

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ**

ННІ/факультет	Навчально-науковий технологічний інститут
Кафедра	Хімічних технологій та інженерії
Спеціальність	184 Гірництво
Форма навчання	заочна

КВАЛІФІКАЦІЙНА БАКАЛАВРСЬКА РОБОТА

Попеску Сергій Васильович

на тему Розробка заходів з підвищення продуктивності
екскаваторного обладнання та залізничного транспорту в
умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК»

за матеріалами ПрАТ «ЦГЗК»

науковий керівник PhD

Тіхлівець С.В.
(підпис)

Робота допущена до захисту в ЕК

Протокол засідання кафедри

від 12.06.2026 р. №16

Завідувач кафедри

(підпис)

к.т.н., доцент

К.О. Шмельцер

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ
Кафедра Хімічних технологій та інженерії

Рівень вищої освіти бакалавр
Спеціальність 184 Гірництво

(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри Хімічних технологій та інженерії

(підпис) доцент, к.т.н.
Шмельцер К.О.
(посада, вчене звання, прізвище, ініціали)
«____» _____ 20__ року

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ БАКАЛАВРСЬКУ РОБОТУ ЗДОБУВАЧА

Попеску Сергій Васильович

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема кваліфікаційної роботи бакалавра Розробка заходів з підвищення продуктивності екскаваторного обладнання та залізничного транспорту в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК»
керівник кваліфікаційної роботи бакалавра Тіхлівець Сергій Вадимович, PhD, _____
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом вищого навчального закладу №229-ст від «6» квітня 2026 р.
2. Строк подання студентом кваліфікаційної роботи до кафедри 01.06.2026
3. Вихідні дані кваліфікаційної роботи бакалавра Літературні джерела та фондові дані про гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови функціонування кар'єру, аналізувались параметри робочих вибоїв та перевантажувальних пунктів, а також параметри комплексоутворення»
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)
4.1 Аналітична частина: Сучасний стан відкритих гірничих робіт в Україні та світі. Характеристика технологій видобутку та транспортування гірничої маси. Технологічні тенденції розвитку відкритих гірничих робіт. Інформація про гірничодобувне підприємство ПрАТ «ЦГЗК». Геологічна будова обраного родовища корисних копалин. Фізико-механічні властивості гірських порід. Гідрогеологічні та кліматичні умови розробки родовища. Гірничо-технічна характеристика (запаси, потужність рудних тіл).
4.2 Основна частина: Розрахунок технологічних параметрів умовного кар'єру ПрАТ «ЦГЗК».
4.3 Екологічні аспекти та охорона праці
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Завданням графічний матеріал не передбачений

6. Консультанти розділів кваліфікаційної роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Аналітична частина	Тіхлівець С.В., PhD		
2 Основна частина	Тіхлівець С.В., PhD		

7. Дата видачі завдання «6» квітня 2026 р.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів кваліфікаційної роботи	Примітка
1.	Аналітична частина	12.05.2026	
2.	Основна частина	26.05.2026	
3.	Оформлення пояснювальної записки	30.05.2026	
4.	Подання роботи до кафедри	01.06.2026	
5.	Захист роботи в ЕК	18.06.2026	

Здобувач

(підпис)

Попеску С.В.

(прізвище та ініціали)

Керівник кваліфікаційної роботи

(підпис)

Тіхлівець С.В.

(прізвище та ініціали)

*Примітка. Бланк друкується з обох сторін на одному аркуші.

[illegible]

					ННТІ. 184 КРБ				
Зм.	Лист	№ документа	Підпис	Дата	Відомість кваліфікаційної бакалаврської роботи	Літ.		Лист	Листів
Розробив	Попеску С.В.					КРМ	Т	1	1
Керівник	Темченко О.А.					ННТІ ДЧЕТ			
Консульт.	Темченко О.А.					Каф. ХТІ			
Н.контр.	Тихлівець С.В.					гр.ЗГР-22			
Затв.	Шмельцер К.О.								

АНОТАЦІЯ

Пояснювальна записка до кваліфікаційної бакалаврської роботи за ОП Гірництво: 87 стор., 31 літ. джерел.

Кваліфікаційна бакалаврська робота присвячена дослідженню та оптимізації процесів навантаження і транспортування гірничої маси в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК». Актуальність теми зумовлена необхідністю усунення «вузьких місць» у системі комбінованого транспорту підприємства, ліквідації наднормативних простоїв техніки та зниження питомих витрат на залізничну відкатку за рахунок жорсткої синхронізації параметрів виймально-навантажувального обладнання та рухомого складу.

Метою роботи є розробка та обґрунтування комплексу технологічних і просторово-організаційних заходів, спрямованих на підвищення продуктивності роботи екскаваторного та залізничного транспорту в специфічних гірничотехнічних умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК».

Об'єктом дослідження є процес функціонування екскаваторно-залізничного гірничотранспортного комплексу в умовах Артемівського кар'єру.

В аналітичній частині розглянуто сучасний стан гірничих робіт на ПрАТ «ЦГЗК», охарактеризовано діючі технологічні схеми комбінованого автомобільно-залізничного транспорту та логістичну структуру внутрішньокар'єрних складів. Наведено геологічну характеристику родовища, фізико-механічні властивості скельних порід.

В основній частині виконано комплексний інженерний розрахунок пропускної здатності перевантажувальних пунктів. Проведено порівняльний аналіз трьох технологічних схем механізації (базової та перспективних). Також розглянуто комплексну систему охорони праці (включно із заходами пожежної безпеки та цивільного захисту) та питання екологічної рекультивації порушених земель.

У висновках узагальнено результати проєктування та наведено конкретні рекомендації щодо оновлення робочого і інвентарного парку транспортного комплексу.

Ключові слова: відкриті гірничі роботи, перевантажувальний пункт, комбінований транспорт, залізничний транспорт.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 АНАЛІТИЧНА ЧАСТИНА.....	9
1.1 Сучасний стан відкритих гірничих робіт в Україні та світі.....	9
1.2 Характеристика технологій видобутку та транспортування гірничої маси..	10
1.3 Технологічні тенденції розвитку відкритих гірничих робіт	12
1.3.1 Автоматизація та цифровізація кар'єрів	12
1.3.2 Безпілотний транспорт і концепція «розумного кар'єра».....	13
1.3.3 Використання сучасних екскаваторів та конвеєрних систем	13
1.3.4 Енергоефективні та ресурсозберігаючі технології у гірництві.....	14
1.4. Інформація про гірничодобувне підприємство ПрАТ «ЦГЗК».....	15
1.4.1 Стисла характеристика споживачів сировини.....	15
1.4.2 Обґрунтування доцільності розробки родовища відкритим способом.....	15
1.4.3 Межі кар'єрного поля, гірничий та земельний відвід.....	17
1.4.4 Виробнича потужність та календарний режим роботи кар'єру.....	18
1.4.5 Продуктивність кар'єру (розрахункові базові показники).....	18
1.4.6 Рентабельність гірничого виробництва.....	19
1.5. Геологічна будова обраного родовища корисних копалин.....	20
1.6 Фізико-механічні властивості гірських порід.....	21
1.7. Гідрогеологічні та кліматичні умови розробки родовища.....	22
1.7.1 Кліматичні умови.....	22
1.7.2 Гідрогеологічні умови.....	23
1.8. Гірничо-технічна характеристика (запаси, потужність рудних тіл).....	24
1.8.1 Запаси корисних копалин.....	24
1.8.2 Потужність та морфологія рудних тіл.....	24
1.8.3 Вплив гірничо-технічних умов на вибір обладнання.....	25
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА: Розрахунок технологічних параметрів кар'єру ПрАТ «ЦГЗК».....	26
2.1 Загальна організація відкритих гірничих робіт.....	26
2.2 Розкриття та система розробки родовища.....	28
2.2.1 Розкриття родовища.....	28
2.2.2 Система розробки родовища.....	32
2.3 Підготовка гірських порід до виймання.....	36

2.3.1 Розрахунок параметрів підливних робіт.....	37
2.3.2 Визначення необхідної кількості бурового устаткування.....	42
2.3.3 Визначення необхідної кількості засобів механізації заряджання, забійки та штату працівників.....	43
2.4 Виймально-навантажувальні роботи.....	45
2.5 Розробка заходів з підвищення продуктивності екскаваторного та залізничного транспорту в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК».....	47
2.5.1 Розрахунок кількості перевантажувальних пунктів.....	49
2.6 Транспортування кар'єрних вантажів.....	51
2.6.1 Транспортування гірничої маси залізничним транспортом.....	51
2.6.2 Розрахунок кількості залізничного транспорту.....	52
2.6.3 Розрахунок пропускної та провізної здатності залізничної колії.....	57
2.6.4 Транспортування гірничої маси автомобільним транспортом.....	62
2.6.5 Визначення кількості автосамоскидів.....	62
2.6.6 Пропускна та провізна здатність автодоріг.....	66
2.7 Відвалоутворення розкривних порід.....	66
2.7.1 Розрахунок параметрів екскаваторного відвалоутворення.....	67
2.8 Рекультивація земель, порушених гірничими роботами.....	70
3 ЕКОЛОГІЧНІ АСПЕКТИ ТА ОХОРОНА ПРАЦІ.....	72
3.1 Основні екологічні проблеми при відкритій розробці родовища корисних копалин.....	72
3.2 Технологічні заходи з охорони навколишнього середовища.....	73
3.3 Система протиаварійного захисту і безпека праці на кар'єрі.....	75
3.4 Аналіз небезпечних та шкідливих факторів на відкритих гірничих роботах...	77
3.5 Технічні та організаційні заходи безпеки.....	78
3.6 Пожежна безпека і заходи цивільного захисту.....	80
ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ.....	82
Список використаних джерел.....	84

ВСТУП

Відкритий видобуток залізних руд є фундаментальною основою гірничо-металургійної галузі України. На сучасному етапі експлуатації Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК» спостерігається закономірне погіршення гірничотехнічних умов. Зі збільшенням глибини ведення гірничих робіт значно ускладнюється логістика: збільшується відстань переміщення гірничої маси, ускладнюється схема колійного розвитку та зростає час на маневрові операції. Використання морально застарілого парку виймально-навантажувальної техніки в комплексі зі зношеним тяговим рухомим складом на залізничних комунікаціях призводить до збільшення тривалості транспортного циклу, виникнення організаційних простоїв та, як наслідок, суттєвого підвищення собівартості транспортування кожної тонни руди. Відповідно, пошук раціональних рішень для оптимізації роботи гірничотранспортного комплексу є критично необхідним завданням для підтримки рентабельності підприємства.

Сучасний передовий досвід розробки глибоких кар'єрів свідчить, що розв'язання транспортної проблеми досягається шляхом інтенсифікації роботи комбінованих автомобільно-залізничних схем. Головним напрямком є просторова оптимізація параметрів виробок під високопродуктивне обладнання. Це реалізується за рахунок впровадження потужних гідравлічних екскаваторів у вибоях, що дозволяє різко скоротити час завантаження автомобільної ланки. Водночас їхня робота має бути жорстко синхронізована з роботою перевантажувальних пунктів та пропускнуою здатністю залізничних комунікацій. Правильний підбір кінематичних схем черпання та оптимізація тягових можливостей локомотивів дозволяють усунути «вузькі місця» на стиках різних видів транспорту.

Метою роботи є розробка та обґрунтування комплексу технологічних і просторово-організаційних заходів, спрямованих на підвищення продуктивності роботи екскаваторного та залізничного транспорту в специфічних гірничотехнічних умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК».

Для досягнення поставленої мети сформульовано та вирішено такі завдання:

- проаналізувати поточну гірничо-геологічну ситуацію та ефективність діючої транспортної схеми кар'єру;
- обґрунтувати змінені параметри екскаваторних заходок і розрахувати експлуатаційну продуктивність навантажувального обладнання у вибоях;
- розробити заходи з оптимізації роботи перевантажувальних складів та розрахувати параметри транспортного циклу залізничних составів;
- визначити раціональну потребу в інвентарному парку навантажувальних і тягових агрегатів для виконання планових обсягів робіт;
- запропонувати рішення щодо дотримання норм охорони праці та екологічної безпеки при інтенсифікації роботи гірничотransпортного комплексу.

Об'єктом розробки є процес функціонування екскаваторно-залізничного гірничотransпортного комплексу в умовах Артемівського кар'єру.

Предметом дослідження виступають просторові параметри робочих зон, режими роботи виймально-навантажувального обладнання та рухомого складу залізничного транспорту, а також закономірності їхнього впливу на загальну ефективність підприємства.

Методи дослідження. Під час виконання роботи використовувався комплексний методичний підхід, який включає: аналіз гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов функціонування кар'єру, графоаналітичне моделювання параметрів робочих вибоїв та перевантажувальних пунктів, а також методи інженерного розрахунку продуктивності гірничих машин із застосуванням багатоваріантного порівняння параметрів комплексоутворення.

1 АНАЛІТИЧНА ЧАСТИНА

1.1 Сучасний стан відкритих гірничих робіт в Україні та світі

Відкритий спосіб розробки родовищ сьогодні є основним методом видобутку твердих корисних копалин у глобальному масштабі. Його головні переваги – це можливість досягнення високої інтенсивності гірничих робіт та безпечніші умови праці порівняно з підземним видобутком [1].

Проте сучасна світова гірничодобувна галузь зіткнулася з серйозним технологічним бар'єром: переважна більшість великих кар'єрів досягла значних глибин (понад 500–700 метрів). Робота на таких позначках кардинально змінює просторову логістику. Плече транспортування гірничої маси зростає, ухили технологічних автошляхів стають крутішими, а робочий простір у вибоях нижніх горизонтів суттєво звужується [2].

Для глибоких кар'єрів залізничний транспорт історично є одним із найефективніших рішень завдяки найнижчій собівартості перевезень на великі відстані та високій продуктивності. Аби компенсувати складнощі, пов'язані з поглибленням гірничих робіт, світова практика йде шляхом максимізації пропускної здатності залізничних магістралей. Сучасні закордонні підприємства впроваджують надпотужні тягові агрегати з високою зчіпною масою, здатні впевнено виводити навантажені состави крутими ухилами. Водночас залізничні состави формуються з великовантажних думпкарів, які у вибоях та на перевантажувальних складах обслуговуються високопродуктивними екскаваторами. Головний світовий тренд – це ідеальна синхронізація місткості ковша з об'ємом вагона, щоб завантаження відбувалося за мінімальну кількість робочих циклів без зайвого простою локомотива [2].

В Україні, зокрема на залізрудних підприємствах Кривбасу (до яких належить Артемівський кар'єр ПрАТ «ЦГЗК»), залізничний транспорт є базовою ланкою технологічного ланцюга. Однак вітчизняні умови експлуатації відзначаються особливою складністю. Кар'єри мають тривалу історію відпрацювання, а рудні тіла представлені породами високої міцності, що вимагає ретельної підготовки масиву для якісного завантаження вагонів.

Тривалий час основою транспортної схеми українських комбінатів були класичні магістральні тепловози та тягові агрегати середньої потужності в комплексі з канатними екскаваторами (типу ЕКГ). На сучасному етапі розвитку, коли колійний розвиток ускладнюється великою кількістю тупиків і роз'їздів, така схема працює на межі рентабельності. Старі локомотиви витрачають забагато часу на подолання маршруту, а екскаватори з невеликими ковшами занадто довго вантажать один состав. Це порушує ритмічність виробництва: виникають тривалі простої поїздів в очікуванні навантаження або розвантаження, що різко знижує змінний виробіток гірничотранспортного комплексу в цілому. У результаті витрати на утримання колій, ремонт рухомого складу та споживання енергоносіїв роблять транспортування найдорожчою статтею в собівартості руди.

Додатково на роботу вітчизняних підприємств сьогодні впливають жорсткі зовнішні обмеження: дефіцит енергетичних потужностей, складнощі з оновленням інвентарного парку техніки та брак кадрів.

У зв'язку з цим головним вектором оптимізації відкритих гірничих робіт в Україні стає не екстенсивне збільшення кількості поїздів, а точкова інтенсифікація екскаваторно-залізничної системи. Перехід на використання потужних гідравлічних екскаваторів зі збільшеною місткістю ковша, оптимізація тягових розрахунків для локомотивів, модернізація колійного господарства та впровадження жорстких диспетчерських графіків руху – це ті кроки, які дозволяють ліквідувати «вузькі місця» транспортної мережі та забезпечити стабільну, економічно вигідну роботу кар'єру [3].

1.2 Характеристика технологій видобутку та транспортування гірничої маси

Технологічний цикл відкритої розробки Артемівського родовища являє собою складний багатостадійний процес, базовими етапами якого є підготовка гірських порід до виїмки, їх ексакація та подальше транспортування на збагачувальні фабрики або у відвали. Оскільки залізисті кварцити характеризуються високою міцністю, первинним етапом є буровибухове

розпушування масиву. Від якості дроблення безпосередньо залежить експлуатаційна продуктивність виймально-навантажувального обладнання, тому мінімізація виходу негабариту є обов'язковою умовою ритмічної роботи кар'єру [3].

Враховуючи значну глибину гірничих робіт, на підприємстві застосовується комбінована автомобільно-залізнична схема транспортування. Ця технологія дозволяє раціонально використовувати переваги обох видів транспорту: маневреність автосамоскидів у вузьких робочих зонах нижніх горизонтів та економічність залізничних перевезень на магістральних підйомах [4].

У робочих вибоях навантаження розпушеної гірничої маси в автосамоскиди здійснюється екскаваторами. Для інтенсифікації цього процесу перспективним є використання потужних гідравлічних машин. Завдяки покращеній кінематиці та високому зусиллю копання, вони забезпечують завантаження великовантажного автомобіля за мінімальну кількість циклів, що суттєво скорочує час простою автотранспорту у вибої.

Далі автосамоскиди транспортують породу на внутрішньокар'єрні перевантажувальні пункти (склади), які виконують роль буферних ємностей. Наявність таких складів розв'язує жорстку залежність між автомобільною та залізничною ланками, компенсуючи нерівномірність їхньої роботи та запобігаючи перехресним простоям техніки [3].

Завантаження гірничої маси зі складу у залізничні думпкари виконується перевантажувальними екскаваторами. На цьому етапі технологічно доцільним є застосування канатних машин (типу ЕКГ) з відкидним днищем ковша. Їхня конструкція забезпечує вертикальне розвантаження, що мінімізує просипи руди повз вузькі габарити вагонів і знижує динамічні навантаження на рухомий склад. Кінцевим етапом є вивезення сформованих поїздів з кар'єру. Подолання зтяжних керівних ухилів капітальних траншей вимагає використання потужних магістральних тепловозів, здатних забезпечити необхідне тягове зусилля.

Таким чином, загальна ефективність комбінованої технології залежить від суворої синхронізації параметрів обладнання на кожному етапі: від вибою до магістральних колій.

1.3 Проблеми розвитку гірничодобувної галузі в Україні

На сучасному етапі розвитку вітчизняний гірничо-металургійний комплекс стикається з низкою системних викликів, які суттєво гальмують інтенсифікацію виробництва та знижують конкурентоспроможність української сировини на світових ринках. Ці проблеми мають комплексний характер і потребують детального аналізу [5].

1.3.1 Зношеність технологічного обладнання

Однією з найгостріших технічних проблем гірничих підприємств України залишається критичний рівень фізичного та морального зносу основних виробничих фондів. Для більшості залізородних кар'єрів, включаючи підприємства Криворізького басейну, характерна експлуатація техніки, яка вже вичерпала свій передбачений заводами-виробниками нормативний ресурс. Особливо це стосується парку магістральних тепловозів, промислових тягових агрегатів та класичних канатних екскаваторів (серії ЕКГ), значна частина яких була введена в експлуатацію ще наприкінці минулого століття.

Фізичне старіння металоконструкцій, в тому металу та знос механічних вузлів призводять до різкого зниження коефіцієнта технічної готовності (КТГ) машин. Устаткування частіше виходить з ладу, що провокує непередбачувані аварійні простої. У комбінованих транспортних схемах (як-от екскаватор – склад – поїзд) поломка одного локомотива або перевантажувального екскаватора миттєво паралізує суміжні ланки технологічного ланцюга, руйнуючи добовий графік видобутку. Крім того, морально застаріла техніка відрізняється надмірною енергоємністю та меншою продуктивністю порівняно із сучасними світовими аналогами. Використання такого обладнання робить транспортування породи найдорожчим етапом, оскільки лівова частка бюджету підприємства

витрачається не на розвиток, а на підтримку машин у робочому стані (постійні ремонти та пошук дефіцитних запчастин) [6].

1.3.2 Недостатній рівень інвестицій

Специфіка гірничої промисловості полягає у її надзвичайно високій капіталоємності. Для підтримання обсягів видобутку під час поглиблення кар'єру, а тим більше для закупівлі нової високопродуктивної техніки (сучасних гідравлічних лопат, потужних локомотивів), потрібні колосальні фінансові вливання. Однак в Україні спостерігається хронічний дефіцит капітальних інвестицій у модернізацію гірничотранспортних комплексів [7].

Внутрішніх оборотних коштів підприємств найчастіше вистачає лише на забезпечення операційної діяльності та проведення часткових ремонтів зношеного авто- і залізничного парку. Залучення зовнішнього фінансування ускладнюється високою вартістю кредитних ресурсів та тривалим періодом окупності гірничих проектів, який обчислюється десятиліттями. Потенційні інвестори неохоче вкладають кошти у масштабне переоснащення через високі внутрішні ризики та нестабільність економіки. Як наслідок, підприємства змушені відмовлятися від комплексного оновлення цілих транспортних ланок, переходячи на стратегію "виживання" – точкову закупівлю лише найбільш критичного обладнання. Такий фінансовий голод напряду блокує можливість повноцінного переходу глибоких кар'єрів на нові інтенсивні технології відпрацювання, залишаючи підприємства заручниками низькорентабельних схем роботи [7].

1.3.3 Екологічні проблеми

Відкрита розробка родовищ неминуче супроводжується масштабним техногенним впливом на навколишнє природне середовище, що формує низку екологічних викликів для підприємств. Перш за все, це значне пилоутворення під час масових вибухів, роботи виймальної техніки у вибоях та транспортування руди і розкриву. Гострою проблемою є викиди в атмосферу від роботи застарілого парку дизельних магістральних локомотивів та кар'єрних

автосамоскидів, двигуни яких часто не відповідають жорстким сучасним екологічним стандартам.

