

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ

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

КВАЛІФІКАЦІЙНА БАКАЛАВРСЬКА РОБОТА

Окунь Павло Володимирович

на тему Підвищення ефективності видобувних робіт 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

Окунь Павло Володимирович
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема кваліфікаційної роботи бакалавра Підвищення ефективності видобувних робіт 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 звіти щодо видобувної роботи підприємства за попередні роки. Технологічні параметри продуктивності гірничих машин, які використовуються на підприємстві.
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. Висновки та рекомендації
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)

Окунь П.В..
(прізвище та ініціали)

Керівник кваліфікаційної роботи

(підпис)

Тіхлівець С.В..
(прізвище та ініціали)

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

[illegible]

АНОТАЦІЯ

Пояснювальна записка до кваліфікаційної бакалаврської роботи за ОП Гірництво: 82 стор., 31 літ. джерел.

Кваліфікаційна бакалаврська робота присвячена дослідженню та розрахунку технологічних параметрів Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК» при відкритій розробці залізорудного родовища. Актуальність теми зумовлена необхідністю технічного переоснащення підприємства, підвищення продуктивності виймально-навантажувальних робіт та зниження питомих витрат на транспортування гірничої маси в умовах глибоких кар'єрів.

Метою роботи є обґрунтування технологічних рішень для підвищення загальної ефективності видобувних робіт в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК» шляхом комплексної модернізації виймально-вантажної та транспортної ланок.

Об'єктом розробки є технологічний процес відкритої розробки залізорудного родовища (видобувні роботи) в гірничо-технічних умовах Артемівського кар'єру.

В аналітичній частині розглянуто сучасний стан гірничих робіт на ПрАТ «ЦГЗК», охарактеризовано технологічні схеми розробки та логістичну структуру підприємства. Детально наведено геологічну характеристику родовища, фізико-механічні властивості скельних порід та актуальні параметри робочих зон кар'єру.

В основній частині виконано комплексний інженерний розрахунок технологічних параметрів. Проведено порівняльний аналіз двох варіантів механізації, за результатами якого обґрунтовано доцільність впровадження потужного комплексу у складі гідравлічних екскаваторів Hitachi EX-2500 та великовантажних автосамоскидів Caterpillar 789C. Також розглянуто питання відвалоутворення, заходи з охорони праці та екологічної рекультивації порушених земель.

У висновках узагальнено результати проєктування та наведено рекомендації щодо стабілізації видобувних робіт у сучасних умовах.

Ключові слова: відкриті гірничі роботи, кар'єр, видобувні роботи, продуктивність, гірнича маса.

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	14
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.....	16
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.....	20
1.7. Гідрогеологічні та кліматичні умови розробки родовища.....	21
1.7.1 Кліматичні умови.....	21
1.7.2 Гідрогеологічні умови.....	22
1.8. Гірничо-технічна характеристика (запаси, потужність рудних тіл).....	23
1.8.1 Запаси корисних копалин.....	23
1.8.2 Потужність та морфологія рудних тіл.....	23
1.8.3 Вплив гірничо-технічних умов на вибір обладнання.....	24
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА: Розрахунок технологічних параметрів кар'єру ПрАТ «ЦГЗК».....	25
2.1 Загальна організація відкритих гірничих робіт.....	25
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.....	35

2.3.1 Розрахунок параметрів підливних робіт.....	36
2.3.2 Визначення необхідної кількості бурового устаткування.....	41
2.3.3 Визначення необхідної кількості засобів механізації заряджання, забійки та штату працівників.....	42
2.4 Обґрунтування та характеристика порівнювальних варіантів, які забезпечують підвищення ефективності видобувних робіт в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК».....	44
2.5 Виймально-навантажувальні роботи.....	46
2.6 Транспортування кар'єрних вантажів.....	49
2.6.1 Транспортування гірничої маси залізничним транспортом.....	49
2.6.2 Розрахунок кількості залізничного транспорту.....	50
2.6.3 Розрахунок пропускної та провізної здатності залізничної колії.....	54
2.6.4 Транспортування гірничої маси автомобільним транспортом.....	55
2.6.5 Визначення кількості автосамоскидів.....	55
2.6.6 Пропускна та провізна здатність автодоріг.....	61
2.7 Відвалоутворення розкривних порід.....	61
2.7.1 Розрахунок параметрів екскаваторного відвалоутворення.....	62
2.8 Рекультивація земель, порушених гірничими роботами.....	65
3 ЕКОЛОГІЧНІ АСПЕКТИ ТА ОХОРОНА ПРАЦІ.....	68
3.1 Основні екологічні проблеми при відкритій розробці родовища корисних копалин.....	68
3.2 Технологічні заходи з охорони навколишнього середовища.....	69
3.3 Система протиаварійного захисту і безпека праці на кар'єрі.....	71
3.4 Аналіз небезпечних та шкідливих факторів на відкритих гірничих роботах...	72
3.5 Технічні та організаційні заходи безпеки.....	73
3.6 Пожежна безпека і заходи цивільного захисту.....	75
ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ.....	77
Список використаних джерел.....	79

ВСТУП

Розробка залізорудних родовищ відкритим способом є базовою ланкою гірничо-металургійного комплексу України. На сьогодні для Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК», як і для більшості вітчизняних підприємств з тривалою історією експлуатації, гостро стоїть проблема постійного ускладнення гірничо-технічних умов. Із поглибленням кар'єру робочі площадки звужуються, а відстань транспортування гірничої маси з нижніх горизонтів на поверхню (плече відкатки) невинно зростає. За таких обставин використання застарілого або недостатньо потужного виймально-вантажного та транспортного обладнання призводить до збільшення тривалості рейсів, зростання кількості машин на лініях і, як наслідок, суттєвого здорожчання кожної тонни видобутої руди. Тому пошук резервів для зниження собівартості робіт та оновлення парку техніки є вкрай актуальним завданням для забезпечення рентабельної роботи комбінату.

