі сповільнення між рядами зарядів  $t$ , мс

Інтервал сповільнення між рядами зарядів $t$ , мс	Значення $K_{СП}$
0	1
10	0,95
25	0,9
50	0,85
75 та більше	0,8

Таблиця 8 - Орієнтовна тривалість циклу екскаваторів при навантаженні підірваних гірських порід у транспортні засоби

Модель екскаватора	Кут повороту екскаватора при навантаженні, градус		
	90	135	180
ЕКГ-4,6; ЕКГ-5	33	35	37
ЕКГ-8, ЕКГ-10	36	39	42
ЕКГ-12,5	40	43	46
ЕКГ-20	42	44	46

Таблиця 9 - Технічні характеристики транспортних посудин кар'єрного транспорту

Модель	Вантажопід'ємність $q_{TP}$ , т	Місткість кузова $V_{TP}$ , м <sup>3</sup>	Маса, т
БілАЗ-548	40	21,7	29
БілАЗ-549	75	37,8	66
БілАЗ-7519	110	44	85
БілАЗ-7521	180	90	145

Таблиця 10 - Рекомендації щодо вибору моделі бульдозера для відвальних робіт

Обсяг розкриття, що доставляється на відвал ( $A_{СК}$ ), млн. м <sup>3</sup>		Продуктивність відвального бульдозера, м <sup>3</sup> /зміну			
0,5-1,5		800-1100			
1,5-3,5		1100-1450			
3,5 та більше		1450 та більше			

$L_{PA}$ , м	$L_{CB}$ , м	Продуктивність бульдозера, м <sup>3</sup> /зміну			
		Д-275А	Д-521А	Д-572	Д-701
0-1	до 5	1150	1450	1650	1850
1-5	5-10	1000	1300	1500	1700
3-5	10-15	800	1100	1200	1400

## ПУРЕЛІК ГРАФІЧНОГО МАТЕРІАЛУ:

Кваліфікаційна робота складається з розрахунково-пояснювальної записки та графічної частини, представленої аркушем формату А1.

На кресленні вибухового блоку наведена схема розташування свердловин на уступі, конструкція зарядів вибухових свердловин, параметри робочої площадки екскаваторів ЕКГ -10 та ЕКГ – 20, а також схема торцевого екскаваторного забою при відпрацюванні добувного уступу та навантаженні у залізничний транспорт.

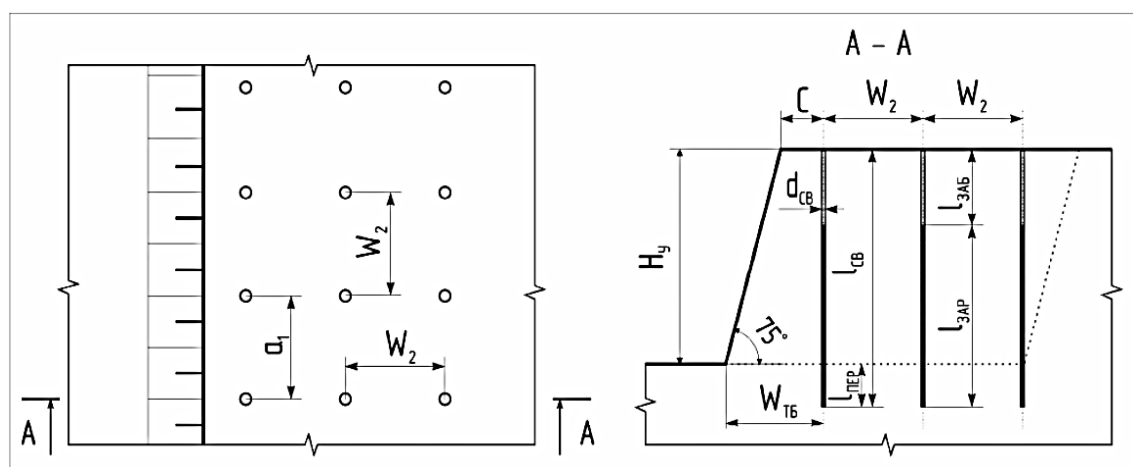


Рисунок 1 - Схема розташування свердловин на розкривному уступі:

- де – висота ( $H_y$ , м) та кут укосу уступу ( $\alpha_y$ );
- діаметр свердловини ( $d_{св}$ , м);
- довжина свердловини ( $l_{св}$ , м), яка дорівнює сумі висоти уступу та довжини перебуру свердловини ( $l_{пер}$ , м);
- довжина заряду ( $l_{зар}$ , м) та забійки ( $l_{заб}$ , м);
- лінія опору по підшві уступу ( $W_{тб}$ , м);
- ширина призми можливого обрушення уступу ( $C$ , м);
- відстань між рядами свердловин та між свердловинами в рядах;
- відстань між свердловинами в 1-му ряді ( $a_1$ , м, або при використанні подвоєних свердловин, відповідно  $a_{1сп}$  та  $a_{1смT}$ ).