Не менш важливою є проблема гідрологічного балансу. Поглиблення кар'єрів вимагає безперервного відкачування величезних обсягів шахтних і кар'єрних вод для запобігання затопленню робочих горизонтів. Це призводить до виснаження підземних водоносних горизонтів та небезпеки засолення ґрунтів і поверхневих водойм у регіонах ведення гірничих робіт. Крім того, специфіка відкритого видобутку вимагає постійного відчуження значних площ земельних ресурсів під розміщення зовнішніх відвалів для пустої породи та хвостосховищ для відходів збагачення. Для мінімізації цього впливу гірничо-збагачувальні комбінати змушені сплачувати високі екологічні збори та нести суттєві витрати на утримання систем пилопригнічення, водоочищення і рекультивацію земель. Це є додатковим фінансовим навантаженням на собівартість продукції [8].

1.3.4 Вплив економічних і воєнних факторів

На сучасному етапі функціонування вітчизняної гірничої галузі критичного, безпрецедентного значення набув вплив форс-мажорних обставин, спричинених воєнним станом. Бойові дії докорінно порушили звичні логістичні маршрути. Обмеження роботи або повне блокування чорноморських портів змусило комбінати екстрено переорієнтовувати експортні потоки важкої залізорудної продукції на західні сухопутні залізничні переходи. Цей логістичний злам спровокував стрімке зростання вартості фрахту та призвів до перевантаження залізничної інфраструктури. Все це призвело до збільшення термінів доставки сировини споживачам.

Надзвичайно потужним ударом для галузі стала нестабільність об'єднаної енергосистеми України. Оскільки гірниче підприємство є безперервним виробництвом, а ключові гірничі машини (екскаватори ЕКГ, бурові верстати, системи водовідливу та фабрики) критично залежать від постачання електроенергії, раптові блекаути або введення лімітів споживання неминуче призводять до паралічу видобувного процесу. Додатковим викликом став гострий кадровий дефіцит: мобілізація значної частини робітників безпосередньо

вплинула на укомплектованість бригад. Брак досвідчених машиністів екскаваторів, машиністів тягових агрегатів та диспетчерів змушує підприємства екстрено переглядати штатні розписи та програми підготовки кадрів. Сукупність цих макроекономічних та воєнних факторів змушує гірничі підприємства працювати в режимі постійного кризового менеджменту, шукаючи резерви для збереження безперервності виробництва.

1.4. Інформація про гірничодобувне підприємство ПрАТ «ЦГЗК»

1.4.1 Стисла характеристика споживачів сировини

Аналізуючи ринок збуту продукції Артемівського кар'єру, необхідно зважати на те, що безпосередньо з вибоїв видається напівфабрикат. Це бідні руди (залізисті кварцити із вмістом заліза близько 30–34 %), які не можуть бути використані в металургійному переділі без попередньої підготовки.

Таким чином, ключовим "внутрішнім споживачем" видобутої гірничої маси є власна збагачувальна фабрика Центрального ГЗК. Для стабільного функціонування фабрики критично важливими є безперервність постачання та висока якість змішування (усереднення) руди. Нестабільність показників твердості масиву або стрибки відсотка заліза негативно впливають на продуктивність подрібнювального та збагачувального устаткування комбінату.

Пройшовши технологічний ланцюжок із дроблення, збагачення та подальшої грудкування, сировина перетворюється на високоякісний кінцевий продукт – залізорудні обкотиші. Ця товарна продукція постачається кінцевим замовникам: вітчизняним металургійним гігантам (у структурі компанії Метінвест) та заводам європейського ринку.

1.4.2 Обґрунтування доцільності розробки родовища відкритим способом

Специфіка відпрацювання Артемівського родовища (ПрАТ «ЦГЗК») визначається насамперед якістю самої сировини – місцеві залізисті кварцити характеризуються відносно низьким вмістом корисного компонента. Отримати економічний прибуток від видобутку бідних руд можна виключно за рахунок ефекту масштабу, тобто переробляючи десятки мільйони гірничої маси щороку.

Організувати видачу таких великих обсягів породи через шахтні стовбури технічно нереально та фінансово збитково. З огляду на це, відкрита розробка є єдиним доцільним технологічним рішенням.

Ключова перевага відкритих гірничих робіт полягає у відсутності жорстких габаритних рамок для машинного парку. Якщо під землю неможливо спустити великовантажний автосамоскид (наприклад, класу 180 тонн) чи змонтувати екскаватор із ковшем великої місткості, то на робочих майданчиках кар'єру застосування техніки підвищеної одиничної потужності є базовим стандартом. Такі високопродуктивні гірничотранспортні комплекси здатні за одну зміну перемістити масу руди, на яку шахтарям знадобилися б тижні. Саме інтенсифікація робіт за рахунок важкого обладнання дозволяє кардинально зменшити експлуатаційні витрати на кожную видобуту тонну.

Додатково відкритий спосіб виграє за двома критично важливими критеріями:

1. Максимальний ступінь вилучення надр. Підземний метод вимагає обов'язкового залишення частини рудного тіла (близько 14–19 %) як опорних ціликів для утримання склепіння виробок від обвалення. У кар'єрі ж корисна копалина виймається майже повністю, а експлуатаційні втрати зводяться до мінімуму (3–5 %).

2. Безпека персоналу. На відкритому просторі працівники надійно захищені від типових підземних загроз: раптового обвалення покрівлі, газодинамічних явищ та складнощів із провітрюванням шахт.

Проте цей метод розробки має свою об'єктивну ціну – необхідність постійної екскавації та вивезення пустих розкривних порід. Межею економічної доцільності функціонування кар'єру виступає граничний коефіцієнт розкриву. Робота підприємства залишається рентабельною доти, доки фінансовий дохід від реалізації виробленого концентрату здатен повністю покривати колосальні витрати на транспортування розкриву у зовнішні відвали.

1.4.3 Межі кар'єрного поля, гірничий та земельний відвід

Проектне обґрунтування та ведення гірничих робіт вимагають суворого просторового розмежування об'єктів підприємства. На практиці функціонування кар'єру регламентується трьома базовими просторовими межами.

Основою для планування є кар'єрне поле. Воно визначає фінальні проектні контури виробленого простору. На денній поверхні цей контур обмежується граничними кутами нахилу бортів, які розраховуються з умов забезпечення геомеханічної стійкості масиву. За глибиною межа відпрацювання встановлюється на горизонті економічної доцільності – там, де витрати на екскавацію та вивезення розкривних порід дорівнюють вартості видобутої руди. Для Артемівського кар'єру ці параметри повністю підпорядковані морфології залягання залізистих кварцитів і формують загальний обсяг запасів, що підлягають виїмці.

Правовою підставою для експлуатації родовища є гірничий відвід. Це геометризований блок надр, у межах якого ПрАТ «ЦГЗК» надано виключне право здійснювати промисловий видобуток. Важливо зазначити, що межі гірничого відводу охоплюють не лише балансові запаси руди. До нього обов'язково входять бар'єрні та охоронні цілики, а також зони можливого зрушення гірських порід. Це є обов'язковою умовою для підтримки стабільності укосів та безпечної роботи гірничотранспортного комплексу.

Оскільки відкритий спосіб розробки супроводжується масштабним відчуженням територій, підприємству виділяється відповідний земельний відвід. Площа цієї ділянки у декілька разів перевищує розміри самої чаші кар'єру. Основне просторове навантаження у межах земельного відводу створює відвальне господарство – масивні площі зовнішніх відвалів, необхідні для складування великої кількості кубічних метрів розкриву. Крім того, на цих землях розміщується вся супутня виробнича інфраструктура: магістральні транспортні комунікації для гірничої техніки, ремонтні проммайданчики, підстанції та гідротехнічні споруди системи водовідливу.

1.4.4 Виробнича потужність та календарний режим роботи кар'єру

Режим експлуатації Артемівського кар'єру є безперервним: підприємство функціонує цілий рік, цілодобово, за багатозмінним графіком. Проте розрахунковий ефективний фонд часу роботи гірничотранспортного комплексу об'єктивно менший за календарний. Зниження корисного часу зумовлене технологічною необхідністю виведення техніки в планово-попереджувальні ремонти (ППР) та на регламентне обслуговування, а також обов'язковим призупиненням усіх виробничих процесів під час проведення масових буровибухових робіт.

Виробнича потужність кар'єру щодо видобутку корисної копалини суворо лімітується пропускнуою здатністю збагачувального переділу комбінату. Однак закономірне поглиблення робочої зони супроводжується стабільним зростанням поточного коефіцієнта розкриття. Тобто для того, щоб видати на фабрику затверджений плановий обсяг руди, гірникам доводиться щороку екскавувати та транспортувати у зовнішні відвали дедалі більшу кількість пустих порід. Як наслідок, сумарне навантаження на обладнання (загальний обсяг гірничої маси) постійно збільшується.

В умовах фіксованого фонду робочого часу єдиним раціональним шляхом виконання такої збільшеної виробничої програми є інтенсифікація гірничих робіт. Саме цим пояснюється технологічна доцільність розроблених у роботі заходів щодо переходу на гірничотранспортні комплекси підвищеної одиничної потужності. Застосування високопродуктивних екскаваторів та оптимізація роботи залізничного транспорту дозволяють підприємству забезпечити необхідні темпи вивезення гірничої маси в межах існуючих робочих змін без екстенсивного нарощування кількості задіяних машин.

1.4.5 Продуктивність кар'єру (розрахункові базові показники)

Виробнича програма Артемівського кар'єру на період до 2026 року формується під впливом двох зустрічних факторів: жорстких вимог збагачувального переділу та складної просторової ситуації у вибоях.

З боку збагачувальної фабрики встановлено фіксований річний план щодо постачання залізорудної сировини, який дорівнює 3,0 млн тонн. Проте забезпечення цього обсягу наразі ускладнене заблокованістю фронту гірничих робіт. Головна проблема полягає в тому, що нормальному пониженню виробок заважають залишки тимчасового відвалу, який перекриває доступ до балансових запасів. Ситуація додатково обтяжується наявністю близько 2,0 млн м³ пустих порід на верхніх уступах.

Для ліквідації цього просторового дефіциту і підготовки нових робочих майданчиків, підприємство змушене інтенсифікувати рознесення бортів. Враховуючи поточний експлуатаційний коефіцієнт (2,9 м³/т) та необхідність ліквідації вищезгаданих перешкод. Річний обсяг вивезення розкриву було розрахунково зафіксовано на рівні 8,7 млн м³.

1.4.6 Рентабельність гірничого виробництва

Об'єктивна реальність функціонування будь-якого глибокого кар'єру полягає в тому, що з кожним новим відпрацьованим горизонтом відстань переміщення породи неминуче збільшується. Таке просторове заглиблення автоматично провокує стрімке зростання експлуатаційних витрат. Більше половини всіх фінансових бюджетів гірничого підприємства (понад 50–60 %) поглинає саме гірничотранспортний комплекс. Ліва частина коштів витрачається на оплату електроенергії для екскаваторів, дизельного пального для локомотивів, закупівлю дорогих запчастин та постійне технічне обслуговування зношених машин.

Паралельно з цими внутрішніми технологічними викликами, вітчизняні комбінати існують у суворих умовах глобального ринку. Гірничодобувне підприємство виступає виключно "ціноодержувачем" – воно не має інструментів впливу на світові біржові котирування залізної руди і не може штучно підняти вартість своєї продукції, щоб перекрити зростаючі витрати на довгу внутрішньокар'єрну логістику. Якщо залишити існуючу транспортну схему без змін, собівартість виймання однієї тонни товарної продукції дуже швидко зрівняється з її ринковою ціною, і видобуток стане фінансово збитковим.

У такій ситуації фінальним мірилом життєздатності об'єкта залишається показник рентабельності, а єдиним дієвим механізмом його збереження виступає жорсткий внутрішній контроль та тотальна оптимізація. Інженери змушені безперервно вдосконалювати процеси безпосередньо у вибоях та на магістралях. Це досягається виключно шляхом технологічної інтенсифікації: заміни застарілого парку гірничого обладнання, впровадження автоматизованих систем диспетчеризації та зведення до нуля непродуктивних простоїв екскаваторного і залізничного обладнання.

1.5. Геологічна будова обраного родовища корисних копалин

У тектонічному відношенні залізорудні поклади Артемівського родовища приурочені до центральної частини Західно-Інгулецької міжблокової зони, утворюючи однойменну міжкупольну структуру. Геологічна будова масиву сформована метаморфізованими комплексами інгуло-інгулецької серії. Стратиграфічний розріз кристалічного фундаменту має чітку послідовність залягання: нижній ярус утворює зеленорічинська свита, яка послідовно перекривається маякською та родіонівською свитами.

Промислове зруднення зосереджене виключно в межах маякської свити. Корисна копалина представлена високоміцними силікат-магнетитовими та магнетитовими кварцитами. У приповерхневій зоні (корі вивітрювання) ці породи зазнали природного окислення, частково трансформувались у змішані гематит-магнетитові руди. Вміщуючий гірський масив характеризується значною літологічною мінливістю: він рясніє прошарками гнейсів, мігматитів, а також містить інтрузії ультраосновного та гранат-амфібол-піроксенового складу.

За умовами просторового залягання родовище є складною геологічною структурою. Продуктивні поклади разом із пустими породами зім'яті в єдину велику лінійну складку субмеридіонального простягання. Її загальна довжина сягає трьох кілометрів, а ширина у південному замиканні розкривається до одного кілометра. Складка має характерне зустрічне круте падіння бортів під кутами від 60° до 65° (західне крило нахилене на схід, а східне – навпаки, на захід).

Потужність рудних тіл по простяганню є вкрай нестабільною: найбільшої товщини (до 175 метрів) пласт досягає в шарнірній (замковій) частині структури. На крилах поклади різко звужуються: до 40–80 метрів на східному та 35–50 метрів на західному борту. Додатково геологічну ситуацію для ведення гірничих робіт ускладнює наявність густої мережі тектонічних розломів, які розсікають масив та надають йому яскраво вираженої блокової будови.

1.6 Фізико-механічні властивості гірських порід

Фізико-механічні характеристики гірських порід у контурах Артемівського родовища відзначаються яскраво вираженою неоднорідністю по глибині залягання.

Верхній (осадовий) ярус масиву утворений пухкими розкривними породами: піщаними ґрунтами, суглинками та глинами. За класифікаційною шкалою М.М. Протод'яконова їхній коефіцієнт міцності знаходиться в мінімальному діапазоні (1–4 бали). Завдяки низькому опору копанню, розробка цього шару здійснюється екскаваторами безпосередньо з цілика, без попереднього буровибухового розпушування, що забезпечує високу продуктивність машин та низький знос їхніх робочих органів.

Натомість головна специфіка гірничого виробництва формується умовами кристалічного фундаменту, де сконцентрований основний фронт робіт і де фізико-механічна ситуація є радикально іншою. Балансові запаси представлені неокисненими залізистими кварцитами, які класифікуються як надзвичайно міцні та високоабразивні породи (коефіцієнт міцності сягає 12–16 балів). Крім того, вони є дуже важкими – їхня об'ємна маса становить від 3,48 до 3,61 т/м³. Зона окиснених кварцитів характеризується дещо нижчими показниками: міцність варіюється від 10 до 14 балів, а щільність падає до 2,8 т/м³. Скельні породи, що вміщують рудні тіла, також є досить масивними, з об'ємною вагою в межах 2,65–3,0 т/м³.

1.7. Гідрогеологічні та кліматичні умови розробки родовища

1.7.1 Кліматичні умови

Територіальне розташування Артемівського кар'єру (Криворізький залізорудний басейн) зумовлює експлуатацію гірничотранспортного комплексу в умовах помірно-континентального клімату. Метеорологічні фактори відіграють критичну роль при проектуванні виробництва, оскільки сезонні коливання температури та опадів безпосередньо впливають на експлуатаційну надійність машин та загальний темп видобутку.

Специфіка літнього сезону полягає у тривалих посухах та високих температурних показниках. Внаслідок замкненого простору кар'єрної чаші та відсутності інтенсивного природного провітрювання, повітря на робочих горизонтах може прогріватися до $+35...+40$ °С. Це провокує масивне виділення пилу під час роботи екскаваторів, руху важкого транспорту та виконання буровибухових робіт. Для нейтралізації пилової небезпеки підприємство змушене постійно задіювати спеціалізовану поливально-зрошувальну техніку на транспортних магістралях. Крім того, екстремальна спека створює критичні теплові навантаження на дизельні установки локомотивів та автосамоскидів, а також пришвидшує термічний знос їхніх великогабаритних шин.

Зимова експлуатація родовища ускладнюється нестабільним температурним режимом із частими переходами через нульову позначку. Цикли замерзання та відлиг призводять до інтенсивного примерзання вологої гірничої маси до робочих поверхонь техніки. Налипання породи на днища екскаваторних ковшів та кузови думпкарів і самоскидів «з'їдає» корисний об'єм обладнання, що вимагає регулярних зупинок для проведення механічного очищення. Додатковим фактором ризику є обледеніння транспортних комунікацій на похилих з'їздах. З метою забезпечення безпеки руху диспетчерська служба директивно обмежує швидкісний режим, що об'єктивно збільшує час транспортного циклу.

Гідрологічне навантаження на гірничу виробку формується за рахунок середньорічної норми опадів на рівні 450–500 мм. Інтенсивні літні зливи та активне весняне сніготанення генерують значні обсяги поверхневих вод, які по

укосах стікають на дно кар'єру. Запобігання затопленню робочих вибоїв та підтримання нормальних умов екскавації на нижніх горизонтах досягається виключно завдяки безперебійному функціонуванню капітальної системи головного водовідливу.

1.7.2 Гідрогеологічні умови

Топографічні умови в районі розташування родовища сприятливо впливають на загальний гідрологічний баланс об'єкта. Поверхня являє собою типову степову рівнину з чітко вираженим природним падінням у східному напрямку, до басейну річки Зелена. Завдяки цьому забезпечується ефективний поверхневий стік: значна частина атмосферних опадів відводиться за межі контурів кар'єрного поля природним шляхом.

Гідрогеологічна обстановка родовища формується двома водоносними комплексами, які кардинально по-різному впливають на технологію ведення гірничих робіт. Верхній водоносний ярус, приурочений до пухких осадових відкладень, відзначається слабкою водообводненістю. Він не створює суттєвих перешкод для поглиблення кар'єру та не погіршує несучу здатність підосви, залишаючи умови для прохідності техніки задовільними.

Визначальним фактором обводнення робочих виробок є глибинний водоносний горизонт, локалізований безпосередньо у тріщинуватих метаморфічних породах докембрію (рудному тілі та вміщуючих масивах). Напрямок підземного потоку тут також орієнтований із заходу на схід, тяжіючи до річкової долини.

Сукупна дія зазначених гідрогеологічних факторів генерує постійний нормативний приплив води в чашу Артемівського кар'єру на рівні 93,28 м³/год. Підтримання нормативних умов екскавації на нижніх горизонтах та запобігання їх затопленню за такого водопритоку вимагає від комбінату організації капітальної системи кар'єрного водовідливу. Безперервна робота потужних насосних установок є критично важливою умовою для безпечної та ефективної експлуатації важких виймально-вантажних і транспортних комплексів.

1.8. Гірничо-технічна характеристика (запаси, потужність рудних тіл)

1.8.1 Запаси корисних копалин

Стратегічна перспектива відпрацювання Артемівського кар'єру базується на потужній мінерально-сировинній базі залізистих кварцитів. Офіційно підтверджені балансові запаси родовища виступають надійним гарантом довгострокової та ритмічної експлуатації гірничого комплексу за умови збереження планового річного навантаження у 3,0 млн тонн сирової руди.

На сучасному етапі розвитку гірничих робіт спостерігається певний просторовий дефіцит: частина підготовлених до виїмки рудних покладів виявилася тимчасово заблокованою через розміщення над ними внутрішнього відвалу пустих порід. Цей фактор об'єктивно звужує можливості для інтенсивного просування фронту видобутку в плані.

Однак такий локальний стримуючий фактор не впливає на глобальну життєздатність об'єкта. Глибинний потенціал розвіданих запасів родовища є настільки масштабним, що формує міцне економічне підґрунтя для довгострокового планування. Саме наявність гарантованої ресурсної бази на десятки років уперед робить фінансово обґрунтованим залучення капітальних інвестицій у комплексне переоснащення кар'єру сучасним гірничотранспортним обладнанням.

1.8.2 Потужність та морфологія рудних тіл

За особливостями своєї просторової морфології залізорудний поклад утворює масштабну субмеридіональну складчасту структуру. Її загальне простягання по довжині сягає трьох кілометрів, тоді як у південній частині (в зоні розкриття) ширина масиву наближається до одного кілометра. Ключовим гірничо-геологічним фактором, який суттєво ускладнює технологію ведення видобувних робіт, є стрімке зустрічне падіння обох крил складки з кутами нахилу в межах 60–65°.

Показники горизонтальної потужності кварцитових пластів характеризуються вкрай високою просторовою мінливістю. Найсприятливіші

умови для розгортання повноцінних гірничих робіт спостерігаються в замковій (шарнірній) частині структури. Саме тут рудна зона розширюється до максимальних параметрів - 175 метрів.

Натомість у напрямку флангів відбувається різке виклинювання (скорочення товщини) корисного покладу. На східному крилі горизонтальна потужність зменшується до 40–80 метрів, а на західному борту цей показник падає до критичних 35–50 метрів. Така складна морфологія масиву генерує гострий дефіцит робочого простору: під час відпрацювання звужених ділянок гірничотransпортний комплекс змушений функціонувати у вкрай стиснених умовах, що вимагає від машиністів екскаваторів виконання складних маневрів у габаритах вузького вибою.