Сучасні світові тенденції розвитку відкритих гірничих робіт показують, що провідні компанії розв'язують подібні проблеми шляхом укрупнення одиничної потужності обладнання. Замість утримання великого парку техніки середнього класу, сучасні глибокі кар'єри масово переходять на великотоннажні автосамоскиди вантажопідйомністю 180–240 тонн і вище. Їх робота синхронізується з потужними екскаваторами, місткість ковша яких дозволяє завантажувати кузов за мінімальну кількість робочих циклів (зазвичай 3–5). Такий підхід дозволяє розвантажити внутрішньокар'єрні дороги від зайвого трафіку, значно скоротити витрати на ремонти і паливо, а також зменшити викиди вихлопних газів у робочу зону кар'єру.

Метою роботи є обґрунтування технологічних рішень для підвищення загальної ефективності видобувних робіт в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК» шляхом комплексної модернізації виймально-вантажної та транспортної ланок.

Для досягнення поставленої мети було сформовано та вирішено такі завдання:

- проаналізувати поточний стан гірничих робіт, гірничо-геологічні та технічні умови розробки Артемівського родовища;
- виконати розрахунок продуктивності навантажувального обладнання та порівняти ефективність роботи екскаваторів з різними параметрами ковша;
- розрахувати параметри транспортного циклу та обґрунтувати доцільність переходу на автосамоскиди більшої вантажопідйомності;
- визначити оптимальну кількість робочого та інвентарного парку машин для забезпечення планових обсягів видобутку;
- розробити заходи з безпеки праці та охорони навколишнього середовища при експлуатації потужної кар'єрної техніки.

Об'єктом розробки є технологічний процес відкритої розробки залізорудного родовища (видобувні роботи) в гірничо-технічних умовах Артемівського кар'єру.

Предметом дослідження виступають параметри та режим роботи виймально-навантажувального і транспортного обладнання, а також їхній вплив на ефективність виробничих процесів підприємства.

Методи дослідження. Під час виконання кваліфікаційної роботи застосовувався комплексний підхід, що включає: метод техніко-економічного аналізу (для оцінки поточного стану та світового досвіду), графоаналітичні методи, а також методи інженерних розрахунків гірничих машин у поєднанні з багатоваріантним порівнянням показників продуктивності.

1 АНАЛІТИЧНА ЧАСТИНА

1.1 Сучасний стан відкритих гірничих робіт в Україні та світі

Сьогодні відкритий спосіб залишається домінуючим у світовій гірничодобувній промисловості завдяки своїй масштабності та безпечності порівняно з підземним видобутком. Головна тенденція, яка зараз диктує правила гри на всіх континентах, — це невпинне поглиблення робочих зон. Сучасні світові кар'єри опускаються на позначки 600–800 метрів і навіть більше. Таке просторове заглиблення тягне за собою цілий ланцюг технологічних викликів: суттєво зростає відстань транспортування, збільшується керівний ухил капітальних траншей, а робочі майданчики на нижніх горизонтах стають дедалі тіснішими [1].

Щоб успішно працювати в таких умовах, закордонна практика пішла шляхом інтенсифікації виробництва. Замість того, щоб збільшувати загальну кількість техніки у вибоях, гірничі корпорації роблять ставку на зростання одиничної потужності машин. Нормою стали автосамоскиди, що беруть на борт 200–300 тонн гірничої маси, у комбінації з надпотужними гідравлічними лопатами. Крім того, на світовому рівні активно впроваджуються системи автоматизованої диспетчеризації, безпілотні технології та циклічно-потоківі комплекси (ЦПТ). Використання конвеєрів безпосередньо в чаші кар'єру дозволяє кардинально зменшити залежність від автомобільного транспорту і значно скоротити викиди парникових газів, що є жорсткою вимогою сучасних екологічних стандартів [2].

Що стосується України, і зокрема специфіки підприємств Кривбасу, то наша ситуація має свої виражені особливості. Більшість вітчизняних залізрудних кар'єрів перебувають у стадії зрілої або пізньої експлуатації. Як наслідок, інженери стикаються з проблемою великих глибин, складним водозливом та стабільно високими коефіцієнтами розкриття. Самі ж родовища представлені дуже міцними гірськими породами, руйнування яких вимагає ідеально підібраних параметрів буропідливних робіт для уникнення виходу негабариту [1].

Довгий час основою парку на українських комбінатах були класичні машини середнього класу, які добре справлялися зі своїми завданнями на верхніх горизонтах. Однак зараз ця транспортна схема працює на межі рентабельності. Через значне плече відкатки самоскиди витрачають занадто багато часу на подолання маршруту, що знижує змінну продуктивність і непропорційно роздуває експлуатаційну собівартість тонни руди. Тому вітчизняна галузь перебуває у процесі вимушеної оптимізації парку, переходячи на використання важкої техніки від провідних світових виробників. Це дає змогу зменшити щільність трафіку на технологічних дорогах та підвищити ритмічність відвантаження.

Окремо варто відзначити фактори, які визначають реалії української гірничої справи сьогодні. Логістичні обмеження експорту, нестабільність енергосистеми та певний дефіцит кваліфікованих кадрів змушують підприємства шукати максимально прагматичні рішення. На перший план виходить жорсткий контроль витрат. Кожен інженерний крок — від зміни параметрів вибою до перерозподілу вантажопотоків — підпорядкований єдиній меті: забезпечити плановий видобуток із залученням мінімально необхідної кількості техніки та енергоресурсів.

Таким чином, сучасний стан відкритих гірничих робіт як у світі, так і в Україні характеризується відходом від екстенсивного розширення автопарків на користь інтелектуального управління та точкового застосування високоефективних машин великої потужності.