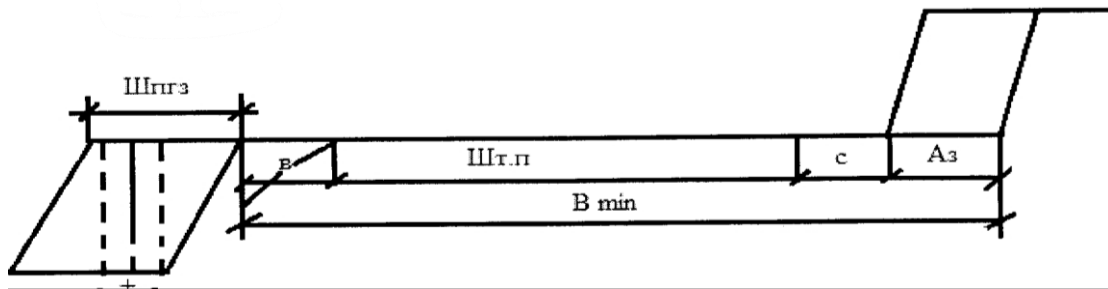


Рисунок 2 - Конструкція та параметри робочої площадки мінімальної та нормальної ширини ЕКГ

Ширина мінімальної робочої площадки розраховується за формулою:  $B_{min} = A_з + Ш_{т.п.} + c + b$ , м

де  $A_з$  - ширина забою екскаватора, м;

$Ш_{т.п.}$  - ширина транспортної смуги, м;

$c$  - безпечна відстань, (відповідно до норм безпеки  $c = 1$  м);

$b$  - ширина призми обвалення (відповідно до норм безпеки  $b = 3$  м).

Ширина транспортної смуги при двосмуговому русі розраховується за формулою:  $Ш_{т.п.} = 2 \cdot (a + Ш_{п.}) + l$ , м

де  $a$  - ширина узбіччя за нормами технологічного проектування приймається 2- 2,5 м,

$Ш_{п.}$  - ширина смуги в одному напрямку, м;

$l$  - інтервал між автомобілями, які рухаються назустріч один одному, м.

Інтервал між автомобілями розраховується за формулою:

$l = 0,05 \cdot VP$ , м, де  $VP$  - швидкість руху машини, км/год.

$l = 0,05 \cdot 30 = 1,5$  м

Ширина забою екскаватора розраховується за формулою:

$A_з = 1,5 \cdot R_{ч.у.}$ , м

де  $R_{ч.у.}$  - радіус черпання екскаватора на рівні установки, м.

Нормальну ширину робочої площадки розраховуємо за

формулою:  $B_H = B_{min} + \frac{\mu \cdot A_p}{L_{ФГР} \cdot H_i}$

де  $\mu$  - нормативний коефіцієнт готових запасів до виймання, міс.;  
 $A_p$  - виробнича потужність кар'єру по руді, т/м<sup>3</sup>;  
 $L_{фгр}$  - довжина рудного фронту гірничих робіт на уступі, м;  
 $H_1$  - висота уступу.