1.8.3 Вплив гірничо-технічних умов на вибір обладнання

Геометричні особливості залягання покладів, насамперед їхнє круте падіння, спричиняють прискорене пониження робочих горизонтів кар'єру та закономірне зростання обсягів розкриву. У поєднанні з екстремальною міцністю гірського масиву (12–16 балів за класифікацією М.М. Протод'яконова), на глибоких ярусах формується гострий просторовий дефіцит на робочих майданчиках. За таких складних гірничотехнічних обставин подальше використання машин стандартної одиничної потужності стає технологічно безвихідним. Спроба виконати план за рахунок нагання у звужені вибої великої кількості малопродуктивного обладнання неминуче призводить до внутрішньокар'єрних заторів та простоїв.

Єдиним раціональним рішенням для подолання цих просторових обмежень є стратегія технологічного укрупнення. Залучення до роботи високопродуктивних екскаваторних комплексів у тандемі з великовантажними автосамоскидами дозволяє докорінно змінити ситуацію. Завдяки збільшенню корисного навантаження на одну машину, комбінат отримує змогу інтенсифікувати видачу гірничої маси, одночасно зменшивши фізичну кількість одиниць техніки на уступах.

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА: Розрахунок технологічних параметрів кар'єру ПрАТ «ЦГЗК»

2.1 Загальна організація відкритих гірничих робіт

Критерієм оцінки виробничої діяльності Артемівського кар'єру виступає його проектна річна потужність щодо виймання гірничої маси. Аналітичне обґрунтування планових обсягів базується на строгих гірничо-геометричних розрахунках. При цьому профільні служби комбінату визначають продуктивність, застосовуючи один із двох базових підходів: виходячи з регламентної швидкості посування фронту робіт (уступів), або ж за критерієм гранично допустимого насичення вибоїв екскаваторним парком відповідно до затверджених паспортів ведення гірничих робіт.

Організація праці на підприємстві підпорядкована суворому календарному регламенту, що враховує баланс ефективного часу та неминучих технологічних пауз на технічне обслуговування. Експлуатація родовища ведеться за безперервним графіком – 365 діб на рік. Добовий ритм функціонування гірничотранспортного комплексу забезпечується стабільною двозмінною роботою (тривалість однієї зміни становить 12 годин).

«Кількість робочих днів для відповідних розрахунків визначається за наступною формулою:

$$T_p = T_k - (t_b + t_{пр}), \text{ днів} \quad (2.1)$$

де T_k – календарний фонд днів за рік, днів;

t_b - кількість днів простоїв через масові вибухи, днів ($t_b = 12$ днів)

$t_{пр}$ – інші простої, днів ($t_{пр} = 3$ днів)» [15]

$$T_p = 365 - (15) = 350 \text{ днів}$$

«Кількість робочих змін за рік:

$$T_{зм} = T_p \cdot n_{зм}, \text{ змін/рік} \quad (2.2)$$

де $n_{зм}$ – кількість змін на добу» [15].

$$T_{зм} = 350 \times 2 = 700 \text{ змін/рік}$$

«Виходячи з технічного завдання, кар'єр повинен забезпечити стабільний річний обсяг видобутку на рівні 3 млн тонн залізорудної сировини.

Експлуатаційний коефіцієнт розкриву при цьому становить $n_e = 2,9 \text{ м}^3/\text{т}$.

Для того щоб розрахувати загальну річну продуктивність кар'єру по розкривних породах, застосовується така формула» [15]:

$$A_v = A_p \cdot n_e, \text{ м}^3/\text{рік} \quad (2.3)$$

де « A_p - продуктивність кар'єру по руді, т;

n_e - експлуатаційний коефіцієнт розкриву, $\text{м}^3/\text{т}$ » [15].

для розкриву $A_{v.p.} = 3 \cdot 10^6 \cdot 2,9 = 8,7 \cdot 10^6 \text{ м}^3/\text{рік}$;

«Продуктивність кар'єру по гірничій масі при заданій продуктивності по руді визначиться по формулі:

$$A_{г.м.} = \frac{A_p}{\gamma} + A_{v.ск} + A_{v.н}, \text{ м}^3 \quad (2.4)$$

де γ - питома вага руди» [15].

$$A_{г.м.} = \frac{9 \cdot 10^6}{3,45} + 8,7 \cdot 10^6 = 9,569 \cdot 10^6, \text{ м}^3 / \text{рік}$$

«Місячну продуктивність кар'єру визначаємо по виразу:

$$A_m = \frac{A \cdot K_{нер.}}{12}, \quad (2.5)$$

де $K_{нер.}$ - коефіцієнт нерівномірності роботи підприємства (приймаємо рівним 1,15)» [15]

«Тоді місячна продуктивність кар'єру складе» [15]:

$$\text{для руди } A_{м.р} = \frac{3 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{12} = 0,29 \cdot 10^6, \text{ т/міс};$$

$$\text{для розкриву } A_{м.в} = \frac{8,7 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{12} = 0,83 \cdot 10^6, \text{ м}^3/\text{міс}$$

«Місячна продуктивність кар'єру по гірничій масі складе» [16]:

$$A_{м.г.м.} = \frac{9,569 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{12} = 0,92 \cdot 10^6, \text{ м}^3/\text{міс}$$

«Добову продуктивність кар'єру визначимо по формулі» [16]:

$$A_{сут} = \frac{A \cdot K_{нер.}}{T_p}, \quad (2.6)$$

«Тоді добова продуктивність кар'єру складе» [16]:

для руди $A_{\partial.p} = \frac{3 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{350} = 0,0099 \cdot 10^6, \text{ т/добу};$

для розкриву $A_{\partial.v.} = \frac{8,7 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{350} = 0,0286 \cdot 10^6, \text{ м}^3/\text{добу}$

«Добова продуктивність кар'єру по гірничий масі складе» [16]:

$$A_{\partial.z.m.} = \frac{9,569 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{350} = 0,0314 \cdot 10^6, \text{ м}^3/\text{добу}$$

«Змінна продуктивність кар'єру складає» [16]:

$$A_{zm} = \frac{A_{\partial}}{n_{zm}}, \quad (2.7)$$

«Змінна продуктивність кар'єру складає» [16]:

для руди $A_{zm.p} = \frac{9857}{2} = 0,0049 \cdot 10^6, \text{ т/зм};$

для розкриву $A_{zm.v.} = \frac{28586}{2} = 0,0143 \cdot 10^6, \text{ м}^3/\text{зм}$

«Змінна продуктивність кар'єру по гірничий масі складе» [16]:

$$A_{zm.z.m.} = \frac{31443}{2} = 0,0157 \cdot 10^6, \text{ м}^3/\text{зм}$$

Розраховані показники продуктивності кар'єру зводимо у таблицю 2.1.

Таблиця 2.1.

Показники	Од. виміру	Продуктивність			
		Річна, млн.	Місячна, млн.	Добова, млн.	Змінна, млн.
Руда	т	3	0,2875	0,0099	0,0049
Розкрив	м ³	8,7	0,8338	0,0286	0,0143
Гірнича маса	м ³	9,57	0,9171	0,0314	0,0157

2.2 Розкриття та система розробки родовища

2.2.1 Розкриття родовища

Процес розкриття родовища є одним з основних етапів гірничого проектування, просторова конфігурація якого жорстко обмежується

топографічними умовами денної поверхні, геологічною структурою масиву та кінцевими проектними контурами виробки.

Для Артемівського кар'єру стратегічною точкою закладення розкривних виробок визначено його північний фланг. Такий вибір обґрунтований морфологією покладу: саме тут шарнірна (замкова) частина синклінальної складки досягає максимальної потужності та має мінімальну глибину залягання, розташовуючись безпосередньо під товщею пухких осадових відкладень.

Геометричні параметри екскаваторних вибоїв суворо регламентуються правилами технічної безпеки. Під час виймання скельних порід екскаваторами типу «пряма механічна лопата» висота уступу не повинна перевищувати максимальну паспортну висоту черпання конкретної машини. Ця норма поширюється і на висоту розвалу гірничої маси, утвореного в результаті одно- або дворядних масових вибухів. Збільшення висоти розвалу дозволяється виключно за умови застосування багаторядного короткозасповільненого підривання, однак цей параметр жорстко обмежується величиною, що дорівнює 1,5 максимального радіуса черпання екскаватора.

Проектне обґрунтування траншей (як капітального, так і ковзного типів) зводиться до розрахунку чотирьох базових параметрів: ширини основи (дна), поздовжнього керівного похилу траси, кутів укосу бортів та загальної довжини виробки. Зокрема, довжина розрізної траншеї розраховується за класичною аналітичною залежністю:

$$L_m = \frac{1000 \times h_y}{i_p}, \text{ м} \quad (2.8)$$

де h_y – «глибина закладання траншеї (висота уступу), м;

i_p – величина нахилу» [15], %;

$$L_m = \frac{1000 \times 15}{80} = 188, \text{ м}$$

Обґрунтування ширини основи капітальних розкривних виробок виступає критичним аспектом при проектуванні безпечних гірничих робіт. Просторові габарити траншеї по низу повинні формувати достатню робочу зону для безперешкодного маневрування технологічного транспорту та ефективного

функціонування виймально-вантажних машин у суворій відповідності до регламентів типових паспортів вибоїв.

Здійснимо аналітичний розрахунок мінімально допустимої проектної ширини похилого транспортного з'їзду, враховуючи гірничотехнічні реалії Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК». В основу розрахунку покладено прийняту організацію навантажувальних робіт, за якої під'їзд великовантажних автосамоскидів під екскаватор реалізується за петльовим маршрутом. Дана технологічна схема вимагає здійснення транспортом повного розвороту (на 180°) та подальшого наближення до зони черпання заднім ходом.

Математично визначення даного лінійного параметра здійснюється за наступною формулою:

$$B_T = 2(Ra + 0,5a + c), \text{ м} \quad (2.9)$$

де Ra – «мінімальний радіус розвороту автосамоскида, м;

a – ширина автосамоскида, м;

c – безпечна відстань між машиною і бортом траншеї, м» [15].

$$B_T = 2(13 + 3,24 + 1) = 35 \text{ м}$$

Процес спорудження траншей є фундаментальним етапом гірничо-капітальних робіт під час розкриття нових експлуатаційних горизонтів. Календарні строки підготовки робочої зони напряму залежать від обсягів виймання гірничої маси з контурів виробки. Цей розрахунковий обсяг жорстко обмежується проектними просторовими параметрами: шириною основи по низу, поздовжнім похилом траси, кутами укусу бортів, а також топографічними особливостями рельєфу.

Для максимально точного обчислення об'ємів виробок у гірничій інженерії традиційно застосовується аналітичний алгоритм Є.Ф. Шешка. Базовий принцип даного підходу полягає у просторовій декомпозиції загального тіла виробки на прості елементарні фігури. Геометрично тривимірний контур траншеї розчленовується на серединну клиноподібну призму, що має прямокутний поперечний переріз (її об'єм фіксується як V_1), та дві симетричні бічні фігури, які безпосередньо утворюють похилі стінки (їхній об'єм індексується як V_2).

Відповідно до зазначеного геометричного розділення, сумарний об'єм гірських порід, що підлягає екскавації для формування похилої капітальної траншеї, визначається за наступним математичним виразом:

$$V = V_1 + 2V_2, \text{ м}^3 \quad (2.10)$$

Для похилої частини:

$$V_1 = \frac{b \times h^2}{2i}, \text{ м}^3. \quad (2.11)$$

$$V_2 = \frac{h^3}{6tg\alpha \times i}, \text{ м}^3. \quad (2.12)$$

«Звідси об'єм похилої траншеї визначається за формулою» [17]:

$$V_3 = \frac{h^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3tg\alpha} \right), \text{ м}^3. \quad (2.13)$$

де h - «глибина траншеї, м;

i - нахил траншеї,

b - ширина траншеї понизу, м;

α - угол укоса бортів траншеї, град» [15].

$$V_3 = \frac{225}{0.08} \left(\frac{35}{2} + \frac{15}{6,43} \right) = 55776, \text{ м}^3.$$

«Об'єм розрізної траншеї при постійному її перерізі визначається, як об'єм прямої призми, в основі якої лежить трапеція» [18]:

$$V_p = (b + h \times ctg\alpha) \times h \times L, \text{ м}^3 \quad (2.14)$$

де L - «довжина траншеї» [15], м.

$$V_p = (35 + 6,99) \times 15 \times 100 = 62992, \text{ м}^3$$

Календарні графіки спорудження розрізних траншей безпосередньо обмежуються фактичною здатністю виймально-вантажних комплексів відпрацювати заданий обсяг гірничої маси. З огляду на це, базовим розрахунковим критерієм виступає добова експлуатаційна продуктивність екскаватора ($Q_{\text{екс.доб}}$).

Технологічна складова продуктивності повністю підпорядковується робочим характеристикам екскаватора. До уваги беруться паспортна місткість ковша ($E_{екс}$) у комплексі з коефіцієнтом його екскаваторного наповнення (k_n), а також динаміка робочого процесу, що виражається тривалістю повного робочого циклу машини (T_u). Окрім того, обов'язково враховується фізико-механічний стан гірського масиву після буровибухового руйнування, що враховується через коефіцієнт розпушення породи (k_p).

Аналітичний розрахунок добового обсягу екскавації гірничої маси для однієї машини здійснюється за наступним математичним виразом:

$$Q_{екс} = \frac{3600 E \cdot k_n}{t_u \cdot k_p} T_p \cdot k_v \cdot n_{зм} \cdot t_{зм}, \text{ м}^3/\text{рік} \quad (2.15)$$

$$Q_{екс} = \frac{3600 \cdot 10 \cdot 0,85}{36 \cdot 1,55} 350 \cdot 0,45 \cdot 2 \cdot 12 = 2072000, \text{ м}^3/\text{рік}$$

«Підсумковий розрахунок календарного часу, необхідного для спорудження розрізної траншеї, базується на зіставленні проєктного обсягу робіт із фактичною потужністю виймальної техніки. Календарний термін будівництва визначається як частка від ділення загальної кубатури гірничої маси, що підлягає вилученню в межах контурів траншеї, на розраховану раніше добову експлуатаційну продуктивність обраного екскаватора» [17].

«Математично цей часовий показник виражається наступною залежністю» [17]:

$$T = \frac{V_z + V_p}{Q_{екс}}, \text{ років} \quad (2.16)$$

$$T = \frac{55776 + 62992}{2072000} = 0,057 \text{ років} = 0,69 \text{ міс.}$$

2.2.2 Система розробки родовища

За своїми класифікаційними ознаками технологія відпрацювання Артемівського родовища належить до транспортної системи розробки. З огляду на значну просторову віддаленість об'єктів поверхневого комплексу

(збагачувальної фабрики та зовнішніх відвалів) від активної зони ведення гірничих робіт, логістична інфраструктура комбінату функціонує на базі комбінованої автомобільно-залізничної схеми. Чинним проектом також затверджена двохетапне транспортування розкривних порід: їх первинне складування на внутрішньому тимчасовому складі з наступним переєкспедируванням та вивезенням на зовнішні відвальні площі.

Система виймання гірського масиву базується на принципі низхідних шарів, що передбачає планомірне та послідовне пониження експлуатаційних уступів (зверху вниз). Основним виймально-навантажувальним обладнанням у вибоях є екскаватори типу «пряма механічна лопата», які функціонують у тандемі з кар'єрними автосамоскидами. Маршрутизація вантажопотоків має чітке розділення: кондиційна руда та скельні розкривні породи після підривання транспортуються автомобілями на спеціалізовані перевантажувальні склади (для подальшого завантаження у залізничні думпкари). Натомість пухкі осадові породи верхнього ярусу транспортуються за прямою автомобільною схемою безпосередньо у контури тимчасового відвалу, локалізованого на південному фланзі кар'єрного поля.

Визначення мінімально допустимої ширини робочого майданчика уступу (B_{min}) здійснюється на основі комплексного аналізу. Ця величина розраховується як сума просторових зон, що враховують паспортні параметри виймальної техніки, габарити розміщення транспортних комунікацій, а також ширину розвалу гірничої маси, утвореного внаслідок дії буровибухових робіт.

В умовах застосування транспортної системи розробки під час екскавації скельних масивів, проектна величина мінімальної робочої площадки (B_{min}) обчислюється за принципом лінійного додавання технологічних смуг. Поперечний профіль цього робочого простору структурно включає в себе такі обов'язкові складові: геометричні габарити розвалу породи після проведення масового вибуху, нормативну запобіжну берму, ширину проїзної частини для безперешкодного руху кар'єрних самоскидів, резервну площу для маневрових

операцій допоміжної механізації, а також лінійний розмір основи запобіжного валу.

Математична формалізація алгоритму визначення загальної проектної ширини робочого майданчика зводиться до наступного аналітичного рівняння:

$$B_n = B_{min} + \frac{\tau \times A_p}{L_{p.f.} \times h_y}, \text{ м} \quad (2.17)$$

Проектний показник мінімальної ширини робочого майданчика (B_{min}) перебуває у прямій залежності від фізико-механічного стану гірського масиву, де ключовим фактором виступає міцність порід. У зоні ведення робіт по пухкому розкриву головною вимогою до габаритів площадки є забезпечення достатньої площі для трасування транспортних магістралей. Натомість розробка скельних горизонтів супроводжується набагато жорсткішими вимогами промислової безпеки: нормативна ширина майданчика у міцних породах безальтернативно повинна дорівнювати або перевищувати подвійну висоту експлуатаційного уступу.

У разі відпрацювання скельних масивів із застосуванням попереднього буровибухового розпушування, обчислення величини B_{min} базується на лінійному підсумовуванні обов'язкових технологічних зон. Просторова структура цієї площадки включає такі складові: поперечний розмір екскаваторної заходки (A_3), габарит відкосу підірваної породи – розвалу (x), регламентований зазор безпеки між подошвою розвалу та краєм автодороги (c), смугу відчуження під проїзну частину для руху великовантажних автосамоскидів (T) та ширину основи крайової запобіжної призми (z).

У вигляді математичної формули обчислення цього комплексного просторового нормативу має такий вигляд:

$$B_{min} = A_3 + c + T + Z + x, \text{ м} \quad (2.18)$$

«Для визначення робочої ширини екскаваторної заходки використовується співвідношення, що базується на габаритах навантажувальної техніки» [18]:

$$A_3 = (1,5 - 1,7) R_{чy} \quad (2.19)$$

де $R_{\text{чы}}$ – «радіус черпання на горизонті встановлення екскаватора, м» [18].

$$A_3 = 1,6 \cdot 12,6 = 20 \text{ м}$$

«Розмір розвалу підірваної гірничої маси (x) безпосередньо обумовлюється висотою робочого уступу і становить» [18]:

$$x = 1,75H_y, \text{ м.} \quad (2.20)$$

Руда $x = 1,75 \cdot 15 = 27, \text{ м.}$

Розкрив $x = 1,75 \cdot 15 = 27, \text{ м.}$

Руда $B_{\min} = 20 + 27 + 1 + 12 + 3 = 63 \text{ м}$

Розкрив $B_{\min} = 20 + 27 + 1 + 12 + 3 = 63 \text{ м}$

Звідси

Руда
$$B_n = 63 + \frac{0,125 \times 869000}{2000 \times 15} = 67 \text{ м}$$

Розкрив
$$B_n = 63 + \frac{0,125 \times 8700000}{3500 \times 15} = 84 \text{ м}$$

Інтенсивність планового посування гірничих робіт у горизонтальному напрямку (l_p) перебуває у прямій функціональній залежності від затвердженої річної потужності підприємства з видобутку корисної копалини. Для аналітичного визначення цього просторово-часового параметра використовуються загальна довжина активної лінії видобувних вибоїв ($L_{\phi.p}$), а також середньозважена висота експлуатаційного уступу.

Математична модель для обчислення нормативної швидкості посування робочого фронту за допомогою наступного виразу:

$$l_p^{\text{необх.}} = \frac{A_p}{L_{\phi.p.} \times h}, \text{ м} \quad (2.21)$$

$$l_p^{\text{необх.}} = \frac{869000}{2000 \times 15} = 29 \text{ м}$$

«Потрібний темп щорічного поглиблення видобувної зони (h_p) визначається на основі швидкості просування робіт у горизонтальній площині (l_p). На цю величину також впливають кут нахилу робочого борту кар'єру (φ) та

кут падіння самого рудного тіла (γ). Розрахунок здійснюється за наступною формулою» [18]:

$$h_o = \frac{l_p}{ctg\varphi + ctg\gamma}, \text{ м / рік} \quad (2.22)$$

$$h_o = \frac{29}{3,73 + 0,47} = 7, \text{ м / рік}$$

2.3 Підготовка гірських порід до виймання

Фундаментальне завдання етапу підготовки гірського масиву до виймання зводиться до створення оптимальних умов для ритмічної та високоефективної роботи екскаваторних і транспортних комплексів, а також для стабільного забезпечення дробильного переділу збагачувальної фабрики сировиною належної якості. Вибір конкретного технологічного механізму такої підготовки повністю диктується фізико-механічним станом порід. Так, розробка пухких осадових відкладень здійснюється безпосередньо з цілика (шляхом екскавації без розпушення), тоді як міцні скельні масиви потребують обов'язкового штучного руйнування їхньої природної суцільності.

Зважаючи на специфіку гірничо-геологічних умов залізородних кар'єрів, де домінують гірські породи з високими показниками міцності, безальтернативним інструментом розпушення виступають буровибухові роботи. Зазначений технологічний цикл структурно поділяється на дві ключові стадії: облаштування проектної мережі вибухових свердловин та подальше масове підривання закладених зарядів з метою дроблення моноліту до нормативних показників гранулометричного складу.

Оскільки корисна копалина (залізисті кварцити) та скельні породи розкриву характеризуються кардинально різним опором бурінню, аналітичне визначення потреби у верстатах виконується роздільно: окремими розрахунковими блоками для рудної та розкривної зон.

Математичне обґрунтування інвентарної кількості машин бурового парку ґрунтується на співвідношенні сукупного річного обсягу буріння (загального

метражу свердловин) до фактичної змінної продуктивності однієї бурової установки.

Зважаючи на високі фізико-механічні властивості порід, що складають скельні уступи, первинне порушення їхньої природної суцільності здійснюється виключно із залученням буровибухового комплексу. Проходка проектної мережі вибухових свердловин на об'єкті виконується за допомогою важких верстатів шарошкового буріння моделі СБШ-250МН.