1.2 Характеристика технологій видобутку та транспортування гірничої маси

Будь-який кар'єр — це, по суті, гігантський механізм з переміщення гірських порід. Технологія відкритого видобутку завжди базується на нерозривному ланцюжку: підготовка до виймання, навантаження у вибої та транспортування. Оскільки на залізорудних родовищах ми маємо справу з дуже міцними масивами (залізистими кварцитами), застосовувати комбайни безперервної дії тут неможливо — порода вимагає попереднього руйнування

буропідричним способом. Відповідно, ефективність усього процесу залежить від того, наскільки вдало підібрана технологічна пара «екскаватор – транспортний засіб» для роботи з підірваною гірничою масою [3].

Для виймання міцних порід у світі традиційно використовують два типи обладнання: класичні канатні електричні лопати (типу вітчизняних ЕКГ) та сучасні гідравлічні екскаватори. Канатні машини, хоч і вважаються дещо консервативними, залишаються надзвичайно надійними в суворих умовах абразивного пилю та важких вибоїв. Головне технологічне правило сучасної екскавації полягає в тому, що машина повинна заповнювати кузов самоскида не більше ніж за 3–5 робочих циклів. Якщо екскаватор з малим ковшем змушений робити 8–10 рухів, щоб завантажити велику машину, кар'єр починає втрачати колосальні кошти на простоях дорогого транспорту під навантаженням.

Транспортування гірничої маси є найбільш вузьким і найдорожчим місцем гірничого виробництва (на нього припадає понад 50-60% усіх експлуатаційних витрат кар'єру). Базовою і найбільш поширеною технологією залишається автомобільний транспорт. Кар'єрні автосамоскиди забезпечують максимальну маневреність, здатні долати круті підйоми (до 8–10%) і швидко переїжджати з одного вибою в інший. Проте зі збільшенням глибини кар'єру понад 200–300 метрів суто автомобільна схема починає давати збій: плече відкатки стає занадто довгим, а витрати на дизельне паливо та великогабаритні шини «з'їдають» рентабельність видобутку [4].

Як альтернатива використовується залізничний транспорт. Він дуже вигідний на великих відстанях і має низьку собівартість тонно-кілометра. Однак тягові агрегати вкрай неповороткі, потребують пологих з'їздів та постійного і дороговартісного перенесення колій слідом за просуванням фронту робіт.

Тому для глибоких кар'єрів золотим стандартом стала комбінована схема вивезення гірничої маси. Найбільш прогресивним рішенням є автомобільно-конвеєрна (циклічно-потокова технологія — ЦПТ) або автомобільно-залізнична схеми. У таких випадках автосамоскиди працюють лише на нижніх горизонтах: вони забирають породу від екскаватора і везуть її на короткі відстані до

внутрішньокар'єрної дробарки або перевантажувального пункту. Далі подрібнена або перевантажена маса видається наверх магістральними стрічковими конвеєрами або залізничними локомотивами.

Отже, огляд існуючих технологій показує, що для умов міцних руд вдосконалення видобутку полягає не у винайденні принципово нових схем, а в точному підборі габаритів обладнання. Перехід на системи підвищеної вантажопідйомності є найбільш логічним, швидким та економічно виправданим способом оптимізувати класичну видобувну технологію без зупинки виробництва.

1.3 Технологічні тенденції розвитку відкритих гірничих робіт

1.3.1 Автоматизація та цифровізація кар'єрів

Сьогодні управління гірничими роботами кардинально відрізняється від підходів минулого століття. Головною тенденцією сучасного гірничого виробництва є перехід від інтуїтивного планування до прийняття рішень на основі точних цифрових даних у режимі реального часу. Основою цього процесу стала розробка тривимірних геологічних моделей родовищ. Замість паперових планів і розрізів гірничі інженери використовують спеціалізоване програмне забезпечення (наприклад, Micromine, Surpac або Datamine), яке дозволяє створити цифрового двійника кар'єру. Це дає змогу з точністю до метра бачити розподіл корисного компонента у масиві та планувати розвиток гірничих робіт на роки вперед без ризику помилок [5].

Наступним рівнем цифровізації є впровадження автоматизованих систем диспетчеризації (АСД). Якщо раніше диспетчер керував автосамоскидами по рації всліпу, то зараз кожна одиниця техніки обладнана високоточними GPS-трекерами, датчиками завантаження та витрати пального. Система сама аналізує, який екскаватор зараз вільний, і автоматично направляє туди найближчий порожній самоскид. Це дозволяє повністю уникнути черг під навантаженням та простоїв у зонах розвантаження.

Крім того, цифровізація охопила і буропідливний комплекс. Сучасні бурові верстати отримують координати кожної свердловини безпосередньо з

сервера по Wi-Fi мережі кар'єру, а автоматика контролює глибину буріння та енергоємність руйнування породи. Такий суцільний інформаційний контроль перетворює кар'єр на прозоре підприємство, де будь-які втрати часу або ресурсів миттєво фіксуються та усуваються [6].

1.3.2 Безпілотний транспорт і концепція «розумного кар'єра»

Логічним продовженням автоматизації стала концепція «розумного кар'єра» (Smart Mine), яка базується на Інтернеті речей (IoT), де всі механізми спілкуються між собою (Machine-to-Machine). Найбільш вражаючим елементом цієї екосистеми є впровадження безпілотного кар'єрного транспорту. Автономні системи перевезень (AHS) вже стали реальністю на передових рудниках Австралії та Північної і Південної Америки, де машини компаній Komatsu та Caterpillar працюють без операторів у кабіні [7].

Безпілотний автосамоскид орієнтується у просторі за допомогою комбінації лазерних радарів (LiDAR), камер високої роздільної здатності та супутникової навігації. Головна перевага такої технології — абсолютна стабільність роботи. Робот не відчуває втоми, не потребує зупинок на обід чи перезмінку, він ідеально дотримується швидкісного режиму та траєкторії руху. Завдяки тому, що безпілотник їде по оптимальній колії, не роблячи різких розгонів і гальмувань, термін служби дорогих великогабаритних шин зростає на 15–20%, а витрати дизельного пального суттєво знижуються.