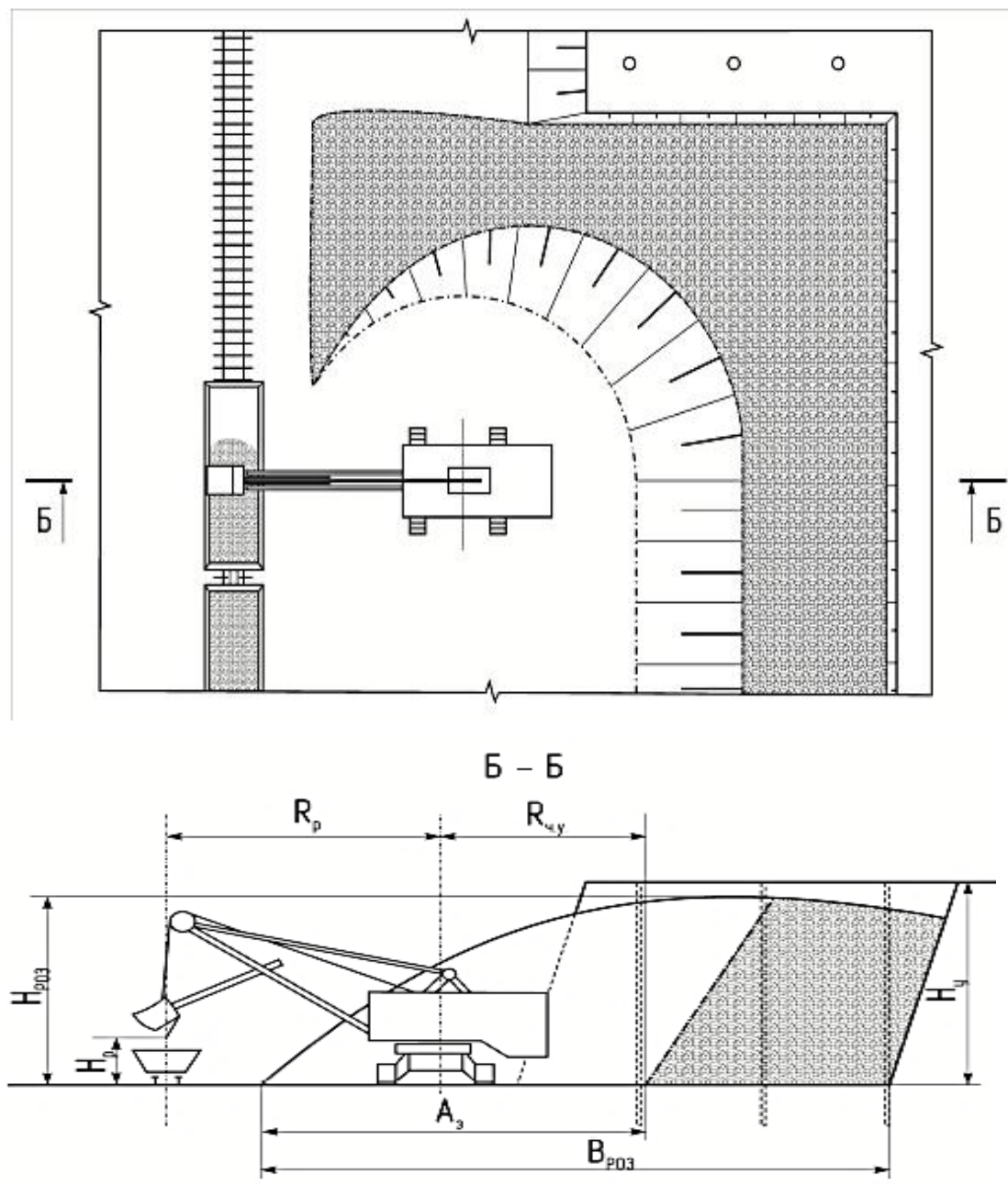


Рисунок 3 - Схема торцевого екскаваторного забою при відпрацюванні добувного уступу та навантаженні у залізничний транспорт

де висота розвалу  $H_{роз}$  та ширина розвалу  $B_{роз}$ , м;  
 радіус черпання на горизонті установки  $R_{чy}$ , м та радіус розвантаження  $R_p$ , м, які визначають ширину заходки екскаватора  $A_3 = (1,5 \cdot 1,7) \cdot R_{чy}$ , м, кількість заходок, якими відпрацьовується розвал ( $B_{роз} / A_3$ ) та відстань від вісі обертання екскаватора до поздовжньої вісі транспортної посудини при розвантаженні;