Безпосередня підривання гірського масиву реалізується із застосуванням методу короткозасповільненого підривання.

У ролі вибухових речовин застосовуються сучасні промислові емульсійні вибухові речовини. Передача детонаційного імпульсу забезпечується традиційною комутаційною мережею, змонтованою з використанням детонуючого шнура, поверхневих магістральних ліній, піротехнічних уповільнювачів та електродетонаторів.

2.3.1 Розрахунок параметрів підривних робіт

«Визначимо діаметр заряду:

$$d_z = \kappa_p \times d_\partial, \text{ м} \quad (2.23)$$

де d_∂ - діаметр долота, м ($d_\partial = 0,243$ м);

κ_p - коефіцієнт розширення свердловини.

$$\kappa_p = 1,06 - (f - 2) \times 0,003 \quad (2.24)$$

f - коефіцієнт міцності порід по шкалі проф. М.М. Протод'яконова» [15].

по руді $\kappa_p = 1,06 - (16 - 2) \times 0,003 = 1,018$

по скелі $\kappa_p = 1,06 - (15 - 2) \times 0,003 = 1,021$

по руді $d_z = 1,018 \times 0,243 = 0,247, \text{ м}$

по скелі $d_z = 1,021 \times 0,243 = 0,248, \text{ м}$

Черговим етапом інженерного проектування параметрів буровибухового комплексу є аналітичне визначення лінії опору по підшві уступу (W_2). Цей

просторовий норматив розраховується виключно для другого та всіх подальших рядів свердловинної мережі.

Обґрунтування параметра W_2 виступає ключовим фактором отримання якісної кусковатості підірваного масиву. Оптимальне подрібнення забезпечує низький опір копанню, що сприяє швидкому екскаваторному наповненню ковша, а також суттєво пом'якшує деструктивні динамічні удари по днищах кар'єрних автосамоскидів під час екскаваторного навантаження.

Математично обчислення цієї розрахункової величини формалізується за допомогою такого рівняння:

$$W_2 = 1,05 \times d_3 \times \sqrt[4]{\frac{\Delta \times Q}{f}}, \text{ м} \quad (2.25)$$

де Δ - «щільність заряджання, кг/м³ ($\Delta = 1250$ кг/м³).

Q - теплота вибуху, кдж/кг ($Q = 2950$ кдж/кг)» [15];

по руді
$$W_2 = 1,05 \times 0,247 \times \sqrt[4]{\frac{1250 \times 2950}{16}} = 5,6 \text{ м}$$

по розкриву
$$W_2 = 1,05 \times 0,248 \times \sqrt[4]{\frac{1250 \times 2950}{15}} = 5,8 \text{ м}$$

Приймаємо сітку свердловин

по руді 5,6м x 5,6м

по розкриву 5,8м x 5,8м

Розрахункова величина, отримана за допомогою виразу (2.25), може застосовуватися як лінія опору по підшві для першого ряду свердловинної мережі.

Фізичний зміст зазначеної перевіркової процедури безпосередньо стосується правил охорони праці. Інженерне завдання полягає у гарантуванні безпечної дистанції між важким буровим агрегатом та верхньою бровкою експлуатаційного уступу. Критичне наближення техніки до краю відкосу створює ризик перевищення граничної несної здатності крайового масиву, що неминуче спровокує обвалення призми сповзання і призведе до неконтрольованого падіння обладнання на нижній горизонт.

Задля превентивного унеможливлення подібних аварійних сценаріїв, показник лінії опору по підосві для першого ряду (W_1) підлягає обов'язковому контрольному обчисленню за умовою безпечного позиціонування бурової установки. Аналітично ця перевірка формалізується за допомогою наступного математичного виразу:

$$W_{m\bar{o}} = h_y \times \operatorname{ctg} \alpha + C, \text{ м} \quad (2.26)$$

де h_y - «висота уступу, м;

α - кут укосу уступу, град ($\alpha_p = 70$ град, $\alpha_c = 70$ град);

C - безпечна відстань від верхньої брівки уступу до осі свердловини, м ($C = 3$ м)» [15];

«по руді $W_{m\bar{o}} = 15 \times \operatorname{ctg} 70 + 3 = 8,5 \text{ м}$

по розкриву $W_{m\bar{o}} = 15 \times \operatorname{ctg} 70 + 3 = 8,5 \text{ м}$

Порівнюємо два значення ОПП, приймаємо

по руді $W_1 = W_{m\bar{o}} = 8,5 \text{ м}$

по розкриву $W_1 = W_{m\bar{o}} = 8,5 \text{ м}$

Визначимо питомі витрати ВР за формулою:

$$q = 12^4 \sqrt{\frac{f^3 \times \Delta}{Q^3}}, \quad \text{кг} / \text{м}^3 \quad (2.27)$$

де 12 - емпіричний і розмірностний коефіцієнт, $\text{кгж}^{0,75} / \text{м}^{2,25}$ » [15];

по руді $q = 12^4 \sqrt{\frac{16^3 \times 1250}{2950^3}} = 1,426 \text{ кг} / \text{м}^3$

по розкриву $q = 12^4 \sqrt{\frac{15^3 \times 1250}{2950^3}} = 1,359 \text{ кг} / \text{м}^3$

«Визначимо довжину перебура за формулою:

$$l_{nep} = 0,15 \times h_y + 0,1 \times f - 5 \times d_z, \text{ м} \quad (2.28)$$

де h_y - висота уступу, м ($h_y = 15$ м);

f - коефіцієнт міцності порід по шкалі М.М. Протод'яконова» [15]

по руді $l_{nep} = 0,15 \times 15 + 0,1 \times 16 - 5 \times 0,247 = 2,6 \text{ м}$

по розкриву $l_{nep} = 0,15 \times 15 + 0,1 \times 15 - 5 \times 0,248 = 2,5 \text{ м}$

«Довжина вертикальних свердловин на кар'єрах більше висоти уступу на величину перебура, тоді» [15]:

$$l_c = h_y + l_{nep}, \text{ м} \quad (2.29)$$

по руді $l_c = 15 + 2,6 = 17,6 \text{ м}$

по розкриву $l_c = 12 + 2,5 = 17,5 \text{ м}$

«Визначимо місткість заряду в 1 м свердловини» [15]:

$$P = \frac{\pi \times d_3^2}{4} \Delta, \text{ кг / м} \quad (2.30)$$

по руді $P = \frac{3,14 \times 0,247^2}{4} 1250 = 60 \text{ кг / м}$

по розкриву $P = \frac{3,14 \times 0,248^2}{4} 1250 = 60,4 \text{ кг / м}$

«Визначимо довжину забійки по формулі» [15]:

$$l_{заб} = l_c - \frac{W_2^2 \times h_y \times q}{P}, \text{ м} \quad (2.31)$$

по руді $l_{заб} = 17,6 - \frac{5,6^2 \times 15 \times 1,426}{60} = 6,4 \text{ м}$

по розкриву $l_{заб} = 17,5 - \frac{5,8^2 \times 15 \times 1,359}{60,4} = 6,2 \text{ м}$

Результати обчислень, отримані на базі виразів (2.25) – (2.31), створюють підґрунтя для встановлення раціонального кроку між суміжними вибуховими свердловинами у контурі першого ряду. Забезпечення нормативної якості дроблення гірського масиву вимагає суворої відповідності даного просторового параметра двом фундаментальним технологічним умовам.

У вигляді математичної формалізації обчислення оптимальної відстані між вибуховими свердловинами в межах одного ряду здійснюється за наступним рівнянням:

$$a_1 = \frac{(l_c - l_{заб}) \times P}{W_1 \times h_y \times q}, \text{ м} \quad (2.32)$$

по руді $a_1 = \frac{(17,6 - 6,4) \times 60}{8,5 \times 15 \times 1,426} = 3,7 \text{ м}$

по розкриву $a_1 = \frac{(17,5 - 6,2) \times 60,4}{8,5 \times 15 \times 1,359} = 4,0 \text{ м}$

«Отриману величину порівняємо з лінією опору за підшвою свердловин для першого ряду W_1 , тобто визначимо коефіцієнт зближення зарядів у першому ряді» [17]:

$$m_1 = \frac{a_1}{W_1} \quad (2.33)$$

по руді $m_1 = \frac{3,7}{8,5} = 0,44$, тобто менше 0,65.

по розкриву $m_1 = \frac{4,0}{8,5} = 0,47$, тобто менше 0,65.

З метою інтенсифікації процесу руйнування скельних порід та оптимізації їхньої кусковатості у виробничій практиці широко впроваджується технологія буріння спарених (здвоєних) вибухових свердловин.

Проектне обґрунтування дистанції між такими здвоєними парами (за умови збереження фіксованого значення лінії опору по підшві W_I) ґрунтується на фундаментальному законі енергетичного балансу. Аналітично просторовий крок між спареними вибуховими свердловинами формалізується за допомогою наступної математичної залежності:

$$a_{1cn} = \frac{(l_c - l_{заб}) \times 2 \times P}{W_1 \times h_y \times q}, \text{ м} \quad (2.34)$$

по руді $a_{1cn} = \frac{(17,6 - 6,4) \times 2 \times 60}{8,5 \times 15 \times 1,426} = 7,4 \text{ м}$

по розкриву $a_{1cn} = \frac{(17,5 - 6,2) \times 2 \times 60,4}{8,5 \times 15 \times 1,359} = 8,0 \text{ м}$

по руді $m_{1cn} = \frac{7,4}{8,5} = 0,88$, тобто більше 0,65.

по розкриву $m_{1cn} = \frac{8,0}{8,5} = 0,94$, тобто більше 0,65.

Спираючись на результати виконаних аналітичних обчислень, можна констатувати, що в умовах гірничо-геологічної обстановки досліджуваного масиву найбільш раціональним та технологічно виправданим рішенням виступає впровадження конфігурації зі здвоєними (спареними) свердловинами.

2.3.2 Визначення необхідної кількості бурового устаткування

«Визначимо вихід гірської маси з 1 м свердловини:

$$V = \frac{(W_1 + W_2(n-1)) \times h_y}{\left(\frac{2}{a_{1cm}} + \frac{n-1}{W_2}\right) \times l_c}, \text{ м}^3 \quad (2.35)$$

де n - кількість рядів свердловин у блоці, шт ($n=3$ шт)» [15];

по руді
$$V = \frac{(8,5 + 5,6(3-1)) \times 15}{\left(\frac{2}{7,4} + \frac{3-1}{5,6}\right) \times 17,6} = 26,8 \text{ м}^3$$

по розкриву
$$V = \frac{(8,5 + 5,8(3-1)) \times 15}{\left(\frac{2}{8,0} + \frac{3-1}{5,8}\right) \times 17,5} = 28,9 \text{ м}^3$$

«Визначимо сумарну кількість метрів свердловин необхідних для забезпечення річної продуктивності кар'єру по руді:

$$\sum l_c = \frac{A}{V} \times K_n, \text{ м} \quad (2.36)$$

де A - річна кількість гірської породи, що відпрацьовується, м^3 ;

V - вихід гірської маси з 1 м свердловини, м^3 ;

K_n - коефіцієнт утрат ($K_n = 1,06$)» [15];

по руді
$$\sum l_c = \frac{0,869 \times 10^6}{26,8} \times 1,06 = 34513 \text{ м}$$

по розкриву
$$\sum l_c = \frac{8,7 \times 10^6}{28,9} \times 1,06 = 320000 \text{ м}$$

«Визначимо необхідна кількість верстатів:

$$N_v = \frac{\sum l_c}{Q_{зм} \times n_{зм} \times T_p}, \text{ шт} \quad (2.37)$$

де $Q_{зм}$ – зміна продуктивність бурового верстата, м/зміну.

T_p - число робочих днів на рік, днів ($T_p = 350$ днів);

$n_{зм}$ - кількість змін роботи бурового устаткування в добу, шт ($n_{зм}=2$)» [15];

по руді
$$N_{в.р} = \frac{34513}{65 \times 2 \times 350} = 0,8 \text{ шт}$$

по розкриву
$$N_{в.с.} = \frac{320000}{75 \times 2 \times 350} = 6,1 \text{ шт}$$

«Визначимо інвентарна кількість верстатів:

$$N_{с.инв} = N_{с.з.} \times K_p, \text{ шт} \quad (2.38)$$

де K_p - коефіцієнт резерву, ($K_p = 1,2$)» [17].

по руді
$$N_{в.инв} = 0,8 \times 1,2 = 1 \text{ шт}$$

по розкриву
$$N_{в.инв} = 6,1 \times 1,2 = 7,3 \approx 8 \text{ шт}$$

2.3.3 Визначення необхідної кількості засобів механізації заряджання, забійки та штату працівників

«Визначимо річну витрату ВР:

$$Q_z = 0,001 \times A \times q, \text{ кг} \quad (2.39)$$

де A - річна продуктивність гірської породи, що відпрацьовується, м³;

q - питомі витрати ВР, кг/м³» [1];

по руді
$$Q_z = 0,001 \times 0,869 \times 10^6 \times 1,426 = 1240 \text{ т}$$

по розкриву
$$Q_z = 0,001 \times 8,7 \times 10^6 \times 1,36 = 11820 \text{ т}$$

«Визначимо кількість ВР в середньому блоці:

$$Q_{бл} = \frac{P_{экс} \times q}{1000}, \text{ кг} \quad (2.40)$$

де $P_{экс}$ - середня місячна продуктивність екскаватора, тис.м³;

q - питома витрата ВР, кг/м³» [15];

по руді
$$Q_{бл} = \frac{250 \times 10^3 \times 1,426}{1000} = 357 \text{ т}$$

по розкриву $Q_{\text{бл}} = \frac{250 \times 10^3 \times 1.359}{1000} = 340 \text{ т}$

«Визначимо кількість блоків, які підривають за один масовий вибух:

$$R_{\text{бл}} = \frac{Q_z}{Q_{\text{бл}} \times N_{\text{мас}} \times 12}, \text{ шт} \quad (2.41)$$

де Q_z - річна витрата ВР, т;

$N_{\text{мас}}$ - кількість масових вибухів на місяць, шт» [15];

по руді $R_{\text{бл}} = \frac{1240}{357 \times 2 \times 12} = 1 \text{ блок}$

по розкриву $R_{\text{бл}} = \frac{11820}{340 \times 2 \times 12} = 2,0 \text{ блока}$

«Визначимо необхідну кількість зарядних машин для підготовки цих блоків:

$$N_{\text{м}} = \frac{R_{\text{бл}} \times Q_{\text{бл}}}{P_{\text{зм}} \times N_{\text{см}}}, \text{ шт} \quad (2.42)$$

де $P_{\text{зм}}$ - середня місячна продуктивність зарядної машини;

$N_{\text{см}}$ - кількість змін на підготовку вибуху» [15]

по руді $N_{\text{м}} = \frac{1 \times 357}{50 \times 4} = 1,8 \text{ шт}$

по розкриву $N_{\text{м}} = \frac{2,0 \times 340}{50 \times 4} = 3,4 \text{ шт}$

«Визначимо інвентарну кількість зарядних машин» [15]:

$$N_{\text{м.ин.}} = 1,2 \times N_{\text{м}}, \text{ шт} \quad (2.43)$$

по руді $N_{\text{м.ин.}} = 1,8 \times 1,2 = 2,2 \approx 3 \text{ машини}$

по розкриву $N_{\text{м.ин.}} = 3,4 \times 1,2 = 4,1 = 5 \text{ машин}$

«Визначаємо необхідна кількість забійних машин:

$$N_3 = \frac{A}{4000000}, \text{ шт} \quad (2.44)$$

де A - річна кількість гірської породи, що відпрацьовується, м³» [15];

по руді
$$N_3 = \frac{0,869 \times 10^6}{4000000} = 1 \text{ машина}$$

по розкриву
$$N_3 = \frac{8,7 \times 10^6}{4000000} = 3 \text{ машини}$$

«Визначимо необхідну кількість підривників» [15]:

$$N_{\text{вз}} = \frac{A}{600000}, \text{ чол.} \quad (2.45)$$

по руді
$$N_{\text{вз}} = \frac{0,869 \cdot 10^6}{600000} \approx 2 \text{ чол.}$$

по розкриву
$$N_{\text{вз}} = \frac{8,7 \times 10^6}{600000} = 15 \text{ чол.}$$

2.4 Виймально-навантажувальні роботи

Призначення виймально-навантажувальних робіт у кар'єрному просторі полягає у відокремленні розпушеної (або природно-пухкої) гірничої маси від масиву з подальшим її навантаженням у транспортні посудини. За характером протікання робочого процесу весь спектр залученої виймальної техніки класифікується на дві категорії: механізми переривчастої (циклічної) та машини безперервної дії.

Обладнання циклічного типу функціонує на базі єдиного робочого органу (екскаваторного ковша), реалізуючи дискретний алгоритм операцій. Структура одиничного робочого циклу охоплює фазу черпання (врізання в навал та наповнення ковша), просторове переміщення завантаженого органу до точки розвантаження та безпосереднє спорожнення. До номенклатури цієї класифікаційної групи традиційно належать одноківшеві екскаватори, навантажувачі фронтального типу, а також землерийно-транспортні комплекси (скрепери та бульдозери).

Запорукою безперебійного функціонування гірничодобувного підприємства є жорстка просторово-часова синхронізація процесів екскавації з графіком руху транспортного парку. Як свідчить багаторічний досвід

експлуатації вітчизняних залізрудних родовищ, під час відпрацювання високоміцних скельних масивів еталоном експлуатаційної надійності та технологічної адаптивності виступають одноківшеві екскаватори, обладнані робочим органом типу «пряма механічна лопата».

«Експлуатаційна продуктивність екскаватора у зміну визначається за формулою:

$$Q_e = [(3600 * E * k_n) / (t_{\text{ц}} * k_p)] * T * \eta, \text{ м}^3/\text{зміну} \quad (2.46)$$

де E – ємність ковшу екскаватора, м^3 ;

k_n – коефіцієнт наповнення ковшу;

$t_{\text{ц}}$ – тривалість робочого циклу, с;

k_p – коефіцієнт розпушення породи;

T – тривалість робочої зміни, годин;

η – коефіцієнт використання екскаватора у часі» [15].

«Експлуатаційна продуктивність екскаватора складе» [20]:

по руді
$$Q_{\text{зм}}^p = \frac{3600 \times 10 \times 0,85}{36 \times 1,55} \times 12 \times 0,65 = 4277 \text{ м}^3 / \text{зм}$$

по розкриву
$$Q_{\text{зм}}^{\text{ск}} = \frac{3600 \times 10 \times 0,85}{36 \times 1,55} \times 12 \times 0,65 = 4277 \text{ м}^3 / \text{зм}$$

«Визначимо добову та річну продуктивність екскаватору:

$$Q_{\text{доб}} = Q_{\text{зм}} \times n_{\text{зм}}, \text{ м}^3 / \text{доб} \quad (2.47)$$

де $n_{\text{зм}}$ - кількість змін на добу» [15].

для руди
$$Q_{\text{доб}} = 4277 \times 2 = 8555, \text{ м}^3 / \text{доб}$$

для скелі
$$Q_{\text{доб}} = 4277 \times 2 = 8555, \text{ м}^3 / \text{доб}$$

«Річна продуктивність екскаватору» [20]:

$$Q_p^{\text{екс}} = Q_{\text{доб}} \times T_p, \text{ м}^3 / \text{рік} \quad (2.48)$$

по руді
$$Q_p^{\text{екс}} = 8555 \times 350 = 2994000 \text{ м}^3 / \text{рік}$$

по розкриву
$$Q_{\text{ск}}^{\text{екс}} = 8555 \times 350 = 2994000 \text{ м}^3 / \text{рік}$$

5. «Визначимо необхідну кількість екскаваторів:

$$N_e = \frac{A_p \times K_p}{Q_p}, \text{шт} \quad (2.49)$$

де A_p - річна продуктивність кар'єру, $\text{м}^3/\text{рік}$

K_p - коефіцієнт нерівномірності роботи кар'єру» [20]

по руді
$$N_e = \frac{869000 \times 1,25}{2994000} = 0,36 \text{шт}$$

по розкриву
$$N_e = \frac{8700000 \times 1,25}{2994000} = 3,63 \text{шт}$$

«Інвентарна кількість екскаваторів:

$$N = N_e \times K_{рез}, \text{шт} \quad (2.50)$$

де $K_{рез}$ - коефіцієнт резерву» [1]

по руді
$$N = 0,36 \times 1,2 = 0,44 \approx 1(\text{шт})$$

по розкриву
$$N = 3,63 \times 1,2 = 4,36 \approx 5(\text{шт})$$

6. Визначимо необхідну кількість бульдозерів» [15]:

$$N_{буль} = 0.3 \times N_{инв}, \text{шт.} \quad (2.51)$$

по руді
$$N_{буль} = 0.3 \times 1 = 0,3 \approx 1 \text{шт.}$$

по розкриву
$$N_{буль} = 0.3 \times 5 = 1,5 \approx 2 \text{шт.}$$

2.5 Розробка заходів з підвищення продуктивності екскаваторного та залізничного транспорту в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК»

Ефективність роботи Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК» в умовах постійного поглиблення гірничих робіт прямо залежить від безперебійної роботи комбінованого транспорту. Зараз головним «вузьким місцем» підприємства стали внутрішньокар'єрні перевантажувальні пункти (рис. 2.1).

Продуктивність наявних екскаваторів ЕКГ-10 вже не відповідає сучасним обсягам перевалки гірничої маси. Через недостатню швидкість завантаження вагонів зі складу збивається загальний робочий ритм: кар'єрні самоскиди та локомотиви змушені простоювати в очікуванні. Така неузгодженість гальмує

весь логістичний ланцюг і не дає комбінату знизити собівартість транспортування руди.

Для вирішення цієї проблеми та підвищення продуктивності перевантажувальних пунктів необхідно переходити на техніку більшої одиничної потужності. Головним і найбільш ефективним заходом у цьому напрямку є синхронне збільшення місткості екскаваторних ковшів та вантажопідйомності залізничних вагонів.