Для глибоких вітчизняних кар'єрів впровадження безпілотних технологій має ще й величезне значення для безпеки. На нижніх горизонтах, де умови праці ускладнені загазованістю, пилом та ризиком обвалів бортів, використання машин-роботів дозволяє повністю вивести людей з небезпечної зони. Диспетчер-оператор при цьому може знаходитися в комфортному офісі за десятки кілометрів від вибою, контролюючи роботу одразу кількох машин через монітори [7].

1.3.3 Використання сучасних екскаваторів та конвеєрних систем

Зі зростанням обсягів видобутку змінюється і підхід до вибору основного обладнання. У сегменті виймально-вантажних машин спостерігається чіткий тренд на впровадження важких гідравлічних екскаваторів. На відміну від традиційних канатних лопат, гідравлічні машини здатні створювати величезне зусилля копання на рівні кромки ковша, незалежно від висоти вибою. Вони більш маневрені, легші та дозволяють селективно (вибірково) виймати різні сорти руди, що особливо важливо при складному заляганні пластів.

Водночас ключовою транспортною проблемою глибоких кар'єрів залишається велике плече відкатки. Щоб не ганяти автосамоскиди з самого дна на поверхню (що дорого і неефективно), у світі масово впроваджують циклічно-потоківі технології (ЦПТ) з використанням потужних стрічкових конвеєрів. Суть технології In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) полягає в тому, що дробильний комплекс встановлюється безпосередньо в робочій зоні кар'єру. Автосамоскиди виконують лише короткі рейси, підвозячи гірничу масу від екскаватора до дробарки. Далі подрібнена порода транспортується нагору системою крутопохилих конвеєрів.

Використання магістральних конвеєрів дозволяє скоротити кількість автосамоскидів у кілька разів, розвантажити технологічні магістралі та забезпечити безперервний потік руди на збагачувальну фабрику. Це найефективніший інженерний спосіб боротьби зі збільшенням глибини кар'єру.

1.3.4 Енергоефективні та ресурсозберігаючі технології у гірництві

Гірниче виробництво є одним із найбільших споживачів енергії, тому ресурсозбереження стало питанням виживання підприємств. Одним із найперспективніших напрямків є електрифікація кар'єрного транспорту. Оскільки автосамоскиди витрачають максимум пального при русі вгору з вантажем, інженери відроджують технологію тролейовозів (Trolley Assist). На затяжних підйомах самоскид з електроприводом підключається до підвісної контактної мережі за допомогою пантографів і рухається за рахунок дешевої електроенергії, повністю вимикаючи дизельний двигун. Це дозволяє збільшити

швидкість на підйомі майже вдвічі та зекономити тисячі літрів дизельного палива на добу.

Інший важливий напрямок ресурсозбереження — це концепція «від вибою до фабрики» (Mine-to-Mill). Її суть полягає в тому, що економити потрібно не на окремих процесах, а в цілому. Наприклад, якщо під час буропідливних робіт застосувати трохи більше вибухівки та якісніше роздробити гірську породу, це різко знизить навантаження на екскаватори. Але головний ефект буде на збагачувальній фабриці: подрібнена руда вимагатиме набагато менше електроенергії для помелу в млинах. Оскільки фабричне подрібнення є найбільш енергоємним процесом усього комбінату, така оптимізація дає колосальний економічний ефект.

Також активно впроваджуються технології оборотного водопостачання (коли вода з кар'єрного водовідливу після очищення використовується для пилопригнічення на дорогах) та системи регенеративного гальмування на електротранспорті, що дозволяє повертати частину енергії в мережу при спуску машин у кар'єр.

1.4. Інформація про гірничодобувне підприємство ПрАТ «ЦГЗК»

1.4.1 Стисла характеристика споживачів сировини

Говорячи про споживачів сировини Артемівського кар'єру, потрібно розуміти базову гірничу специфіку: вибої не видають готового до продажу продукту. Рядова залізна кварцитова руда, яку екскаватори вантажать у самоскиди, містить у середньому лише 30–34% заліза і напряду в доменну піч не подається.

Тому першим і найголовнішим (внутрішнім) споживачем гірничої маси є сам комбінат ПрАТ «ЦГЗК», а точніше — його збагачувальний комплекс. Вимоги цього споживача до гірників зводяться до двох речей: безперебійного вантажопотоку та жорсткого усереднення руди. Якщо з кар'єру піде сировина з різкими перепадами твердості або вмісту магнітного заліза, це одразу порушить режим роботи млинів і сепараторів.

Після проходження стадій дроблення, збагачення та огрудкування сировина перетворюється на кінцевий товар — високоякісні залізорудні обкотиші. Їхніми зовнішніми споживачами виступають великі металургійні підприємства (зокрема, заводи групи Метінвест та європейські металурги).

1.4.2 Обґрунтування доцільності розробки родовища відкритим способом

У гірничій практиці вибір між відкритим та підземним способом видобутку завжди спирається на жорстку економіку. Залізисті кварцити Артемівського родовища ПрАТ «ЦГЗК» — це сировина з відносно невисоким вмістом заліза. Щоб підприємство було рентабельним, воно має видобувати і переробляти колосальні обсяги гірничої маси — десятки мільйонів тонн на рік. Забезпечити таку інтенсивність вантажопотоку через вузькі стовбури підземної шахти технічно неможливо і фінансово збитково. Тому відкритий спосіб тут є єдиним безальтернативним варіантом.