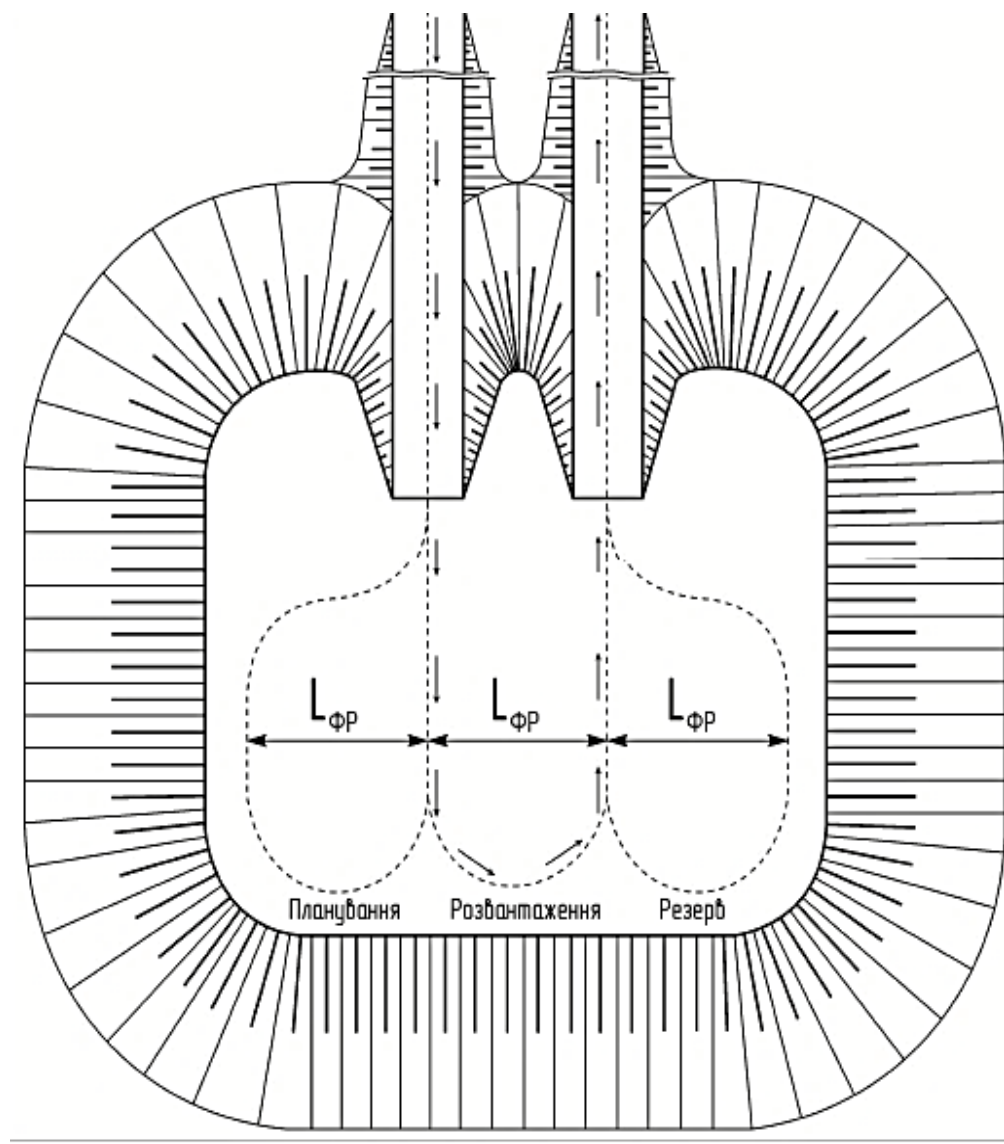


Рисунок 4 - Схема бульдозерного відвалоутворення при доставці розкривних порід автомобільним транспортом, який складається з трьох ділянок рівної довжини ( $L_{фр}$ , м).

Таблиця 9 - Технічні характеристики для площадки ЕКГ -10 та ЕКГ -20

Технічні характеристики:	ЭКГ- 10	ЭКГ- 20
Місткість ковша, м <sup>3</sup>	10 м <sup>3</sup>	20 м <sup>3</sup>
Максимальний радіус черпання, $R_{ч.у}$ м	14,5 м	22,6 м
Максимальна висота черпання, $H_{ч.у}$ м	10,3 м	10,5 м
Висота уступу, $H_i$ , м	12 м	15 м
Виробнича потужність кар'єру, $A_p$ т/м <sup>3</sup> ;	1370000 т/м <sup>3</sup>	
Ширина забою екскаватора, $A_з$ , м	22м	34 м
Ширина транспортної смуги одого напрямку, $Ш_п$ , м	6,4 м	
Ширина транспортної смуги двох напрямів, $Ш_{тп}$ , м	19 м	
Інтервал між автомобілями, $l$ , м	1,5 м	1,5 м
Безпечна відстань, $C$ м	1м	1м
Ширина призми обвалення, $b$ м	3 м	3 м
Ширина узбіччя, $a$ , м	2 м	2,5 м
Ширина мінімальної робочої площадки, $B_{min}$ , м	45 м	57 м
Ширина нормальної робочої площадки, $B_n$ , м	52 м	62м
Довжина рудного фронту гірничих робіт на уступі, $L_{фгр}$ , м	2000 м	
Нормативний коефіцієнт готових запасів до виймання, $\mu$ , міс	0,125 міс	