Впровадження навантажувальних машин із більшим об'ємом ковша дозволить заповнювати вагон за меншу кількість робочих циклів, що суттєво скоротить час простою локомотива під навантаженням. Зі свого боку, перехід на використання важких думпкарів збільшеної місткості скоротить кількість маневрових операцій на складі та дозволить вивозити значно більший обсяг руди за один рейс на збагачувальну фабрику. Тільки такий комплексний підхід до оновлення парку машин дозволить ліквідувати простої та забезпечити ритмічну роботу всього кар'єру.

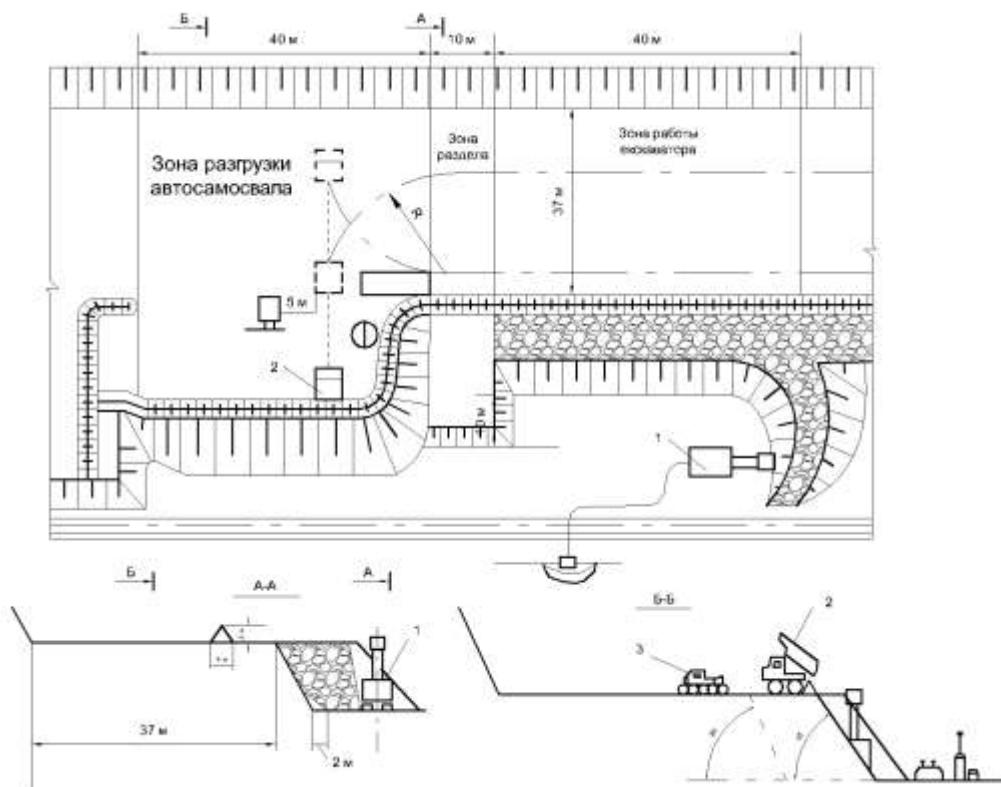


Рис. 2.1. Схема перевантажувального пункту

Для організації ефективної роботи внутрішньокар'єрного перевантажувального пункту та обґрунтування оптимальної структури гірничотранспортного комплексу доцільно розглянути три альтернативні технічні схеми механізації вантажних операцій та залізничної відкатки.

Варіант 1. Базовий (традиційний) комплекс: екскаватор ЕКГ-10 та думпкери 2ВС-105

Варіант 2. Інтенсифікований комплекс: екскаватор ЕКГ-12,5 та думпкери 2ВС-105

Варіант 3. Інноваційний високопродуктивний комплекс: гідравлічний екскаватор Caterpillar 6030 FS (16,5 м³) та думпкери ВС-180

2.5.1 Розрахунок кількості перевантажувальних пунктів

Проведемо розрахунок пропускної здатності перевантажувального пункту та обґрунтуємо необхідний парк виймально-навантажувальної техніки для кожної із запропонованих схем

I варіант

«Технічна продуктивність екскаватора визначається за формулою:

$$Q_e = [(3600 * E * k_n) / (t_{\text{ц}} * k_p)], \text{ м}^3/\text{змін}$$

де E – ємність ковшу екскаватора, м³;

k_n – коефіцієнт наповнення ковшу;

$t_{\text{ц}}$ – тривалість робочого циклу, с;

k_p – коефіцієнт розрихлення породи» [20].

$$Q_{\text{ск}}^{\text{зм}} = \frac{3600 \times 10 \times 0.85}{36 \times 1.55} = 548 \text{ м}^3 / \text{год}$$

«Для визначення експлуатаційної змінної продуктивності перевантажувального складу використовують таку залежність:

$$Q_{\text{екс.н}} = \frac{(T_{\text{с}} - t_{\text{н}}) \cdot n_{\text{д}} \cdot m_{\text{н}}}{\left(\frac{m_{\text{н}} \cdot n_{\text{до}}}{n_{\text{н}} \cdot Q_{\text{екс}}} + t_{\text{во}} \right) \left(\left(\frac{n_{\text{д}}}{n_{\text{до}}} - 1 \right) + t_{\text{о}} \right)}$$

де $T_{\text{с}}$, $t_{\text{н}}$ - відповідно тривалість зміни й регламентованих перерв у роботі, год;

$m_{\text{н}}$ - вантажопідйомність вагона, т;

$n_{до}$ - число вагонів, що одночасно завантажуються (думпкарів), шт;

n_d - число вагонів у поїзді, шт;

$n_{п}$ - число одночасне працюючих навантажувальних машин, шт;

$Q_{екс}$ - технічна продуктивність навантажувальної машини, т/год;

$t_{во}, t_o$ - тривалість обміну відповідно вагонів і составів при навантаженні, год» [20].

«Тоді продуктивність перевантажувального пункту складе

$$Q_{екс.п} = \frac{11 \cdot 11 \cdot 27,4}{\left(\frac{27,4 \cdot 1}{1 \cdot 548}\right) + (0,03 \cdot (\frac{11}{1} - 1) + 0,2)} = 6028 \text{ м}^3 / \text{зм}$$

Визначимо кількість перевантажувальних пунктів за формулою:

$$N_e = \frac{A_{пер} \times K_p}{Q_{екс.п}}, \text{шт}$$

де $A_{пер}$ - об'єм розкриву, який доставляється на перевантажувальний пункт, м³/зм

K_n - коефіцієнт нерівномірності роботи кар'єру» [20].

Розкрив
$$N_e = \frac{12428 \times 1,1}{6028} = 2,27, \text{шт}$$

Звідси виходить що при застосуванні екскаватора ЕКГ-10 потрібно 3 перевантажувальних пункти.

II варіант

Технічна продуктивність екскаватора визначається

$$Q_{ск зм}^{ск} = \frac{3600 \times 12,5 \times 0,85}{37 \times 1,55} = 667 \text{ м}^3 / \text{год}$$

Тоді продуктивність перевантажувального пункту складе

$$Q_{екс.п} = \frac{11 \cdot 11 \cdot 27,4}{\left(\frac{27,4 \cdot 1}{1 \cdot 667}\right) + (0,03 \cdot (\frac{11}{1} - 1) + 0,2)} = 6127 \text{ м}^3 / \text{зм}$$

Визначимо кількість перевантажувальних пунктів:

$$N_e = \frac{12428 \times 1,1}{6127} = 2,23, \text{шт}$$

«Звідси виходить що при застосуванні екскаватора ЕКГ-12,5 потрібно 3 перевантажувальних пункти» [20].

III варіант

Технічна продуктивність екскаватора визначається

$$Q_{\text{екс.зм}}^{\text{ск}} = \frac{3600 \times 16,5 \times 0,85}{38 \times 1,55} = 857 \text{ м}^3 / \text{год}$$

Тоді продуктивність перевантажувального пункту складе

$$Q_{\text{екс.п}} = \frac{11 \cdot 9 \cdot 31,8}{\left(\frac{31,8 \cdot 1}{1 \cdot 857}\right) + (0,03 \cdot \left(\frac{9}{1} - 1\right) + 0,2)} = 6598 \text{ м}^3 / \text{зм}$$

Визначимо кількість перевантажувальних пунктів:

$$N_e = \frac{12428 \times 1,1}{6598} = 2,1, \text{шт}$$

«Звідси виходить що при застосуванні екскаватора Caterpillar 6030 FS потрібно 3 перевантажувальних пункти» [20].

2.6 Транспортування кар'єрних вантажів

2.6.1 Транспортування гірничої маси залізничним транспортом

Призначення внутрішньокар'єрного технологічного транспорту зводиться до забезпечення надійного просторового зв'язку між активними екскаваторними вибоями та стаціонарними пунктами прийому гірничої маси (дробильними комплексами збагачувальної фабрики або площами відвалоутворення). Від рівня безперебійності та пропускну здатності цієї логістичної ланки безпосередньо залежить загальний експлуатаційний ритм усього гірничодобувного підприємства. Процес переміщення гірських порід є найбільш капіталоемним у структурі відкритих гірничих робіт: фінансові витрати на транспортування вантажів та технічне утримання комунікацій традиційно акумулюють від 45 до 50 % сумарної виробничої собівартості видобутку.

У сучасній практиці функціонування гірничо-збагачувальних комбінатів домінуючі позиції займає великовантажний автомобільний та спеціалізований

залізничний транспорт. Дані види техніки здатні реалізовувати виробничі завдання як в автономному режимі, так і в межах інтегрованих комбінованих систем. Проектне обґрунтування доцільності того чи іншого виду транспорту базується на комплексному аналізі багатofакторної моделі, що враховує параметри рудного покладу, міцнісні характеристики гірських порід, кліматичну специфіку, розрахункову дальність відкати та проектний вантажообіг. Безальтернативною умовою проектування є також сувор технологічна сумісність габаритів рухомого складу з кінематичними та ємнісними параметрами задіяного екскаваторного парку.

Транспортна інфраструктура кар'єру розгорнута на базі комбінованої автомобільно-залізничної логістичної схеми. Автомобільний сегмент підприємства укомплектований парком великотоннажних кар'єрних самоскидів лінійки БелАЗ, чия номінальна експлуатаційна вантажопідйомність варіюється у широкому діапазоні від 42 до 130 тонн. Паралельно з цим, рейкове вивезення гірничої маси здійснюється із залученням спеціалізованих вагонів-самоскидів (думпкарів) вантажопідйомністю 105 тонн. Необхідне тягове зусилля для переміщення цих залізничних составів забезпечується важкими промисловими тепловозами модифікації 2TE10M.

2.6.2 Розрахунок кількості залізничного транспорту

I варіант

1. «Визначаємо вагу причіпної частини потягу.

а) при сталому русі.

Вага причіпної частини потягу визначається за формулою:

$$Q = \frac{100 \cdot F - P(\omega_0 + i_p)}{\omega_0 + i_p}, \text{ т} \quad (2.52)$$

де F – розрахункова сила тяжіння агрегату при русі, яке встановилося, кН

$$F = 10 \cdot P \cdot \varphi_k \cdot \psi \quad (2.53)$$

P – вага тягового агрегату, т

φ_k – коефіцієнт зчеплення (при сталому русі та змінному струмі $\varphi_k = 0,22$)

ψ – коефіцієнт використання зчіпної ваги локомотива ($\psi=0,95$).

ω_0 – основний питомий опір руху потягу ($\omega_0=4,5$)

i_p – керівний уклін» [15].

$$F = 10 \cdot 276 \cdot 0,22 \cdot 0,95 = 577 \text{ кН}$$

$$Q = \frac{100 \cdot 577 - 276(3,5 + 30)}{3,5 + 30} = 1446, \text{ т}$$

б) «за умови руху з місця на керівному укліні

Вага причіпної частини потягу визначається за формулою:

$$Q = \frac{100 \cdot F_{mp}}{100 \cdot a + \omega_0 + i_p + \omega_{mp}} - P, \text{ т} \quad (2.54)$$

де $F_{тр}$ – сила тяги, при русі з місця, кН.

$$F_{тр} = 10 \cdot P \cdot \phi_k \cdot \psi \quad (2.55)$$

ϕ_k – коефіцієнт зчеплення (при русі з місця та змінному струмі $\phi_k = 0,3$)

a – прискорення при русі з місця ($a = 0,03$)

$\omega_{тр}$ – додатковий питомий опір при русі з місця ($\omega_{тр}=0,65$)» [21].

$$F_{тр} = 10 \cdot 276 \cdot 0,3 \cdot 0,95 = 787 \text{ кН}$$

$$Q = \frac{100 \cdot 787}{100 \cdot 0,03 + 3,5 + 30 + 0,65} - 276 = 1841, \text{ т}$$

Вагу причіпної частини потягу приймаємо рівною 1446 т.

2. «Визначаємо об'єм породи у думпкарі виходячи з повного використання його вантажопідйомності

$$V_{n.z.} = \frac{G_d}{\gamma}, \text{ м}^3 \quad (2.56)$$

де G_d – вантажопідйомність думпкара, т (для думпкарів 2ВС-105 $G_d=105$ т)

γ – щільність породи, $\text{м}^3/\text{т}$ » [21].

$$V_{n.z.} = \frac{105}{2,8} = 37,5, \text{ м}^3$$

3. «Визначаємо об'єм породи у думпкарі виходячи з повного використання місткості кузова вагона:

$$V_{n.m.} = \frac{V_{\partial} \cdot \kappa_n}{\kappa_p}, \text{ м}^3 \quad (2.57)$$

де κ_n – коефіцієнт заповнення кузова вагона

κ_p – коефіцієнт розпушення

V_{∂} – об'єм думпкару, м^3 » [15]

$$V_{n.m.} = \frac{50 \cdot 0,85}{1,55} = 27,4, \text{ м}^3$$

Приймаємо об'єм породи у думпкарі

$$V_{n.p.} = 27,4, \text{ м}^3$$

4. «Визначаємо вагу породи у думпкарі за формулою» [15]:

$$q_{\Pi} = V_{\Pi} \cdot \gamma, \text{ т} \quad (2.58)$$

$$q_{\Pi} = 27,4 \cdot 2,8 = 76,7 \text{ т}$$

5. «Визначаємо вагу завантаженого думпкару за формулою:

$$q_{\Gamma p} = q_{\Pi} + q_{\Gamma}, \text{ т} \quad (2.59)$$

де q_{Γ} – вага тари (вагона), т» [15]

$$q_{\Gamma p} = 76,7 + 50 = 126,7 \text{ т}$$

6. «Визначаємо кількість вагонів в потязі» [21]:

$$n_B = \frac{Q}{q_{\Gamma p}}, \text{ шт.} \quad (2.60)$$

$$n_B = \frac{1446}{126,7} = 11,41 \approx 11, \text{ шт.}$$

7. «Визначаємо корисну вагу потягу за формулою» [15]:

$$G_{\Pi} = q_{\Pi} \cdot n_B, \text{ т} \quad (2.61)$$

$$G_{\Pi} = 76,72 \cdot 11 = 844, \text{ т}$$

8. «Визначаємо час рейсу локомотиво-потягу:

$$T_{p.l} = t_{нав} + t_{роз} + t_{оч} + t_{рух}, \text{ хв} \quad (2.62)$$

де $t_{нав}$ - час навантаження потягу:

$$t_{нав.} = \frac{v \times n \times t_{\Pi} \times \kappa_p}{60 \times E \times \kappa_n}, \text{ хв.} \quad (2.63)$$

де v - об'єм одного думпкара, м^3 ;

n - число думпкарів у потязі;

t_u - тривалість екскаваторного циклу;

E - геометрична ємкість ковша екскаватора» [15].

$$t_{нав.} = \frac{27,4 \times 11 \times 36 \times 1,55}{60 \times 10 \times 0,85} = 33 \text{ хв.}$$

«Час розвантаження потягу.

$$t_{роз.} = t_{роз.д.} \times n \quad (2.64)$$

де $t_{роз.д.}$ - час розвантаження думпкара ($t_{роз.д.} = 2,5$ хв);

n - число думпкарів у складі» [15].

$$t_{роз.} = 2,5 \times 11 = 27,5 \text{ хв.} = 0,46 \text{ год}$$

$t_{рух}$ - «час руху приймаємо у відповідності до виду вантажу та відстані транспортування, хв.

$$t_{рух} = 60(2L/v), \text{ хв.} \quad (2.65)$$

де L - відстань транспортування, км;

v - швидкість руху, км/год» [15];

$$t_{рух} = 60(2 \cdot 13/25) = 62,4 \text{ хв}$$

$t_{оч}$ - «час простою локомотиво-потягу в очікування навантаження й розвантаження, хв. ($t_{оч} = 10$ хв).

Час рейсу складе» [15]

$$T_{р..л} = 33 + 27,5 + 10 + 62,4 = 132,9 \text{ хв} = 2,21 \text{ год}$$

9. «Визначимо продуктивність локомотиво-потягу:

а) добова продуктивність

$$Q_{лк} = \frac{T \times n_g \times V_n}{T_{р..л}}, \text{ м}^3 / \text{доб}, \quad (2.66)$$

де T - час роботи локомотивів у добу ($T = 22$ години)» [15];

$$Q_{лк} = \frac{22 \cdot 11 \cdot 27,4}{2,21} = 2994 \text{ м}^3 / \text{доб}$$

«Визначаємо річну продуктивність:

$$Q_{річ.л.к} = Q_{лк} \cdot T_p, \text{ м}^3 / \text{рік} \quad (2.67)$$

де T_p - число робочих днів у році, днів» [19]

$$Q_{річ.л.к} = 2994 \cdot 350 = 1047000, м^3/рік$$

«Визначимо робочий парк локомотивів:

$$N_{роб} = \frac{f \cdot A_{річ.}}{Q_{річ.л.к}}, шт. \quad (2.68)$$

де $f=1,25$ - коефіцієнт нерівномірності руху.

$A_{річ}$ – річна продуктивність кар'єру по типам порід, $м^3/рік$ » [15]

$$N_{роб}^H = \frac{1.25 \cdot 8,7 \cdot 10^6}{1047000} = 11 шт.$$

«Загальна робоча кількість локомотивів визначається за формулою» [15]:

$$N_{роб}^3 = N_{роб}^H + N_{роб}^C \quad (2.69)$$

$$N_{роб}^3 = 11 шт$$

«Визначаємо число локомотивів, які знаходяться в ремонті» [15]:

$$N_{рем} = 0,15 \cdot N_{роб}, шт. \quad (2.70)$$

$$N_{рем} = 0,15 \cdot 11 = 2 шт.$$

«Резервний парк складе» [15]:

$$N_{рез} = 0,15 \cdot N_{роб}, шт. \quad (2.71)$$

$$N_{рем} = 0,15 \cdot 11 = 2 шт.$$

Для господарських робіт приймаємо 1 локомотив.

«Визначаємо локомотивний парк кар'єру» [15]:

$$\sum N = N_{роб} + N_{рем} + N_{рез} + N_{хоз}, шт. \quad (2.72)$$

$$\sum N = 11 + 2 + 2 + 1 = 16 шт.$$

«Визначаємо інвентарний парк думпкарів:

$$N_{\partial} = N_{роб} \cdot n \cdot \kappa_{\partial}, шт. \quad (2.73)$$

де n - число думпкарів у потязі, шт

$N_{роб}$ - робочий парк локомотивів, шт

κ_{∂} – коефіцієнт, який враховує думпкари, що знаходяться в ремонті» [15].

$$N_{\partial} = 16 \cdot 11 \cdot 1,25 = 220 \text{ шт.}$$

2.6.3 Розрахунок пропускної та провізної здатності залізничної колії

«Пропускна здібність однолінійного перегону визначається за формулою» [22]:

$$N = \frac{60 \times T}{t_{\partial} + t_{\text{пор}} + 2\lambda} \text{ пар поїздів за добу} \quad (2.74)$$

де T – «кількість годин роботи транспорту за добу, год. $T=22$ години.

$t_{\partial}, t_{\text{пор}}$ - час руху поїзду до перегону відповідно у вантажному та порожньому напрямках, хв.

λ - час на зв'язок між роздільними пунктами» [22].

$$N = \frac{60 \times 22}{2 + 2} = 330 \text{ пар поїздів за добу}$$

«Провізна здатність визначається за формулою:

$$M = \frac{N \times n \times q}{f} = m / \text{добу} \quad (2.75)$$

де n – кількість вагонів в составі, шт.

q – вантажопідйомність думпкара, т

f – коефіцієнту нерівномірності руху залізничного транспорту» [22].

$$M = \frac{330 \times 11 \times 105}{1,2} = 317600 \text{ т/добу}$$

II варіант

1. «Визначаємо вагу причіпної частини потягу.

а) при сталому русі.

Розрахункова сила тяжіння агрегату при русі, яке встановилося, кН

$$F = 10 \cdot 276 \cdot 0,22 \cdot 0,95 = 577 \text{ кН}$$

Вага причіпної частини потягу» [21].

$$Q = \frac{100 \cdot 577 - 276(3,5 + 30)}{3,5 + 30} = 1446, \text{ т}$$

б) «за умови руху з місця на керівному уклоні

Сила тяги, при русі з місця:

$$F_{\text{тр}} = 10 \cdot 276 \cdot 0,3 \cdot 0,95 = 787 \text{ кН}$$

Вага причіпної частини потягу

$$Q = \frac{100 \cdot 787}{100 \cdot 0,03 + 3,5 + 30 + 0,65} - 276 = 1841, \text{ т}$$

Вагу причіпної частини потягу приймаємо рівною 1446 т» [21].