Головна перевага відкритого видобутку полягає в тому, що він буквально «розв’язує руки» інженерам щодо габаритів задіяної техніки. У підземну виробку неможливо опустити 180-тонний автосамоскид Komatsu або загнати екскаватор з 10-кубовим ковшем. Натомість простір кар’єру дозволяє формувати потужні виймально-вантажні комплекси, які за одну зміну виконують обсяг роботи, на який у шахті пішли б тижні. Саме використання великогабаритної техніки дозволяє радикально знизити собівартість видобутку однієї тонни руди.

Крім масштабу обладнання, відкритий спосіб має ще кілька критичних переваг. По-перше, це повнота вилучення надр. При підземному видобутку міцних руд гірники змушені залишати до 15–20% запасів родовища у вигляді опорних ціликів, щоб утримати покрівлю від обвалення. У кар’єрі ж рудне тіло відпрацьовується практично повністю (втрати зазвичай не перевищують 2–4%). По-друге, це незрівнянно вищий рівень безпеки праці: відсутність ризику раптових викидів газу, обвалів замкненого простору та проблем зі складною шахтною вентиляцією.

Звісно, відкритий спосіб має свою головну проблему — необхідність вивезення величезної кількості пустих порід (розкриву). Критерієм доцільності

існування кар'єру є граничний коефіцієнт розкриву: поки вартість вивезення пустих порід перебивається прибутком від продажу отриманого з руди концентрату, кар'єр має право на життя.

1.4.3 Межі кар'єрного поля, гірничий та земельний відвід

Для законної та технічно правильної роботи гірничого підприємства необхідно чітко розмежовувати просторові контури об'єкта.

Межі кар'єрного поля — це кінцевий просторовий контур майбутньої виїмки. У плані вони визначаються кутами укусу бортів, що гарантують стійкість гірського масиву. На глибину ця межа опускається до горизонту, де видобуток стає економічно недоцільним (коли вартість вивезення розкривних порід дорівнює прибутку від видобутої руди). Саме ці межі диктують інженерам обсяг запасів для відпрацювання. Просторові контури Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК» безпосередньо обумовлені геологічною будовою однойменного родовища залізистих кварцитів.

Комбінат має оформлений гірничий відвід. Це тривимірний геометричний блок у земній корі, в межах якого підприємству надано дозвіл вести промисловий видобуток. До гірничого відводу Артемівського кар'єру включено не лише запаси руди, а й запобіжні цілики та зони можливого зсування гірських порід, що гарантує стійкість бортів і безпеку робіт.

Водночас масштаби відкритого видобутку на ЦГЗК вимагають колосальних площ на денній поверхні, тому комбінату виділено відповідний земельний відвід. Його територія в кілька разів перевищує розміри самої чаші кар'єру. Левову частку земельного відводу займають масивні зовнішні відвали, куди вивозяться мільйони кубометрів розкривних порід. Крім того, у ці межі входять широкі технологічні автошляхи для великотоннажних самоскидів, проммайданчики для ремонту гірничої техніки, об'єкти енергопостачання та насосні станції кар'єрного водовідливу.

1.4.4 Виробнича потужність та календарний режим роботи кар'єру

Артемівський кар'єр працює у безперервному режимі: 365 днів на рік, цілодобово, у кілька змін. Проте дійсний фонд робочого часу гірничого обладнання є меншим, оскільки частина календарного часу обов'язково виділяється на планово-попереджувальні ремонти техніки та зупинку робіт під час проведення масових вибухів.

Виробнича потужність кар'єру по руді жорстко регламентується потребами збагачувальної фабрики комбінату. Але через постійне поглиблення Артемівського кар'єру невідпинно зростають обсяги пустих порід (розкриву), які потрібно вивезти, щоб дістати планову руду. Відповідно, загальна виробнича потужність по гірничій масі постійно збільшується.

Оскільки розширити календарний час неможливо, єдиним рішенням для виконання зростаючих обсягів робіт є інтенсифікація виробництва. Саме тому обґрунтований у роботі перехід на потужнішу техніку дозволяє комбінату своєчасно виконувати виробничу програму, вивозячи більше гірничої маси за ту саму кількість робочих змін.

1.4.5 Продуктивність кар'єру (розрахункові базові показники)

Згідно з виданим завданням на проєктування, базова річна продуктивність кар'єру по корисній копалині (руді) становить 3,0 млн тонн. Цей показник є фіксованим і диктується плановими потребами збагачувального комплексу.

Планування загальних обсягів вилучення гірничої маси має свою специфіку, яка безпосередньо залежить від поточного стану гірничих робіт. Поточний експлуатаційний коефіцієнт розкриву для даного кар'єру становить 3 м³/т. Однак на розвиток фронту гірничих робіт зараз суттєво впливають жорсткі просторові обмеження.

По-перше, на площі ще не погашених балансових запасів корисних копалин вимушено розміщено тимчасовий відвал розкривних порід. По-друге, безпосередньо на верхніх контурах кар'єру наявні близько 2,0 млн м³ розкриву,

які фізично замикають робочий простір і стримують нормальний розвиток гірничих робіт углиб.

Враховуючи ці складні гірничо-технічні фактори, планову річну продуктивність кар'єру по вилученню пустих розкривних порід на період до 2026 року було свідомо скориговано і прийнято на рівні 9 млн м³. Саме ці чіткі обсяги (3,0 млн тонн руди та 9 млн м³ розкривних порід) виступають базовими розрахунковими показниками. Під них у подальших розділах роботи буде виконуватися підбір раціонального парку виймально-вантажного обладнання (екскаваторів) та розрахунок необхідної кількості одиниць технологічного автотранспорту.

1.4.6 Рентабельність гірничого виробництва

Рентабельність є ключовим індикатором, який відображає кінцеву економічну ефективність роботи гірничодобувного підприємства.

Головна специфіка гірничо-металургійної галузі полягає в тому, що підприємства є учасниками глобального ринку сировини. Комбінати не можуть диктувати світові ціни на залізну руду або штучно завищувати їх для покриття своїх внутрішніх проблем. Тому єдиним реальним механізмом утримання високої рентабельності є жорсткий контроль та системне зниження собівартості виробничих процесів безпосередньо в кар'єрі.