## РЕКОМЕНДОВАНА ЛІТЕРАТУРА

1. Геологічні та промислові характеристики. Відкриття та освоєння глибоких горизонтів Гліюватського кар'єру. Проектні роботи - серія АВ N 488626 від 12.11.2009р по 12.11.2014р. " КРИВБАСПРОЕКТ " ПРОЕКТУВАННЯ ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ. Головний інженер А. В. Романенко, Головний інженер проекту А. Є. Біленко 2013 р.
2. Геолого – економічна оцінка запасів залізистих кварцитів родовища «Велика Глеюватка», Примірник книги №2, Виконавець академік АГН України професор О.В. Плотніков, Кривий Ріг 2016р. 157с.
3. В.Г. Близнюков, О.Б. Кузьменко, О.В. Плотніков. Гірничо-геологічні фактори рентабельності гірничо-збагачувальних комбінатів України// Металургійна та горно добувна промисловість. 1998 р.
4. Плотніков О.В. Геолого-економічна переоцінка балансових запасів залізистих кварцитів родовища «Велика Глеюватка»: Звіт з геологічного вивчення надр/ Академія гірничих наук України; №ДР У-15-76/1. Кривий Ріг, 2015. 228 с.
5. Відкриті гірничі роботи: Ч.І. Процеси відкритих гірничих робіт. Навчальний посібник для студентів спеціальності 184 «Гірництво» О.О. Фролов, Т.В. Косенко; КПІ ім. Ігоря Сікорського. Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2020. 151 с.
6. Відкриті гірничі роботи: підручник / А.Ю. Дриженко; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т Д.: НГУ, 2014. 590 с.
7. Буро вибухові роботи», Кутузов Б.М., посібник для технікумів, 3 видавництво, М.: Надра 1988р., 383 с.
8. Довідник по відкритим гірничим роботам, Розвиток технології гірничих відкритих робіт, М.І. Щадов ,2010р., 725 с.
9. Руйнування гірських порід вибухом, Коробчук В.В., посібник вибухових робіт, 2002р., 395 с.
10. Близнюков В.Г. Гірничі справи. Підручник для вузів / В.Г.

Блізнюков, С.О. Луценко, А.М. Пижик. 3-е вид., перероб. і доп. Кривий Ріг: Видавець ФО-П Чернявський Д.О. 2014. 424 с.

11. Бизов В.Ф. Основи технології гірничого виробництва. “Виробничі процеси”: Підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком “Гірництво”. Кривий Ріг: Мінерал, 2000. 247 с.

12. Бизов В.Ф., Дриженко А.Ю. Відкриті гірничі роботи. XIII “Виробничі процеси”: Підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком “Гірництво”. Кривий Ріг: Мінерал. 2004. 341 с.

13. Технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин: навч. посіб. І.Л. Гуменик, Г.Я. Корсунський, О.В. Ложников; М-во освіти і науки України, Нац. Гірн. Ун-т. НГУ. 310 с.

14. Основи технології гірничих робіт: Навчальний посібник / Під ред. К.Ф. Сапицького. К. : ВФ ІСДО, 1993. 196 с.

15. Аністратов Ю.А. Технологія відкритих гірничих робіт. М.: Надра, 1995. 216 с.

16. Шапурін А.В. Розрахунок параметрів буропідривних робіт. Навчальний посібник, Київ УМК ВО, 1990р.

17. Теорія і практика відкритих розробок М. В. Мельников, Е. І. Реєнович, Б. А. Симкін та ін. 2-е изд., перераб. і доп. М.: Надра, 1979. 636 с.

18. Економіка гірничих підприємств, практикум О.А. Темченко О.А., Кривий Ріг, «Мінерал»2010р., 372 с.

19. Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом. К.: Основа, 2010.184 с.

20. ДЕРЖАВНИЙ КОМІТЕТ УКРАЇНИ З ПРОМИСЛОВОЇ БЕЗПЕКИ, ОХОРОНИ ПРАЦІ ТА ГІРНИЧОГО НАГЛЯДУ. Про затвердження Правил охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом <https://zakon.rada.gov.ua/>