2. «Визначаємо об'єм породи у думпкарі виходячи з повного використання його вантажопідйомності» [21].

$$V_{n.з.} = \frac{105}{2,8} = 37,5, \text{ м}^3$$

3. «Визначаємо об'єм породи у думпкарі виходячи з повного використання місткості кузова вагона» [15]

$$V_{n.м.} = \frac{50 \cdot 0,85}{1,55} = 27,4, \text{ м}^3$$

Приймаємо об'єм породи у думпкарі

$$V_{n.р.} = 27,4, \text{ м}^3$$

4. «Визначаємо вагу породи у думпкарі за формулою» [15]:

$$q_{\text{п}} = 27,4 \cdot 2,8 = 76,7 \text{ т}$$

5. «Визначаємо вагу завантаженого думпкару» [15]

$$q_{\text{гр}} = 76,7 + 50 = 126,7 \text{ т}$$

6. «Визначаємо кількість вагонів в потязі» [21]:

$$n_{\text{в}} = \frac{1446}{126,7} = 11,41 \approx 11, \text{ шт.}$$

7. «Визначаємо корисну вагу потягу за формулою» [15]:

$$G_{\text{п}} = 76,72 \cdot 11 = 844, \text{ т}$$

8. «Визначаємо час навантаження потягу» [15].

$$t_{\text{нав.}} = \frac{27,4 \times 11 \times 37 \times 1,55}{60 \times 12,5 \times 0,85} = 27,11 \text{ хв.}$$

«Час розвантаження потягу» [15].

$$t_{\text{розв.}} = 2,5 \times 11 = 27,5 \text{ хв.} = 0,46 \text{ год}$$

«Час руху приймаємо у відповідності до виду вантажу та відстані транспортування» [15]

$$t_{\text{рух}} = 60(2 \cdot 13/25) = 62,4 \text{ хв}$$

«Визначаємо час рейсу локомотиво-потягу» [15]

$$T_{\text{р.л}} = 27,11 + 27,5 + 10 + 62,4 = 127 \text{ хв} = 2,12 \text{ год}$$

9. «Визначимо продуктивність локомотиво-потягу:

а) добова продуктивність» [15];

$$Q_{\text{лк}} = \frac{22 \cdot 11 \cdot 27,4}{2,12} = 3132 \text{ м}^3 / \text{доб}$$

«Визначаємо річну продуктивність» [19]

$$Q_{\text{річ.л.к}} = 3132 \cdot 350 = 1096000, \text{ м}^3 / \text{рік}$$

«Визначимо робочий парк локомотивів» [15]

$$N_{\text{роб}}^{\text{н}} = \frac{1,25 \cdot 8,7 \cdot 10^6}{1096000} = 10 \text{ шт.}$$

«Загальна робоча кількість локомотивів» [15]

$$N_{\text{роб}}^3 = 10 \text{ шт}$$

«Визначаємо число локомотивів, які знаходяться в ремонті» [15]:

$$N_{\text{рем}} = 0,15 \cdot 10 = 2 \text{ шт.}$$

«Резервний парк складе» [15]:

$$N_{\text{рем}} = 0,15 \cdot 10 = 2 \text{ шт.}$$

Для господарських робіт приймаємо 1 локомотив.

«Визначаємо локомотивний парк кар'єру» [15]:

$$\sum N = 10 + 2 + 2 + 1 = 15 \text{ шт.}$$

«Визначаємо інвентарний парк думпкарів» [15].

$$N_{\text{д}} = 15 \cdot 11 \cdot 1,25 = 207 \text{ шт.}$$

III варіант

1. «Визначаємо вагу причіпної частини потягу.

а) при сталому русі.

Розрахункова сила тяжіння агрегату при русі, яке встановилося, кН

$$F = 10 \cdot 276 \cdot 0,22 \cdot 0,95 = 577 \text{ кН}$$

Вага причіпної частини потягу» [21].

$$Q = \frac{100 \cdot 577 - 276(3,5 + 30)}{3,5 + 30} = 1446, \text{ т}$$

б) «за умови руху з місця на керівному уклоні

Сила тяги, при русі з місця:

$$F_{\text{тр}} = 10 \cdot 276 \cdot 0,3 \cdot 0,95 = 787 \text{ кН}$$

Вага причіпної частини потягу

$$Q = \frac{100 \cdot 787}{100 \cdot 0,03 + 3,5 + 30 + 0,65} - 276 = 1841, \text{ т}$$

Вагу причіпної частини потягу приймаємо рівною 1446 т» [21].

2. «Визначаємо об'єм породи у думпкарі виходячи з повного використання його вантажопідйомності» [21].

$$V_{n.z.} = \frac{180}{2,8} = 64,3, \text{ м}^3$$

3. «Визначаємо об'єм породи у думпкарі виходячи з повного використання місткості кузова вагона» [15]

$$V_{n.m.} = \frac{58 \cdot 0,85}{1,55} = 31,8, \text{ м}^3$$

Приймаємо об'єм породи у думпкарі

$$V_{n.p.} = 31,8, \text{ м}^3$$

4. «Визначаємо вагу породи у думпкарі за формулою» [15]:

$$q_{\text{п}} = 31,8 \cdot 2,8 = 89 \text{ т}$$

5. «Визначаємо вагу завантаженого думпкару» [15]

$$q_{\text{Гр}} = 89 + 68 = 157 \text{ т}$$

6. «Визначаємо кількість вагонів в потязі» [21]:

$$n_{\text{в}} = \frac{1446}{157} = 9,21 \approx 9, \text{ шт.}$$

7. «Визначаємо корисну вагу потягу за формулою» [15]:

$$G_{\text{п}} = 89 \cdot 9 = 801, \text{ т}$$

8. «Визначаємо час навантаження потягу» [15].

$$t_{нав.} = \frac{31,8 \times 9 \times 37 \times 1,55}{60 \times 12,5 \times 0,85} = 25,75 \text{ хв.}$$

«Час розвантаження потягу» [15].

$$t_{розв.} = 2,5 \times 9 = 22,5 \text{ хв.} = 0,38 \text{ год}$$

«Час руху приймаємо у відповідності до виду вантажу та відстані транспортування» [15]

$$t_{рух} = 60(2 \cdot 13/25) = 62,4 \text{ хв}$$

«Визначаємо час рейсу локомотиво-потягу» [15]

$$T_{р..л} = 25,75 + 22,5 + 10 + 62,4 = 120,6 \text{ хв} = 2,01 \text{ год}$$

9. «Визначимо продуктивність локомотиво-потягу:

а) добова продуктивність» [15];

$$Q_{лк} = \frac{22 \cdot 9 \cdot 31,8}{2,01} = 3131 \text{ м}^3 / \text{доб}$$

«Визначаємо річну продуктивність» [19]

$$Q_{річ.л.к} = 3131 \cdot 350 = 1096000, \text{ м}^3 / \text{рік}$$

«Визначимо робочий парк локомотивів» [15]

$$N_{роб}^н = \frac{1,25 \cdot 8,7 \cdot 10^6}{1096000} = 10 \text{ шт.}$$

«Загальна робоча кількість локомотивів» [15]

$$N_{роб}^3 = 10 \text{ шт}$$

«Визначаємо число локомотивів, які знаходяться в ремонті» [15]:

$$N_{рем} = 0,15 \cdot 10 = 2 \text{ шт.}$$

«Резервний парк складе» [15]:

$$N_{рем} = 0,15 \cdot 10 = 2 \text{ шт.}$$

Для господарських робіт приймаємо 1 локомотив.

«Визначаємо локомотивний парк кар'єру» [15]:

$$\sum N = 10 + 2 + 2 + 1 = 15 \text{ шт.}$$

«Визначаємо інвентарний парк думпкарів» [15].

$$N_{д} = 15 \cdot 9 \cdot 1,25 = 169 \text{ шт.}$$

2.6.4 Транспортування гірничої маси автомобільним транспортом

На промислових майданчиках вітчизняних гірничо-збагачувальних підприємств домінуючі позиції у структурі вантажопотоків гірничої маси впевнено утримує технологічний автомобільний транспорт. Це обґрунтовується високими показниками експлуатаційної маневреності та унікальною здатністю рухомого складу до просторової адаптації в умовах безперервного просування фронту гірничих робіт. Ключовою ланкою даної логістичної підсистеми виступають великотоннажні кар'єрні автосамоскиди.

Максимізація техніко-економічної ефективності застосування автомобільної техніки фіксується за умов просторового плеча відкатки у межах 4–5 кілометрів та інтенсивності планового річного вантажообігу на рівні 15–20 млн тонн. Водночас залучення самоскидного парку залишається безальтернативним технологічним кроком на стадії проходки гірничо-капітальних виробок, що абсолютно не залежить від прийнятої генеральної транспортної схеми кар'єру. Експлуатація даного виду техніки також демонструє найвищу результативність під час освоєння родовищ зі складною морфологією рудних тіл, на об'єктах із коротким експлуатаційним циклом та в ролі первинного прийомного ланцюга у схемах циклічно-потоків технології (ЦПТ).

2.6.5 Визначення кількості автосамоскидів

1. «Визначення часу рейсу самоскиду за виразом:

$$T_{\text{рейс}} = t_n + t_p + t_m + t_{\text{чек}} + t_{\text{рух}}, \text{ хв} \quad (2.76)$$

де t_n - час навантажування самоскиду:

$$t_n = t_u \cdot n_k \quad (2.77)$$

n_k - число ковшів, які завантажуються в самоскид» [15];

2. «Час навантаження автосамоскида

- у першому випадку час навантажування визначається вантажопідйомністю машини Q :

$$t_n = \frac{Q \cdot \kappa_p}{E \cdot \rho \cdot \kappa_n} t_u, \text{ сек} \quad (2.78)$$

де Q - вантажопідйомність самоскиду, т;

E - ємкість ковша, м^3 ;

ρ - щільність породи;

κ_p - коефіцієнт розпушення» [15]

$$\text{Руда} \quad t_n = \frac{130 \cdot 1,55}{10 \cdot 3,45 \cdot 0,85} 36 = 247 \text{ сек}$$

$$\text{Розкрив} \quad t_n = \frac{130 \cdot 1,55}{10 \cdot 2,8 \cdot 0,85} 36 = 305 \text{ сек}$$

- «у другому випадку час навантажування визначається місткістю кузова автосамоскида V_a :

$$t_n = \frac{V_a \kappa_p}{E \cdot \kappa_n} \cdot t_u, \text{ сек}, \quad (2.79)$$

де Q - вантажопідйомність самоскиду. т; E - місткість ковша екскаватора, м^3 ; V_a - місткість кузова з "шапкою", яка по розрахунках складає $1,05 \div 1,25$ геометричної місткості кузова, м^3 » [15].

$$\text{Руда} \quad t_n = \frac{53,5 \cdot 1,55}{10 \cdot 0,85} \cdot 36 = 351 \text{ сек}$$

$$\text{Розкрив} \quad t_n = \frac{53,5 \cdot 1,55}{10 \cdot 0,85} \cdot 36 = 351 \text{ сек}$$

«З двох значень приймаємо менше тобто» [23]

$$\text{Руда} \quad t_n = 247 \text{ сек.}$$

$$\text{Розкрив} \quad t_n = 305 \text{ сек.}$$

3. «Час чекання визначаємо по формулі:

$$t_{чек} = 0,5(t_n + t_p), \quad (2.80)$$

де t_p - час розвантаження, $t_p = 90 \text{ сек}$ » [15].

$$\text{Руда} \quad t_{чек} = 0,5(247 + 90) = 169$$

$$\text{Розкрив} \quad t_{чек} = 0,5(305 + 90) = 198$$

4. «Час руху самоскидів визначиться:

$$t_{рух} = 60 \frac{2 \cdot L_{mp}^e}{V_{cp}}, \text{ хв.} \quad (2.81)$$

де L_{mp}^e - відстань транспортування за відповідними вантажопотоками, км;

V_{cp} - середня швидкість руху (для самоскида БЕЛАЗ-75131 середня швидкість складає 20 км/годину).

Час руху самоскидів складе» [15]:

$$\text{Руда} \quad t_{рух} = 60 \frac{2 \cdot 3,2}{20} = 19,2 \text{ хв.} = 1152 \text{ сек}$$

$$\text{Розкрив} \quad t_{рух} = 60 \frac{2 \cdot 2,3}{20} = 13,8 \text{ хв.} = 828 \text{ сек}$$

5. «Час на маневри складає 110 сек.

Час рейсу самоскиду за вантажопотоками складе» [15]:

$$\text{Руда} \quad T_{рейс} = 247 + 90 + 169 + 110 + 1152 = 1768 \text{ сек} = 29,5 \text{ хв}$$

$$\text{Розкрив} \quad T_{рейс} = 305 + 90 + 198 + 110 + 828 = 1531 \text{ сек} = 25,5 \text{ хв}$$

6. «Визначимо кількість рейсів автосамоскиду протягом зміни:

$$N_p = \frac{60 \cdot T_{зм}}{T_{рейс}} \times k_{вик}, \text{ рейсів} \quad (2.82)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, 12 годин;

$k_{вик}$ – коефіцієнт використання автосамоскидів у часі, $k_{вик} = 0,75$ » [23].

тоді

$$\text{Руда} \quad N_p = \frac{60 \cdot 12}{29,5} \times 0,75 = 18,3 \approx 18 \text{ рейсів}$$

$$\text{Розкрив} \quad N_p = \frac{60 \cdot 12}{25,5} \times 0,75 = 21,2 \approx 21 \text{ рейс}$$

7. «Визначимо середню експлуатаційну продуктивність автосамоскидів:

$$П_{зм} = (N_p \cdot Q) / \rho, \text{ м}^3/\text{зміну} \quad (2.83)$$

де Q – вантажопід'ємність автосамоскиду;

ρ – питома вага, т/м³» [15].

$$\text{Руда} \quad П_{зм} = (18 \cdot 130) / 3,45 = 678 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

$$\text{Розкрив} \quad П_{зм} = (21 \cdot 130) / 2,8 = 975 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

8. «Визначимо добову продуктивність автотранспорту:

$$П_{доб} = П_{зм} \cdot n_{зм}, \text{ м}^3/\text{добу} \quad (2.84)$$

де $n_{зм}$ – кількість змін на добу, $n_{зм} = 2$ » [15].

$$\text{Руда} \quad П_{доб} = 678 \cdot 2 = 1357 \text{ м}^3/\text{добу}$$

$$\text{Розкрив} \quad П_{доб} = 975 \cdot 2 = 1950 \text{ м}^3/\text{добу}$$

9. «Річна продуктивність автотранспорту визначається за формулою:

$$\Pi_{річ} = \Pi_{доб} * T_p, \text{ м}^3/\text{рік} \quad (2.85)$$

де T_p - число робочих днів у році, днів» [15]

Руда $\Pi_{річ} = 1357 * 350 = 474000 \text{ м}^3/\text{рік}$

Розкрит $\Pi_{річ} = 1950 * 350 = 682000 \text{ м}^3/\text{рік}$

10. «Кількість автомашин, що обслуговують один екскаватор:

$$N_{авт} = \frac{T_p}{t_n}, \text{ машин} \quad (2.86)$$

Руда $N_{авт} = \frac{1768}{247} = 7,2 \approx 8, \text{ машин}$

Розкрит $N_{авт} = \frac{1531}{305} = 5, \text{ машин}$

Робоча кількість визначається за формулою:

$$N_p = \frac{A}{\Pi_{річ}}, \text{ шт} \quad (2.87)$$

Руда $N_p = \frac{869000}{474000} = 1,8 \text{ шт}$

Розкрит $N_p = \frac{8700000}{682000} = 12,7 \text{ шт}$

11. Інвентарний парк самоскидів складе:

$$N_{інв} = \frac{\sum N_{роб}}{\tau}, \text{ шт} \quad (2.88)$$

де τ - коефіцієнт технологічної готовності самоскидів, $\tau=0,7-0,9$ » [15];

Руда $N_{інв} = \frac{1,8}{0,8} = 3 \text{ шт.}$

Розкрит $N_{інв} = \frac{12,7}{0,8} = 16 \text{ шт.}$

2.6.6 Пропускна та провізна здатність автодоріг

«Розраховуємо пропускну здатність автодоріг:

Годинна пропускна здатність визначається за виразом:

$$N = \frac{1000 * v * n}{S} f, \text{ шт} \quad (2.89)$$

де v – швидкість руху автосамоскиду, км/год

$n = 1$ - число смуг руху в одному напрямку, шт.

S – допустимий інтервал між машинами, м» [22].

$$N = \frac{1000 * 20 * 1}{60} 0.75 = 250 \text{ шт}$$

«Проектна годинна провізна здатність технологічних автошляхів у кар'єрі (M) відображає максимальний обсяг гірничої маси, який може бути транспортований цією ділянкою за одну годину. Ця величина безпосередньо обумовлюється пропускною здатністю самої траси (N) – тобто тим, яку кількість одиниць техніки вона здатна безпечно пропустити за вказаний час. Крім цього, базовими даними для розрахунку виступають паспортна вантажопідйомність експлуатованого парку автосамоскидів (q_a) та коефіцієнт фактичного використання цієї вантажопідйомності під час екскавації ($k_{\text{ван}}$). Безпосереднє обчислення даного показника здійснюється за такою залежністю» [22]:

$$M = N \times q_a \times k_{\text{ван}} = m / \text{добу} \quad (2.90)$$

$$M = 250 \times 130 \times 0,9 = 29250 \text{ т / добу}$$

2.7 Відвалоутворення розкривних порід

Специфіка відкритого способу розробки родовищ неминуче вимагає необхідність екскавації та просторового переміщення значних обсягів розкривних порід. Технологічний переділ, функціонально спрямований на планомірне та геомеханічно безпечне акумулювання даного некондиційного масиву, класифікується в гірничій практиці як відвалоутворення.

У контексті гірничого інжинірингу породний відвал трактується як цілеспрямовано сформована техногенна макроструктура, просторові параметри якої розраховуються на базі жорстких критеріїв забезпечення глобальної геомеханічної стійкості укосів та нівелювання екологічного навантаження на навколишнє природне середовище. Практична реалізація відвальних робіт становить собою комбінацію взаємопов'язаних технологічних циклів: прийом розкривних порід від транспорту та їхнє складування у контури насипного ярусу.

Оптимізація парку засобів механізації для виконання цих операцій зумовлюється фізико-технічними властивостями розкриття (насамперед його

гранулометричним складом та вологістю), інтенсивністю вантажопотоків, а також домінуючим типом транспортних комунікацій. В умовах застосування залізничної відкатки безальтернативно домінує екскаваторний спосіб відвалоутворення, який забезпечує переробку в межах 85–90 % від сумарного обсягу пустих порід.

Згідно з чинним проектом організації робіт, логістика транспортування високоміцного скельного розкриву з видобувних вибоїв до площ відвалу ГКР реалізується за рахунок парку великовантажних автосамоскидів. Паралельно відокремлена частка пустих порід перевозиться вантажопотоком через перевантажувальний пункт у напрямку відвалу №2, цільове призначення якого обмежується виключно обслуговуванням експлуатаційних потреб кар'єру №3.

2.7.1 Розрахунок параметрів екскаваторного відвалоутворення

«Розрахунок екскаваторного відвалоутворення виконаємо для варіанту укладання розкриву з застосуванням екскаватору ЕКГ-10

1. Приймальна спроможність відвального тупику між двома пересувами шляхів.

$$V_{в.м.} = \frac{h_o \times A_o \times L_{om}}{K_p} \quad (2.91)$$

де h_o – висота відвального уступу, м.

A_o - крок пересуву відвального шляху, м

K_p – коефіцієнт розпушення порід у відвалі

$L_{от}$ – довжина відвального тупика, м

$$A_o = (R_q + R_p)K_{\Pi} \quad (2.92)$$

R_q – радіус черпання екскаватора, м

R_p – радіус розвантаження екскаватора, м

K_{Π} – коефіцієнт використання лінійних параметрів екскаватора» [24]

$$A_o = (16,8 + 12,5)0,85 = 24,9 \text{ м}$$

$$V_{в.м.} = \frac{20 \times 24,9 \times 1100}{1,55} = 353500 \text{ м}^3$$

2. «Тривалість роботи (діб) відвального тупика між двома пересуваннями шляху:

$$t_{p.m.} = \frac{V_{o.m.}}{V_{\partial}} \quad (2.93)$$

де V_{∂} – добова приймальна здатність відвального тупика, m^3 .

$$V_{\partial} = n_c \cdot n_{\partial} \cdot q_{\partial} \cdot \frac{1}{\rho} \quad (2.94)$$

де n_{∂} – кількість вагонів у потязі, шт..

q_{∂} – вага породи у думпкарі, т

ρ – щільність порід, t/m^3 .

n_c – кількість локомотиво-потягів, які можливо розвантажити за добу, шт.

$$n_c = \frac{\kappa_{н.р.} \cdot T_c}{(t_o + t_p)} \quad (2.95)$$

$\kappa_{н.р.}$ – коефіцієнт, який враховує нерівномірність роботи транспорту

T_c – кількість годин роботи тупика на добу ($T_c = 22$ год)

t_p – тривалість розвантаження локомотиво-потягу, хв» [24].

$$t_p = n_{\partial} \cdot t_{\partial} \quad (2.96)$$

$$t_p = 11 \cdot 1,2 = 13,2 \text{ хв} = 0,24 \text{ год}$$

t_o – «тривалість обміну локомотиво-потягу на відвалі, сек.

$$t_o = \frac{2 \times L_o}{V} + \tau \quad (2.97)$$

де L_o – відстань від обмінного пункту до середини тупика, км» [24]

$$L_o = 0,5 \cdot L_{от} + 2 \cdot L_{потягу} \quad (2.98)$$

$$L_o = 0,5 \cdot 1,1 + 2 \cdot 0,21 = 0,97 \text{ км}$$

V – «середня швидкість на відвалі, км/год

τ – час на зв'язок при обміні, год» [24]

$$t_o = \frac{2 \times 0,97}{20} + 0 = 0,1 \text{ год} = 5,8 \text{ хв}$$

«Звідси кількість локомотиво-потягів, які можливо розвантажити за добу» [15].

$$n_c = \frac{1,15 \cdot 22}{(0,097 + 0,22)} = 79,8 \text{ шт}$$

«Добова приймальна здатність відвального тупика» [15]

$$V_{\partial} = 79,8 \cdot 11 \cdot 76,7 \frac{1}{2,8} = 24055 \text{ м}^3 / \text{добу}$$

«Тоді тривалість роботи відвального тупика між двома пересуваннями шляху» [24]:

$$t_{p.m.} = \frac{353500}{24055} = 15 \text{ діб}$$

3. «Визначимо число працюючих відвальних тупиків за формулою:

$$N_{pm} = \frac{V_{\partial.p.}}{V_{\partial}} \quad (2.99)$$

де $V_{\partial.p.}$ – добовий об'єм розкриву, який поступає на відвал з кар'єру, $\text{м}^3/\text{добу}$ ($V_{\partial.p.} = 24857 \text{ м}^3/\text{добу}$)» [24].

$$N_{pm} = \frac{24857}{24055} = 1, \text{ шт}$$

4. «Визначимо добову продуктивність відвального екскаватора:

$$We = 3600 \cdot T \cdot E \cdot K_H \cdot K_{\text{вик}} / (t_{\text{ц}} \cdot K_p), \text{ м}^3/\text{добу} \quad (2.100)$$

де T – час роботи відвала на добу, $T = 22 \text{ год.}$;

E – ємкість ковша екскаватора, $E = 10 \text{ м}^3$;

$t_{\text{ц}}$ – час робочого циклу екскаватора, сек.;

$K_{\text{вик}}$ – коефіцієнт використання змінного часу» [15].

$$We = ((3600 \cdot 10 \cdot 0,85) / (36 \cdot 1,55)) \cdot 22 \cdot 0,9 = 10858 \text{ м}^3/\text{добу}$$

«Визначимо число працюючих відвальних тупиків виходячи з продуктивності екскаватора» [24]:

$$N_{pm} = \frac{V_{\partial.p.}}{Q_{\text{екс}}} \quad (2.101)$$

$$N_{pm} = \frac{24857}{10858} = 3 \text{ шт}$$

«Виходячи з продуктивності екскаватора та числа працюючих відвальних тупиків необхідну кількість відвальних екскаваторів ЕКГ-10 приймаємо 3 шт.