У структурі собівартості відкритих гірничих робіт левову частку (понад 50–60%) незмінно складають витрати на транспортування породи, а також процеси її руйнування та екскавації. При цьому кожен кар'єр стикається з об'єктивним гірничо-геологічним фактором: із постійним поглибленням робочих горизонтів відстань вивезення гірничої маси невинно зростає. Це автоматично призводить до збільшення витрат на дизельне паливо, електроенергію, великогабаритні шини та обслуговування більшої кількості техніки.

Якщо підприємство не реагує на ці виклики, собівартість видобутку починає наздоганяти ринкову ціну руди, і кар'єр стає нерентабельним. Щоб не допустити цього, гірниче виробництво вимагає постійної оптимізації. Утримання рентабельності на стабільному рівні досягається виключно шляхом технічного

переоснащення: впровадження машин більшої одиничної потужності, переходу на енергоефективні технології, автоматизації диспетчерського управління та скорочення непродуктивних простоїв обладнання у вибоях.

1.5. Геологічна будова обраного родовища корисних копалин

Артемівське родовище залізистих кварцитів структурно належить до Артемівської міжкупольної структури, яка розташована в центрі Західно-Інгулецької міжблокової зони. Гірський масив сформований древніми метаморфічними породами інгуло-інгулецької серії. У геологічному розрізі фундаменту (знизу догори) чітко виділяються зеленорічинська, маякська та родіонівська свити.

Безпосередньо рудне тіло залягає у товщах маякської свити і представлене міцними магнетитовими та силікат-магнетитовими кварцитами (у верхній корі вивітрювання вони окислюються і переходять у гематит-магнетитові різновиди). Крім того, масив вміщуючих порід ускладнений гнейсами, мігматитами, гранат-амфібол-піроксеновими та ультраосновними утвореннями.

З точки зору просторової морфології, продуктивні пласти разом із пустими породами зім'яті у витягнуту субмеридіональну лінійну складку довжиною до 3 км. Розмах крил у південній частині сягає 1 км. Падіння крил є зустрічним і досить крутим — західне крило падає на схід, а східне на захід під кутами 60–65°. Товщина рудних пластів є нерівномірною: на ділянці замикання шарнірів вона максимальна і становить 175 м, тоді як на східному крилі звужується до 40–80 м, а на західному — до 35–50 м. Загалом масив розбитий тектонічними розривами, що формує характерну блокову будову.

1.6 Фізико-механічні властивості гірських порід

В умовах Артемівського кар'єру гірські породи мають різко контрастні властивості.

Верхня частина геологічного розрізу (осадові відклади м'якого розкриву) представлена пісками, суглинками та глинами. Це м'які породи з коефіцієнтом

міцності за шкалою М.М. Протод'яконова в межах 1–4 балів. Вони легко розробляються екскаватором без попереднього підривання і не створюють значного навантаження на робоче обладнання.

Однак основний обсяг гірничих робіт зосереджений у зоні кристалічного фундаменту, де ситуація кардинально інша. Цільова корисна копалина — неокиснені залізисті кварцити — належить до категорії дуже міцних і вкрай абразивних порід (міцність 12–16 балів). Їхня об'ємна вага є надзвичайно високою і сягає 3,48–3,61 т/м³. Окислені кварцити є трохи слабшими (10–14 балів, об'ємна вага 2,8 т/м³), а вміщуючі скельні породи мають щільність 2,65–3,0 т/м³.

1.7. Гідрогеологічні та кліматичні умови розробки родовища

1.7.1 Кліматичні умови

Клімат району розташування Артемівського кар'єру (Криворізький залізорудний басейн) є помірно-континентальним, з жарким, посушливим літом та відносно м'якою, але мінливою зимою. Для проєктування та ведення відкритих гірничих робіт кліматичні фактори мають пряме технологічне значення, оскільки вони безпосередньо впливають на продуктивність обладнання.

Літній період у регіоні характеризується високими температурами (які в чаші кар'єру через відсутність вітру та нагрівання породи можуть перевищувати +35...+40 °С). Для гірничого виробництва це означає інтенсивне висихання порід та колосальне пилоутворення під час масових вибухів і руху важкої техніки. Це змушує підприємство утримувати великий парк гідрозрошувальних машин для поливу технологічних доріг, а також створює екстремальне теплове навантаження на двигуни та великогабаритні шини автосамоскидів.

Зимовий період супроводжується частими переходами температури через нуль градусів (відлигами) та снігопадами. Головною технологічною проблемою взимку є намерзання вологої гірничої маси до днищ і стінок ковшів екскаваторів та кузовів самоскидів. Це штучно зменшує їхній корисний об'єм і вимагає

регулярного механічного очищення. Крім того, ожеледиця на похилих з'їздах кар'єру є фактором підвищеної небезпеки, що змушує диспетчерів обмежувати швидкість руху транспорту.

Середньорічна кількість опадів становить близько 450–500 мм. Весняне танення снігів та літні зливи формують значний поверхневий стік, який прямує на дно кар'єру. Тому для забезпечення безперебійної роботи виймально-вантажних комплексів на нижніх горизонтах критично важливою є надійна цілодобова робота системи головного кар'єрного водовідливу.

Отже, кліматичні умови родовища є досить жорсткими і вимагають обов'язкового врахування сезонних факторів при розрахунку реальної продуктивності машин та плануванні ремонтів.

1.7.2 Гідрогеологічні умови

Рельєф місцевості навколо кар'єру відіграє позитивну роль у природному водовідведенні: це степова рівнина, що має виражений ухил на схід, у напрямку русла річки Зелена. Завдяки такому рельєфу значна частина атмосферних опадів просто стікає по поверхні, не потрапляючи всередину кар'єру.