5. Загальна кількість тупиків з урахуванням тупиків на яких проводиться пересування шляху:

$$N_{заг} = N_{pm} \left(1 + \frac{t_{nep}}{t_{p.m}} \right) \quad (2.102)$$

де t_{nep} – кількість змін, використаних на пресування шляху відвального тупіку

6. Час на переукладку залізничного шляху:

$$t_{пер} = L_{o.t} / A_k, \text{ змін} \quad (2.103)$$

де A_k – середня продуктивність шляхопереукладача, $A_k = 125 \text{ м/зм} \gg [24]$.

$$t_{пер} = 1100/125 = 8,8 \text{ змін}$$

$$N_{заг} = 1 \left(1 + \frac{8,8}{15} \right) = 2 \text{ шт}$$

Спираючись на результати виконаного комплексу обчислень, нормативна експлуатаційна потреба гірничого підприємства у парку відвальних екскаваторів модифікації ЕКГ-10 остаточно обґрунтовується та фіксується на рівні 3 інвентарних одиниць.

2.8 Рекультивація земель, порушених гірничими роботами

Специфіка відкритої розробки залізрудних покладів об'єктивно корелює з масштабним відчуженням земельних відводів та докорінною зміною первинної морфології денної поверхні. Для нівелювання негативних наслідків техногенного втручання та забезпечення екологічної рівноваги у зоні впливу кар'єру, проектними рішеннями жорстко регламентується проведення комплексної рекультивації. Відновлення параметрів порушених територій (виробленого простору та площ відвалоутворення) здійснюється за затвердженою двостадійною схемою, що охоплює гірничотехнічний та біологічний цикли.

Гірничотехнічний етап відновлення - це виробнича фаза органічно вбудована у загальний календарний план розвитку гірничих робіт і реалізується із залученням штатного парку землерийної механізації комбінату. Базовим інженерним завданням виступає просторова підготовка техногенних масивів до подальшого цільового освоєння. Структура гірничотехнічних операцій охоплює:

- штучне терасування та профілювання експлуатаційних укосів до значень кутів, які гарантують геомеханічну стійкість відвальних ярусів;
- капітальне планування горизонтальних площин (запобіжних берм та покрівлі відвалів) із залученням важких бульдозерів;
- спорудження інфраструктури поверхневого водовідведення для нейтралізації руйнівного впливу водної ерозії на тіло насипу;
- фінальне нанесення та рівномірний розподіл збереженого родючого шару ґрунту (РШГ), який попередньо складався у тимчасових буртах під час розкриття родовища.

Біологічний етап (фітомеліорація). Після завершення стадії інженерного профілювання ініціюється біологічний цикл, вектором якого є формування стійкого ґрунтово-рослинного покриву. Зважаючи на кліматичну специфіку степової зони розташування об'єкта, пріоритетними напрямками освоєння закріплено санітарно-гігієнічний та лісогосподарський. Практична реалізація біологічної стадії зводиться до:

- системного внесення агрохімічних комплексів (добрив) для підвищення трофічної цінності рекультивованого горизонту;
- суцільного залуження підготовлених площ травосумішами злакових та бобових культур. Утворення щільного дернового бар'єра різко знижує інтенсивність вітрової ерозії (дефляції) та механічно закріплює поверхню;
- заліснення території шляхом висадки спеціалізованих дендрологічних культур. Підбір саджанців обмежується винятково ксерофітними (посуhostійкими) та газорезистентними породами, повністю адаптованими до екстремальних умов техногенного середовища Кривбасу.

Планомірна реалізація зазначеної двостадійної стратегії дозволяє надійно законсервувати джерела інтенсивного пилоутворення та гармонійно інтегрувати порушені гірничими роботами зони у природний ландшафт.

3 ЕКОЛОГІЧНІ АСПЕКТИ ТА ОХОРОНА ПРАЦІ

3.1 Основні екологічні проблеми при відкритій розробці родовища корисних копалин

Експлуатація залізорудних родовищ відкритим способом, незважаючи на її високу техніко-економічну рентабельність, класифікується як фактор значного техногенного навантаження на екосистеми. Процеси гірничокапітального будівництва та подальшого багаторічного відпрацювання кар'єрного поля ініціюють незворотну трансформацію природних ландшафтів, генеруючи деструктивний вплив на всі компоненти довкілля – від літосферного фундаменту до атмосферного басейну. Номенклатуру ключових екологічних викликів гірничовидобувного виробництва доцільно структурувати за такими фундаментальними векторами:

1. Геоморфологічна трансформація та деградація земельного фонду.

Базовою просторовою проблемою кар'єрного видобутку виступає відчуження територій. Природний рельєф заміщується глибокими кар'єрними виїмками та насипами зовнішнього відвалоутворення. На площах, що вимірюються сотнями гектарів, відбувається повне механічне знищення педосфери (родючого шару ґрунту). Додатково, екскавація колосальних обсягів гірничої маси критично порушує первісний напружено-деформований стан гірського масиву, що створює передумови для розвитку зсувних явищ на бортах та провальних деформацій денної поверхні.

2. Аерогенне забруднення атмосферного басейну.

Пікові навантаження на якість повітряного середовища спричиняються проведенням масових буровибухових робіт: деструкція скельних блоків супроводжується миттєвим залповим викидом в атмосферу сотень тонн тонкодисперсного пилу та газових сполук (зокрема, оксидів вуглецю та азоту). Рух важких автосамоскидів технологічними шляхами формує інтенсивні пилові потоки, які акумулюються з вихлопними газами дизельних двигунів. Ситуація ускладнюється вітровою

дефляцією (здуванням пилу) з підсохлих площ породних відвалів та рудних складів.

3. Гідрогеологічні порушення та виснаження водних ресурсів. Задля запобігання затопленню експлуатаційних горизонтів на гірничому підприємстві безперервно функціонує комплекс водовідливу. Перманентне відкачування підземних вод ініціює формування масштабної депресійної лійки, яка провокує катастрофічне зниження статичного рівня водоносних горизонтів у радіусі багатьох кілометрів. Наслідком цього є обміління поверхневих водотоків та деградація водозабірних свердловин на прилеглих територіях. Крім того, кар'єрні води відзначаються високим рівнем мінералізації. Їхня утилізація у відкриту гідромережу вимагає впровадження багатоступеневих систем глибокого очищення.

4. Акустичний пресинг та сейсмічне навантаження. Експлуатація важкого гірничотранспортного обладнання (бурових верстатів, екскаваторних комплексів, тягових агрегатів) генерує безперервний шумовий фон, радіус поширення якого часто перевищує межі встановленої санітарно-захисної зони. Окремим фактором ризику є сейсмічна дія масових вибухів. Незважаючи на впровадження інженерних схем короткозасповільненого підривання для розсіювання ударної енергії, систематичні сейсмовибухові коливання призводять до акумуляції втомних напружень та поступової деструкції фундаментів споруд у розташованих поруч населених пунктах.

Сукупна дія означених факторів формує в зоні впливу гірничодобувного об'єкта ареал глибокого екологічного дисбалансу. З огляду на це, сучасні стандарти гірничого інжинірингу безальтернативно вимагають інтеграції природоохоронних заходів (установок гідрозрошення кар'єрних шляхів, комплексів водоочищення, алгоритмів поетапної рекультивації) безпосередньо у проектно-кошторисну документацію на ранніх стадіях розробки.

3.2 Технологічні заходи з охорони навколишнього середовища

З метою нівелювання екологічного навантаження, ініційованого відкритим способом розробки, у технологічну схему гірничодобувного

підприємства впроваджено багаторівневий комплекс захисних рішень. Дана стратегія функціонально орієнтована на нівелювання ключових векторів техногенного впливу безпосередньо у процесі виробництва.

Захист атмосферного басейну (пилопридушення). Зважаючи на те, що домінуючим джерелом емісії тонкодисперсного пилу виступає кар'єрний автотранспорт, на внутрішньокар'єрних магістралях та відвальних комунікаціях у цілодобовому режимі задіяно спеціалізований парк поливозрошувальної техніки. В умовах сухої погоди транспортні берми інтенсивно обробляються водою або спеціалізованими поверхнево-активними реагентами, що забезпечують коагуляцію та зв'язування пилових частинок. Експлуатація бурових агрегатів суворо регламентується обов'язковим використанням систем сухого пиловловлювання або впровадженням технології буріння з промиванням. Для пригнічення розвитку пилогазової хмари в момент проведення масових вибухів, застосовується метод гідрозабивки, а також здійснює превентивне гідрозрошення денної поверхні підготовленого вибухового блоку.

Охорона та раціональне використання гідросфери. Кар'єрні води, підлягають суворій забороні щодо прямого скидання у відкриту гідромережу без попереднього очищення. Весь акумульований об'єм за допомогою насосних станцій переправляється до спеціалізованих гідротехнічних споруд – ставків-відстійників. У цих резервуарах протікають процеси пролонгованої гравітаційної седиментації (осадження) зважених мінеральних фракцій та флотаційного очищення водного дзеркала від плівки нафтопродуктів і мастил. Переважна частка очищеної води не відводиться у природні водотоки, а рециркулює у межах промислового майданчика, забезпечуючи технологічні потреби комбінату (роботу зрошувальних систем та збагачувального переділу) на принципах замкненого водообігу.

Мінімізація деградації земельного фонду. З метою оптимізації площ земельних відводів, що відчужуються під складування пустих порід, проектними рішеннями затверджено технологію багатоярусного відвалоутворення.

Максимізація висотних параметрів та сумарної місткості техногенного насипу дає змогу радикально скоротити його планові параметри.

Акустичне навантаження. Задля превентивного захисту споруд у прилеглих населених пунктах від руйнівної дії вибухової енергії, на об'єкті впроваджено сучасні системи неелектричного ініціювання та алгоритми короткозасповільненого підривання. Введення мілісекундних інтервалів уповільнення між детонацією суміжних свердловинних зарядів дозволяє дефрагментувати сумарний потужний сейсмічний удар на каскад низькоамплітудних імпульсів. Такий фізичний механізм сприяє ефективному гасінню сейсмовибухових хвиль, паралельно забезпечуючи кардинальне зниження рівня акустичного шуму на межах санітарно-захисної зони підприємства.

3.3 Система протиаварійного захисту і безпека праці на кар'єрі

Ведення відкритих гірничих робіт класифікується як вид виробничої діяльності з підвищеним рівнем промислової небезпеки. З метою превентивного унеможливлення виробничого травматизму та виникнення аварійних ситуацій, на гірничодобувному підприємстві впроваджено інтегровану систему управління охороною праці, дія якої беззаперечно поширюється на всі складові технологічного ланцюга кар'єру.

Геомеханічний моніторинг та протизсувний захист. Фактором ризику у кар'єрному просторі виступає ймовірність раптового обвалення масивів гірських порід. Задля нейтралізації цієї загрози маркшейдерсько-геологічний відділ підприємства здійснює контроль напружено-деформованого стану уступів та бортів у цілому. Забезпечується суворий нагляд за дотриманням нормативних просторових параметрів (проектної ширини запобіжних берм і регламентованих кутів укосів).

Безпека проведення буровибухових робіт (БВР). На період ініціювання масових вибухів на об'єкті активується протокол особливого режиму: територія небезпечної зони підлягає тотальному оточенню спеціалізованими кордонами охорони. Гірничодобувний комплекс оснащено багаторівневою інфраструктурою

акустичного сповіщення. Кадровий склад та одиниці техніки, що не залучені безпосередньо до виконання вибухових операцій, підлягають виведенню за межі розрахункового небезпечного радіуса.

Експлуатаційна безпека транспортно-виймального комплексу.

Транспортування вантажів у межах гірничого відводу підпорядковується посиленими правилами дорожнього руху. Трафік великотоннажних кар'єрних самоскидів суворо координується відповідною знаковою індикацією, швидкісними лімітами та безперервним диспетчерським радіозв'язком. У процесі функціонування екскаваторних агрегатів діє обмеження на перебування персоналу в радіусі кінематичної дії робочого органу (у просторі так званих «сліпих зон»). Початок маневрів гірничотранспортної техніки дозволяється виключно після відповідного акустичного попереджувального сигналу.

Система протиаварійного захисту (ПЛАС). Для оперативного реагування на ймовірні позаштатні прецеденти (зокрема, займання технічних засобів, непередбачувані геомеханічні деформації чи знеструмлення систем водовідливу) нормативною базою підприємства затверджено План ліквідації аварійних ситуацій (ПЛАС). Відповідно до його регламентів, інфраструктура кар'єру передбачає постійну готовність резервних евакуаційних комунікацій. Експлуатаційні горизонти в обов'язковому порядку оснащуються дублюючими лініями зв'язку, арсеналом первинних засобів пожежогасіння та укомплектованими пунктами надання невідкладної домедичної допомоги.

Індивідуальний захист та кадровий допуск. Вплив людського фактора унеможлиблюється завдяки жорсткій процедурі допуску до виконання виробничих обов'язків. Залучення персоналу до робочої зміни здійснюється виключно після проходження обов'язкового медичного обстеження та засвоєння цільового інструктажу з охорони праці. Кожен працівник безальтернативно забезпечується нормативним комплектом засобів індивідуального захисту (ЗІЗ), що охоплює ударостійку захисну каску, протипиловий респіратор, захисні окуляри та спеціалізований одяг, маркований люмінесцентними світловідбивальними елементами.

3.4 Аналіз небезпечних та шкідливих факторів на відкритих гірничих роботах

Організація безпеки праці на гірничодобувних об'єктах базується на чіткій класифікації виробничих ризиків. Оскільки видобуток корисних копалин ведеться на відкритих горизонтах і супроводжується застосуванням великогабаритних машин та руйнуванням масивів, усі негативні чинники традиційно розмежовують на дві категорії. До першої належать шкідливі впливи, здатні спровокувати професійні захворювання через свою тривалу дію. Другу групу формують небезпечні фактори, які несуть пряму загрозу раптового травмування.

1. Шкідливі виробничі чинники

Погіршення складу кар'єрного повітря. Головним джерелом забруднення атмосфери у робочих зонах є інтенсивне пилоутворення, яким супроводжуються абсолютно всі технологічні процеси: від роботи шарошкових верстатів до руху автотранспорту і екскаваторів. Паралельно відбувається накопичення токсичних оксидів після масових вибухів та відпрацьованих газів дизельної техніки. Робота в такому середовищі без належного захисту дихальних шляхів значно підвищує ризик виникнення силікозу.

Вібраційно-акустичний вплив. Функціонування важких гірничих машин (екскаваторів, локомотивів, бурових установок) генерує високий рівень промислового шуму. Крім того, безпосередньо на робочих місцях машиністів фіксується постійна технологічна вібрація. Сумарно ці фізичні фактори здатні поступово знижувати гостроту слуху та пригнічувати нервову систему.

Складні мікрокліматичні умови. Видобуток не зупиняється залежно від сезону чи погоди, тому персонал постійно піддається температурним перепадам. Робочі майданчики характеризуються надмірним нагріванням скельних порід у літні місяці та впливом морозів і вітру взимку. Поглиблення гірничих робіт на більшу глибину лише загострює цю проблему через погіршення природного повітрообміну.

2. Небезпечні виробничі чинники

Загрози геомеханічного характеру. Оскільки структура гірського масиву під час робіт постійно порушується, виникає ймовірність деформації уступів. До

найпоширеніших ризиків належать непередбачувані обвалення породи з брівок, утворення зсувів на бортах кар'єру, а також випадіння великих шматків руди з екскаваторного ковша під час відвантаження в транспорт.

Транспортна небезпека. Специфіка кар'єрної техніки полягає у її надвеликих габаритах, що автоматично створює значні «сліпі зони» для водіїв. Будь-яке знаходження працівників поруч із маневруючим самоскидом чи в радіусі обертання платформи екскаватора створює високу ймовірність наїзду або затискання.

Ризик ураження електричним струмом. Енергопостачання ключових машин (бурових верстатів та механічних лопат) забезпечується високовольтною мережею напругою 6 кВ. Живильні кабелі пролягають прямо по поверхні робочих майданчиків, тому їхнє випадкове пошкодження технікою або шматками гірничої маси становить смертельну загрозу.

Небезпеки буровибухового циклу. Використання вибухових матеріалів об'єктивно супроводжується ризиками мимовільної детонації або викиду уламків породи за визначені безпечні межі. Окрему небезпеку становить можливе зіткнення робочого органу екскаватора зі свердловинними зарядами, які дали «відмову» під час масового вибуху.

З огляду на перелічені фактори, обов'язковою умовою допуску гірників до роботи є їхнє повне забезпечення відповідними засобами захисту (захисними касками, респіраторами, протишумовими навушниками). Разом із цим, інженерно-технічна служба комбінату зобов'язана жорстко контролювати дотримання всіх параметрів, закладених у паспортах ведення гірничих робіт.

3.5 Технічні та організаційні заходи безпеки

Для мінімізації виробничих ризиків та гарантування безпеки персоналу на сучасних гірничодобувних об'єктах реалізується комплексна багаторівнева система охорони праці. Її архітектура базується на поєднанні інженерно-технічних рішень та суворих організаційних регламентів, максимальна ефективність яких досягається виключно за умови їхньої спільної дії.

1. Інженерно-технічні заходи безпеки.

Цей напрям орієнтований на фізичне усунення джерел небезпеки та підвищення експлуатаційної надійності гірничого обладнання:

Механізація та автоматизація процесів. Послідовне виведення працівників із небезпечних зон завдяки впровадженню машинних комплексів. Сюди належить використання бурових установок із дистанційним керуванням та застосування автоматизованих зарядних машин для підготовки свердловинних зарядів.

Захисні огороження та блокувальні пристрої. Усі обертові або рухомі вузли механізмів (приводи стрічкових конвеєрів, лебідки) ізолюються міцними металевими кожухами. Додатково гірничотранспортна техніка обов'язково комплектується зумерами заднього ходу та бортовими камерами відеоспостереження для ліквідації невидимих для машиніста «сліпих зон».

Оптимізація санітарно-гігієнічних умов. Робочі місця проектуються повністю герметичними. Кабіни екскаваторів та кар'єрних самоскидів оснащуються сучасними кліматичними установками, системами фільтрації повітря та віброзахисними кріслами, що надійно ізолює оператора від пилу, промислового шуму та температурних перепадів.

Забезпечення нормативного освітлення. Зважаючи на цілодобовий графік експлуатації кар'єру, у темну пору доби всі активні вибої, перевантажувальні майданчики та відвальні яруси освітлюються стаціонарними щогловими прожекторами. Самі ж гірничі машини комплектуються потужною світлодіодною оптикою.

2. Організаційно-управлінські заходи

Даний блок формує правила безпечної поведінки персоналу на виробництві. Він є базовим фундаментом для забезпечення високого рівня виробничої дисципліни:

Нарядна система та інструктажі. Допуск до виконання гірничих робіт здійснюється виключно після проходження цільового інструктажу та видачі змінного наряду. Виконання завдань із підвищеним рівнем ризику (наприклад, вогневі роботи на висоті чи обслуговування високовольтних ліній) потребує оформлення спеціального письмового наряду-допуску.

Передзмінний медичний контроль. Перед початком робочої зміни водії технологічного транспорту, машиністи тягових агрегатів та виймального

обладнання проходять обов'язковий медогляд із вимірюванням артеріального тиску та тестуванням на відсутність алкогольного сп'яніння.

Застосування засобів індивідуального захисту (ЗІЗ). Підприємство повністю укомплектовує штат сертифікованими ЗІЗ. Контроль за їхнім обов'язковим використанням у межах гірничого відводу є обов'язковим.

Професійне навчання та перевірка знань. Увесь штат працівників проходить регулярне навчання правилам безпеки та курси з надання першої домедичної допомоги на базі спеціалізованих навчально-курсівих комбінатів із подальшою атестацією.

Тільки тісна взаємодія безвідмовної, модернізованої техніки (інженерна складова) та високої культури безпеки праці (організаційна складова) дає змогу реалізувати головне завдання гірничого підприємства – ведення видобутку з нульовим рівнем травматизму та аварійності.

3.6 Пожежна безпека і заходи цивільного захисту

Функціонування гірничовидобувного підприємства об'єктивно супроводжується підвищеним рівнем техногенного ризику, що зумовлено не тільки технологічними особливостями розробки, але й наявністю значних об'ємів паливно-мастильних матеріалів у поєднанні з експлуатацією високовольтних електроустановок. З огляду на це, стратегія убезпечення працівників та збереження промислових фондів реалізується за двома ключовими напрямками: забезпеченням пожежної безпеки на виробничих об'єктах та підтриманням комплексної системи цивільного захисту.