Загалом гірський масив родовища містить два типи підземних вод, які по-різному впливають на видобуток. Води, що залягають у верхньому ярусі (пухких осадових відкладах), мають дуже низьку водонасиченість. Вони практично не ускладнюють ведення гірничих робіт і не створюють проблем для прохідності техніки.

Справжньою проблемою для гірників є глибокий водоносний горизонт, приурочений безпосередньо до рудного тіла — метаморфічних порід докембрію. Цей горизонт поширений повсюдно і є головним джерелом затоплення вибоїв. Підземний потік тут також рухається із заходу на схід, до заплави річки Зелена. Кількість води у масиві нерівномірна і жорстко залежить від того, наскільки порода розбита тріщинами через тектонічні зсуви та природне вивітрювання.

Цей основний водоносний горизонт постійно підживлюється: туди просочуються дощі та сніг, перетікає вода з верхніх шарів, а також надходить волога по глибоких тектонічних розломах. За своїм хімічним складом ці води є

досить агресивними — вони класифікуються як гідрокарбонатно-сульфатно-хлоридні натрієво-магнієво-кальцієві.

У результаті всіх цих факторів загальний приплив води безпосередньо в чашу Артемівського кар'єру сягає 93,28 м³/год. Такий значний обсяг вимагає від підприємства організації потужної та безперебійної системи кар'єрного водовідливу (насосних станцій), щоб не допустити затоплення нижніх горизонтів і забезпечити нормальні умови для роботи важких екскаваторів та самоскидів.

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

1.8.1 Запаси корисних копалин

Артемівське родовище володіє значним балансовим потенціалом залізистих кварцитів. Наявні та затверджені державними комісіями запаси здатні забезпечити тривалу і стабільну роботу комбінату при поточній проєктній потужності у 3,0 млн тонн сирової руди на рік. Особливістю поточного стану є те, що частина непогашених балансових запасів вимушено перекрита тимчасовим відвалом розкривних порід, що накладає просторові обмеження на розвиток фронту гірничих робіт. Проте загального обсягу розвіданих запасів на глибоких горизонтах цілком достатньо для того, щоб економічно обґрунтувати переоснащення кар'єру дороговартісною високопродуктивною технікою на десятки років уперед.

1.8.2 Потужність та морфологія рудних тіл

Морфологічно рудне тіло являє собою витягнуту субмеридіональну складку довжиною до 3 км (розмах крил на півдні сягає 1 км). Головна складність розробки полягає у крутому зустрічному падінні крил під кутами 60–65°. Горизонтальна потужність пластів залізистих кварцитів дуже мінлива. Найширша рудна зона знаходиться на ділянці замикання шарнірів складки, де потужність сягає 175 м — це створює ідеальні умови для формування широких робочих майданчиків. Однак на крилах рудне тіло різко звужується: на східному крилі потужність становить 40–80 м, а на західному падає до 35–50 м. Така

морфологія змушує гірників постійно маневрувати обладнанням у затиснених умовах вузьких вибоїв.

1.8.3 Вплив гірничо-технічних умов на вибір обладнання

Специфічна морфологія (круте падіння пластів) об'єктивно призводить до швидкого поглиблення кар'єру та неминучого зростання обсягів вивезення розкривних порід. Враховуючи високу міцність руди (12–16 балів за Протод'яконовим) та вузькі робочі майданчики на глибоких горизонтах, використання традиційної техніки стає неефективним. Старий підхід вимагає тримати у вузькому кар'єрі завелику кількість машин, що провокує затори. Тому складні гірничо-технічні умови прямо диктують перехід на потужніше обладнання. Впровадження потужних екскаваторів у парі з автосамоскидами великою вантажопідйомністю дозволяє інтенсифікувати видобуток, зменшити загальну кількість одиниць техніки на уступах та гарантовано виконувати планові обсяги гірничих робіт без порушення правил безпеки.

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

2.1 Загальна організація відкритих гірничих робіт

Головним показником ефективності роботи Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК» є його річна продуктивність по гірничій масі. Щоб обґрунтувати цей план, маркшейдерська та технологічна служби спираються на класичні інженерні розрахунки. Зазвичай потужність кар'єру визначають за одним із двох критеріїв: або за нормативною швидкістю посування робочих уступів, або за максимальною кількістю екскаваторів, які можна одночасно і безпечно розмістити у вибоях, не порушуючи паспортів ведення гірничих робіт.

Усі виробничі процеси на підприємстві підпорядковані жорсткому календарному режиму. Цей графік враховує чистий час роботи обладнання та неминучі технологічні простої (ремонти, перезмінки). Для Артемівського кар'єру затверджено безперервний графік роботи: видобуток ведеться всі 365 днів на рік, без жодних зупинок на вихідні чи свята. Робоча доба поділена на дві зміни по 12 годин кожна.

Враховуючи високу міцність руди, підготовка масиву до екскавації вимагає буропідривних робіт. Масові вибухи в кар'єрі проводяться за стабільним розкладом — один раз на два тижні. При цьому логістика зовнішніх відвалів повністю синхронізована з ритмом кар'єру. Відвальне господарство працює цілорічно у такому ж двозмінному режимі, безперебійно приймаючи розкривні породи та звільняючи робочий простір у вибоях.

«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 ($t_b = 15$ днів)

$t_{пр}$ – інші простої, днів ($t_{пр} = 5$ днів)» [15]

$$T_p = 365 - (20) = 345 \text{ днів}$$

«Кількість робочих змін за рік:

$$T_{3M} = T_p \cdot n_{3M}, \text{ змін/рік} \quad (2.2)$$

де n_{3M} – кількість змін на добу» [15].

$$T_{3M} = 345 \times 2 = 690 \text{ змін/рік}$$

«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 $n_e = 3 \text{ м}^3/\text{т}$.