1. Забезпечення пожежної безпеки гірничого виробництва

Протипожежний захист гірничотранспортного обладнання. Експлуатація великотоннажних автосамоскидів, виймальних комплексів та шарошкових верстатів характеризується високим рівнем пожежної небезпеки через наявність містких резервуарів із дизельним паливом та робочими рідинами гідравлічних систем. Відповідно до галузевих нормативів, зазначена техніка в обов'язковому порядку оснащується вбудованими автоматичними установками пожежогасіння, а також комплектується первинними засобами ліквідації займань. Випуск на лінію машин із виявленими порушеннями герметичності паливних магістралей суворо забороняється.

Електробезпека та регламент вогневих робіт. Енергопостачання екскаваторного парку у вибоях реалізується за допомогою гнучких кабельних ліній напругою 6 кВ. Для запобігання пожежам, ініційованим струмами короткого замикання, розподільча мережа обладнується комплексами швидкодіючого релейного захисту. Проведення будь-яких зварювальних операцій у межах гірничого відводу дозволяється виключно після оформлення наряду-допуску та попереднього очищення робочого майданчика від легкозаймистих речовин.

Мобільний резерв пожежогасіння. Зважаючи на значне просторове віддалення експлуатаційних горизонтів від місць дислокації пожежних частин, на підприємстві впроваджено практику використання поливозрошувальних машин як резервного протипожежного транспорту. Ці агрегати, базовою функцією яких є пилопридушення, додатково доукомплектовуються пожежними рукавами та стволами.

2. Комплекс заходів цивільного захисту

Системи оповіщення та алгоритми евакуації. Для оперативного реагування на ймовірні надзвичайні ситуації глобального масштабу територія кар'єру оснащена розгалуженою мережею сирен та гучномовного зв'язку. При надходженні сигналу тривоги диспетчер ініціює повну зупинку виробничих процесів та здійснює координацію виведення персоналу і техніки з глибоких горизонтів на денну поверхню згідно із затвердженими планами евакуації.

Інфраструктура захисних споруд. З метою гарантування безпеки кадрового складу комбінат утримує в режимі постійної експлуатаційної готовності фонд спеціалізованих захисних споруд (укриттів). Дані об'єкти інженерного захисту укомплектовані системами автономної вентиляції та резервної генерації електроенергії, а також забезпечені нормативними запасами питної води, медикаментозними засобами.

Протиаварійна підготовка персоналу. Ефективність реагування на нештатні ситуації безпосередньо детермінується рівнем підготовки співробітників. На базі підприємства сформовано об'єктові формування цивільного захисту. Крім того, весь штат на регулярній основі залучається до навчально-тренувальних занять, у ході яких практично відпрацьовуються алгоритми дій в екстремальних умовах.

ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ

Для організації ефективної роботи внутрішньокар'єрного перевантажувального пункту та обґрунтування оптимальної структури гірничотранспортного комплексу в роботі було розглянуто три альтернативні технічні схеми механізації вантажних операцій та залізничної відкатки.

Варіант 1. Базовий (традиційний) комплекс: екскаватор ЕКГ-10 та думпкари 2ВС-105

Варіант 2. Інтенсифікований комплекс: екскаватор ЕКГ-12,5 та думпкари 2ВС-105

Варіант 3. Інноваційний високопродуктивний комплекс: гідравлічний екскаватор Caterpillar 6030 FS (16,5 м³) та думпкари ВС-180

Висновки за результатами розрахунку технологічних показників:

1. Базовий варіант (ЕКГ-10 + 2ВС-105) є найменш ефективним, оскільки час навантаження одного поїзда становить 33 хвилини. Впровадження екскаватора ЕКГ-12,5 (Варіант II) дозволяє скоротити цей час до 27,11 хв, а використання потужного гідравлічного Caterpillar 6030 FS з більшим ковшем 16,5 м³ (Варіант III) забезпечує найшвидше завантаження — всього 25,75 хв. Це дозволяє скоротити загальний час рейсу локомотива майже на 12 хвилин порівняно з базовою схемою.

2. Інтенсифікація вантажних робіт дає змогу суттєво зменшити потребу в рухомому складі для виконання того ж обсягу перевезень. У варіантах II та III робочий парк локомотивів зменшується з 11 до 10 одиниць. При цьому інвентарний парк думпкарів скорочується найбільш радикально: з 220 штук у першому варіанті до 169 штук у третьому. Таке скорочення парку вагонів на 51 одиницю (Варіант III) забезпечить економію на капітальних ремонтах та поточному обслуговуванні.

3. Завдяки зменшенню часу рейсу, річна продуктивність одного локомотиво-потягу у Варіантах II та III зростає з 1 047 000 м³/рік до 1 096 000 м³/рік.

4. Експлуатаційна змінна продуктивність самого перевантажувального пункту поступово зростає: від 6028 м³/зміну у Варіанті I до 6398 м³/зміну у Варіанті III. Технічна продуктивність екскаватора Caterpillar майже в 1,5 раза вища за базовий ЕКГ-10 (857 проти 548 м³/год). Це повністю вирішує проблему дефіциту пропускної здатності на складах.

Найбільш раціональним та перспективним є Варіант III (Caterpillar 6030 FS + думпкари ВС-180). Незважаючи на зменшення кількості вагонів у поїзді (з 11 до 9) через більшу вагу думпкарів, цей комплекс забезпечує максимальну продуктивність перевантажувального пункту та дозволяє максимально скоротити інвентарний парк рухомого складу.

Як перехідний етап (якщо підприємство поки не готове до заміни вагонів на ВС-180), доцільно впровадити Варіант II з екскаваторами ЕКГ-12,5, який також демонструє значне покращення логістики без зміни моделі думпкарів.

Слід окремо наголосити, що Варіант III є беззаперечним лідером за ефективністю, навіть незважаючи на ускладнену кінематику вантажних операцій та необхідність додаткових маневрових пересувань (протягувань) залізничного состава.

Як зазначалося раніше, специфічна видовжена (коробчаста) геометрія ковша важкого гідравлічного екскаватора вимагає його строго паралельного позиціонування відносно поздовжньої осі вагона. Це робиться для того, щоб уникнути виходу габаритів ковша за межі кузова та запобігти масивному просипанню гірничої маси на рейки. Відповідно, це виключає можливість вільного радіального навантаження з однієї точки і вимагає більш точного, покрокового переміщення вагонів під робочим органом екскаватора.

Проте розрахунки доводять: навіть з урахуванням витрат часу на ці додаткові точні пересуви состава, колосальний виграш від збільшеного об'єму ковша (16,5 м³) та більшої вантажопідйомності думпкарів повністю перекриває ці локальні технологічні незручності, забезпечуючи найвищу загальну рентабельність перевантажувального пункту.

Список використаних джерел

1. Icarte-Ahumada, G., Herzog, O. (2025). Intelligent scheduling in open-pit mining: A multi-agent system with reinforcement learning. *Machines*, 13(5):350. DOI: <https://doi.org/10.3390/machines13050350>.
2. Le Gouill, C., Boyer, A. (2019). L'extractivisme minier « depuis le Nord »: Exploitations, régulations et oppositions dans le Copper State d'Arizona. *Écologie & Politique*, 59(2), 41–56.
3. Shade, L. (2015). Sustainable Development or Sacrifice Zone? Politics Below the Surface in Post-Neoliberal Ecuador. *The Extractive Industries and Society*, 2(4), 775–784.
4. Nel, A. (2015). The Choreography of Sacrifice. *Market Environmentalism, Biopolitics and Environmental Damage. Geoforum*, 65, 246–254.
5. Smith, J., Helfgott, F. (2010). Corporate Social Responsibility and the Perils of Universalization. *Anthropology Today*, 26(3), 20–23.
6. Hasözdemir, K., Meral, M., Kahraman, M.M. (2025). Revolutionizing open-pit mining fleet management: Integrating computer vision and multi-objective optimization for real-time truck dispatching. *Applied Sciences*, 15(9):4603. DOI: <https://doi.org/10.3390/app15094603>.
7. Li, B. (2025). Optimization of open-pit mining planning based on particle swarm optimization and BP neural network. *Frontiers in Power and Energy Systems*, Vol. 2025. DOI: 10.23977/fpes.2025.040104.
8. Zhao, B., Xu, H. (2026). Optimal control for open-pit mine planning: A control parameterization approach. *Discrete & Continuous Dynamical Systems – Series S*. DOI: 10.3934/dcdss.2026039.
9. Findlay, L., Dimitrakopoulos, R. (2024). Stochastic optimization for long-term planning of a mining complex with in-pit crushing and conveying systems. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 41, 1677–1691. DOI: <https://doi.org/10.1007/s42461-024-01005-2>.

10. Noriega, R., Pourrahimian, Y. (2022). A systematic review of artificial intelligence and data-driven approaches in strategic open-pit mine planning. *Resources Policy*, 77:102727. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2022.102727>.
11. Wang, Z., Yang, J., Liu, L. (2025). Coordination scheme for autonomous heterogeneous mining fleets at open pit mine intersections by proximal policy optimization. *Journal of Shanghai Jiaotong University (Science)*, 29. DOI: <https://doi.org/10.1007/s12204-025-2814-8>.
12. E. Molina, P. Martinon and H. Ramírez. (2023). Optimal control approaches for open pit planning. *Optim. Eng.*, 24, 1381-1408. doi: 10.1007/s11081-023-09797-w.
13. F, Karo., et al. (2021) Review of solution methodologies for open pit mine production scheduling problem, *Int. J. Min. Reclam. Environ.*, 35, 564-599. doi:10.1080/17480930.2021.1888395.
14. J. Amaya, C. Hermosilla and E. Molina. (2021). Optimality conditions for the continuous model of the final open pit problem, *Optim. Lett.*, 15, 991-1007. doi: 10.1007/s11590-019-01516-8.
15. Методичні рекомендації до оформлення кваліфікаційних бакалаврських робіт для здобувачів освітнього ступеня «бакалавр» спеціальності 184 Гірництво денної та заочної форм навчання / уклад.: К. О. Шмельцер, О. А. Темченко; Державний університет економіки і технологій, Навчально-науковий технологічний інститут, кафедра хімічних технологій та інженерії. – Кривий Ріг : ДУЕТ, 2026. – 64 с.
16. Гірнича справа / В. П. Нагорний, В. М. Глоба ; за ред. В. П. Нагорного ; НАН України, Ін-т геофізики ім. С. І. Субботіна. – Київ : Академ-періодика, 2014. – 215 с.
17. Відкриті гірничі роботи. Ч. І. Процеси відкритих гірничих робіт : навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво» / О. О. Фролов, Т. В. Косенко ; КПІ ім. Ігоря Сікорського. – Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2020. – 151 с.

18. Дриженко А. Ю. Відкриті гірничі роботи / А. Ю. Дриженко. – Дніпропетровськ : НГУ, 2014. – 590 с.
19. Собко Б. Ю. Буропідривні роботи на кар'єрах : навч. посіб. / Б. Ю. Собко, О. В. Ложніков, М. О. Чебанов ; М-во освіти і науки України, НТУ «Дніпровська політехніка». – Дніпро : НТУ «ДП», 2025. – 213 с.
20. Симанович Г. А. Руйнування гірських порід вибухом : навч. посіб. / Г. А. Симанович, В. П. Меліхов. – Дніпропетровськ : НГУ, 2003. – 116 с.
21. Соколов В. В. Технологія та безпека виконання підривних робіт : навч. посіб. для ВНЗ / В. В. Соколов, Р. М. Терещук, О. Є. Григор'єв ; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Дніпро : НГУ, 2017. – 314 с.
22. Коробійчук В. В. Руйнування гірських порід та безпека вибухових робіт : підручник / В. В. Коробійчук, В. О. Соколовський, С. С. Іськов. – Житомир : ЖДТУ, 2019. – 332 с.
23. Хохряков В. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых : учеб. для техникумов / В. С. Хохряков. – 5-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра, 1991. – 336 с.
24. Бизов В. Ф. Основи технології гірничого виробництва. Виробничі процеси : підруч. для вузів за напрямом «Гірництво» : у 14 т. Т. 4 / В. Ф. Бизов. – Кривий Ріг : Мінерал, 2000. – 247 с. – (Бібліотека гірничого інженера).
25. Григор'єв Ю.І., Луценко С.О., Швець Є.М. (2024). Динамічне проектування техніко-економічних показників відкритих гірничих робіт за допомогою нейромережевих технологій. *Mining Journal Review*, 2024. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/76.033>.
26. Jung, D., & Choi, Y. (2021). Systematic Review of Machine Learning Applications in Mining: Exploration, Exploitation, and Reclamation. *Minerals*, 11(2), 148. <https://doi.org/10.3390/min11020148>
27. Nazarenko, M. (2021). Global prospects of digitalization of mining enterprises with K-MINE. Collection of Research Papers of the National Mining University, 66, 72-80. doi: 10.33271/crpnmu/66.072.

28. Губіна В.Г. Залізорудна галузь України: стан та перспективи. Залізорудні родовища України: сучасні проблеми та перспективи розробки. 2024. С. 58-61.

29. Анісімов О.О., Баряцька Н.В. Вдосконалення поточного планування процесів гірничих робіт в умовах залізорудних кар'єрів України. Залізорудні родовища України: сучасні проблеми та перспективи розробки. 2024. С. 45–48.

30. Жуков С.М. Технології рекультивації земель у гірничій галузі: навч. Посібник. Дніпро : Університетська книга, 2021. 315 с.

31. Лавров С. Д., Іваненко П. О. Екологічна безпека гірничодобувної промисловості: підручник. Харків: Вид-во НТУ «ХПІ», 2022. 360 с.



Метадані

ДОКУМЕНТ

Заголовок

184-02д-з

Автор

184-02д-з

Науковий керівник / Експерт

Шмельцер К.О.

ІД документа

334158322

ОРГАНІЗАЦІЯ

Назва організації

STATE UNIVERSITY OF ECONOMICS AND TECHNOLOGY

Підрозділ

STATE UNIVERSITY OF ECONOMICS AND TECHNOLOGY

ЗВІТ

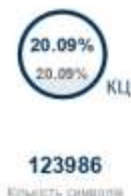
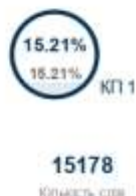
Дата звіту

6/3/2026

Дата редагування

Обсяг знайдених подібностей

Коефіцієнт подібності визначає, який відсоток тексту по відношенню до загального обсягу тексту було знайдено в різних джерелах. Зверніть увагу, що високі значення коефіцієнта не автоматично означають плагіат. Звіт має аналізувати компетентна / уповноважена особа.



Тривога

У цьому розділі ви знайдете інформацію щодо текстових спотворень. Ці спотворення в тексті можуть говорити про МОЖЛИВІ маніпуляції в тексті. Спотворення в тексті можуть мати навмисний характер, але частіше характер технічних помилок при конвертації документа та його збереженні, тому ми рекомендуємо вам підходити до аналізу цього модуля відповідально. У разі виникнення запитань, просимо звертатися до нашої служби підтримки.

Заміна букв		10
Інтервали		0
Мікропробіли		0
Білі знаки		0
Парафрази (SmartMarks)		153

Джерела

Нижче наведений список джерел. В цьому списку є джерела із різних баз даних. Копію тексту означає в якому джерелі він був знайдений. Ці джерела і значення Коефіцієнту Подібності не відображають прямого плагіату. Необхідно відкрити кожне джерело і проаналізувати зміст і правильність оформлення джерела.

10 найдовших фраз

Копію тексту

#	НАЗВА ТА АДРЕСА ДЖЕРЕЛА URL (НАЗВА БАЗИ)	КІЛЬКІСТЬ ІДЕНТИЧНИХ СЛІВ (ФРАГМЕНТІВ)
1	https://ir.nmu.org.ua/bitstream/handle/123456789/165606/%D0%9C%D0%80%D1%80%D1%82%D1%8F%D1%85%D1%98%D0%BD_%D0%9F%D0%9F_184.18	79 (0.52 %)

Д О В І Д К А

про перевірку тексту роботи програмно-технічними засобами

Текст (вибрати необхідне):

- ☒ кваліфікаційної роботи;
☐ навчальної/наукової праці;
☐ наукових матеріалів

*Розробка заходів з підвищення продуктивності екскаваторного
обладнання та залізничного транспорту в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ
«ЦГЗК»*

(назва)

автором/авторами або виконавцем якої є:

Попеску Сергій Васильович

(ПІБ)

кафедра Хімічних технологій та інженерії,

(структурний підрозділ, кафедра, лабораторія)

обсягом 87 сторінок друкованого тексту перевірено програмно-технічним засобом «StrakePlagiarism».

Рівень оригінальності становить 15,21 %.

При перевірці посилань програмою визначено окремі співпадіння із:

- ☐ власними публікаціями;
☒ термінологією;
☒ посиланнями на літературу, праці вчених;
☐ посиланнями на законодавство;
☒ загальноновживаними фразами.

Матеріали було розглянуто та рекомендовано до захисту в ЕК
(подальшого розгляду, друку,
 опублікування) *кафедри Хімічних технологій та інженерії*
 на засіданні _____

(структурний підрозділ, кафедра, лабораторія)

Навчально-наукового технологічного інституту Державного університету економіки і технологій від «12» червня 2026 р. протокол № 16.

Керівник підрозділу _____

(підпис)

К. Шмельцер

Дата «12» червня 2026 р.

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ

ДОВІДКА
про підготовку здобувача

Попеску Сергій Васильович
(прізвище, ім'я та по-батькові)

Кафедра Хімічних технологій та інженерії
Спеціальність 184 Гірництво

Назва кваліфікаційної роботи Кваліфікаційна бакалаврська робота

Тема кваліфікаційної роботи Розробка заходів з підвищення
продуктивності екскаваторного обладнання
та залізничного транспорту в умовах
Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК»

Керівник кваліфікаційної роботи: PhD, Тіхлівець С.В.
(посада, науковий ступінь, прізвище, ініціали)

Оцінки по розділах роботи

№ з/п	Найменування розділу проекту (роботи)	Консультант	Зараховано / не зараховано	Дата	Підпис консульта	Примітка
1	Аналітична частина	Тіхлівець С.В.				
2	Основна частина	Тіхлівець С.В.				

Зав. кафедри

(підпис)

К.О. Шмельцер

(ініціали, прізвище)

« ____ » _____ 20__ р.

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ
Кафедра Хімічних технологій та інженерії

ВІДГУК КЕРІВНИКА НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ БАКАЛАВРСЬКУ РОБОТУ ЗДОБУВАЧА

Здобувача вищої освіти Попеску Сергій Васильович
(прізвище, ім'я та по-батькові)

групи ЗГР-22

Тема кваліфікаційної роботи бакалавра: «Розробка заходів з підвищення продуктивності екскаваторного обладнання та залізничного транспорту в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК»

Обсяг пояснювальної записки і графічної частини:

пояснювальна записка	87 стор.;
таблиць	1
схем і рисунків	1
листів графічної частини(демонстраційного матеріалу)	-.

Якісні відмінності кваліфікаційної бакалаврської роботи:

Кваліфікаційна бакалаврська робота присвячена актуальній темі та присвячена розробці заходів з підвищення продуктивності екскаваторного обладнання та залізничного транспорту в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК». Доведено, що з урахуванням витрат часу на додаткові точні пересуви состава, фіксуються кращі показники при збільшенні об'єму ковша до 16,5 м³ та більшої вантажопідйомності думпкарів, що повністю перекриває локальні технологічні незручності, забезпечуючи найвищу загальну рентабельність перевантажувального пункту.

Недоліки кваліфікаційної бакалаврської роботи

Обмежено розглянуто технологічні ризики промислового застосування. У тексті є незначні похибки в оформленні графічного матеріалу та бібліографії. Автор слабо розкриті екологічні наслідки від збільшення обсягів масових вибухів. Розрахунок ефекту від впровадження технології потребує більш детального обґрунтування

Характеристика загальної, спеціальної і виробничої підготовки автора кваліфікаційної бакалаврської роботи, ступінь самостійності виконання, Під час роботи над кваліфікаційною роботою здобувачем зроблений глибокий аналіз існуючої інформації за темою роботи, підведені логічні підсумки, розроблено заходи з підвищення продуктивності екскаваторного обладнання та залізничного транспорту в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ, «ЦГЗК» кар'єру ПрАТ «ЦГЗК». Здобувач Попеску С.В. продемонстрував відповідальне відношення до написання роботи, професійно виконав поставлені задачі.

Зроби логічні висновки. Графік виконання робіт не порушувався, все виконувалось вчасно.

Можливість використання кваліфікаційної бакалаврської роботи

Робота відповідає вимогам, що висуваються до кваліфікаційних робіт на першому (бакалаврському) освітньо-кваліфікаційному рівні може бути допущена до захисту на засіданні ЕК.

Оцінка кваліфікаційної бакалаврської роботи _____

Керівник Тіхлівець Сергій Вадимович

(прізвище, ім'я та по-батькові)

Доцент, PhD

(посада, науковий ступінь, вчене звання)

(підпис)

« ____ » _____ 2026 р.

ЗГОДА здобувача(чки) освіти Державного університету економіки і технологій про перевірку кваліфікаційної роботи на прояви академічного плагіату та розміщення в Репозитарії ДУЕТ

Я, *Попеску Сергій Васильович*, підтримую політику Державного університету економіки і технологій з академічної доброчесності і відкритого доступу. Стверджую, що кваліфікаційна бакалаврська робота («Розробка заходів з підвищення продуктивності екскаваторного обладнання та залізничного транспорту в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК») виконана самостійно та не містить академічного плагіату. Я не надавав(ла) і не одержував(ла) недозволену допомогу під час підготовки цієї роботи. Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають покликання на відповідне джерело.

Із чинним Положенням про запобігання та виявлення академічного плагіату в роботах здобувачів вищої освіти Державного університету економіки і технологій ознайомлений(а). Чітко усвідомлюю, що в разі виявлення у кваліфікаційній роботі порушення норм академічної доброчесності робота не допускається до захисту або оцінюється незадовільно.

Також я поінформований(на), що відповідно до пункту 5.8 «Положення про Репозитарій (електронну базу даних) Державного університету економіки і технологій» згадана робота буде розміщена в Електронному архіві Університету (Репозитарії ДУЕТ) та ознайомлений(на) з умовами такого розміщення.

12.06.2026