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 $A_{v.p.} = 3 \cdot 10^6 \cdot 3 = 9 \cdot 10^6 \text{ м}^3/\text{рік};$

«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].

$$A_{г.м.} = \frac{9 \cdot 10^6}{3.5} + 9 \cdot 10^6 = 9,857 \cdot 10^6, \text{ м}^3 / \text{рік}$$

«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]:

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

$$\text{для розкриву } A_{m.v} = \frac{9 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{12} = 0,86 \cdot 10^6, \text{ м}^3/\text{міс}$$

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

$$A_{м.г.м.} = \frac{9,857 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{12} = 0,94 \cdot 10^6, \text{ м}^3/\text{міс}$$

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

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

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

для руди $A_{д.р} = \frac{3 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{345} = 0,01 \cdot 10^6, \text{ т/добу};$

для розкриву $A_{д.в.} = \frac{9 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{345} = 0,03 \cdot 10^6, \text{ м}^3/\text{добу}$

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

$$A_{д.г.м.} = \frac{9,857 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{345} = 0,0329 \cdot 10^6, \text{ м}^3/\text{добу}$$

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

$$A_{зм} = \frac{A_d}{n_{зм}}, \quad (2.7)$$

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

для руди $A_{зм.р} = \frac{10000}{2} = 0,005 \cdot 10^6, \text{ т/зм};$

для розкриву $A_{зм.в.} = \frac{30000}{2} = 0,015 \cdot 10^6, \text{ м}^3/\text{зм}$

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

$$A_{зм.г.м.} = \frac{32900}{2} = 0,0164 \cdot 10^6, \text{ м}^3/\text{зм}$$

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	0,0100	0,0050
Розкрив	м ³	9	0,8625	0,0300	0,0150
Гірнича маса	м ³	9,86	0,9446	0,0329	0,0164

2.2 Розкриття та система розробки родовища

2.2.1 Розкриття родовища

Організація транспортного доступу до корисних копалин (розкриття) — це базова задача гірничого проєктування, яка вирішується з огляду на рельєф, геологію та контури рудного тіла.

Точкою розкриття Артемівського родовища обрано його північний фланг. Саме на цій ділянці залізорудний поклад утворює найтовщу частину синклінальної складки і залягає найближче до денної поверхні, відразу під шаром м'якого розкриву. Наразі робочі майданчики кар'єру є занадто вузькими для прокладання залізничних колій. Тому доступ до робочих горизонтів забезпечується виключно автотранспортом, який рухається по тимчасових ковзних з'їздах. У перспективі, коли борти кар'єру досягнуть своїх граничних контурів, транспортна схема модернізується. На погашених (неробочих) бортах будуть сформовані капітальні траншеї для поїздів та самоскидів, тоді як на діючих горизонтах залишаться лише тимчасові заїзди.

Геометрія вибоїв жорстко контролюється технологічними нормами. Висота скельного уступу, що відпрацьовується прямою механічною лопатою, обмежується максимальною паспортною висотою черпання машини. Це ж правило діє для висоти розвалу породи після проведення одно- або дворядних вибухів. Лише за умови багаторядного підривання масиву допускається збільшення висоти розвалу гірничої маси, але не більше ніж у 1,5 раза від максимального радіуса черпання екскаватора.

Під час проєктування капітальних і ковзних траншей інженери розраховують чотири ключові характеристики: ширину дна, поздовжній похил, кути укосу бортів та загальну протяжність. Зокрема, протяжність траншеї (L) розраховується як відношення глибини розкривного горизонту (H) до заданого керівного ухилу траси (i):

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

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

i_p – величина нахилу» [15], ‰;

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

Проектування ширини дна капітальної траншеї відіграє ключову роль у безпеці гірничих робіт. Цей простір має гарантувати вільне маневрування технологічного автотранспорту та безперебійну роботу виймального обладнання згідно із затвердженими паспортами вибоїв.

Обчислимо мінімально необхідну ширину основи похилої з'їзної траншеї стосовно гірничо-технічних умов Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК». Відповідно до обраної технології, постановка великотоннажних автосамоскидів під завантаження виконується за петльовою схемою: машина розвертається на 180° і подається до екскаватора заднім ходом. Тому ширина виробки зобов'язана повністю покривати габаритний діаметр розвороту самоскида, обов'язково враховуючи при цьому нормативні резервні відстані (берми) для безпеки руху.

Цей параметр визначається за допомогою такої емпіричної залежності:

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

де Ra – «мінімальний радіус розвороту автосамоскида, м;

a – ширина автосамоскида, м;

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

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

Проведення траншей складає основу гірничо-капітальних робіт при підготовці до відпрацювання нових горизонтів. Від кількості кубометрів гірничої маси, вилученої під час прохідницьких робіт, безпосередньо залежать строки підготовки вибоїв та загальний кошторис підприємства. На цей обсяг впливає проєктна геометрія виробки: планова ширина дна, поздовжній ухил з'їзду, кути закладення бортів, а також топографія поверхні.

Для достовірного маркшейдерського підрахунку кубатури в інженерній практиці широко використовують аналітичний метод Є.Ф. Шешка. Цей підхід базується на геометричному розділенні просторового контуру траншеї на

елементарні фігури. Тіло виробки умовно розбивають на центральну клиноподібну призму з прямокутним перерізом (її об'єм позначається як V_1) та два симетричні бічні об'єми, що формують похилі стінки траншеї (позначаються як V_2).

Відповідно, сумарна кількість породи, яку необхідно вийняти для формування похилої капітальної траншеї, розраховується за такою формулою:

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

Для похилої частини:

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

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

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

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

де h - «глибина траншеї, м;

i - нахил траншеї,

e - ширина траншеї понизу, м;

α - угол укусу 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]:

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

де L - «довжина траншеї» [15], м.

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

Для розрахунку термінів проходки розрізної траншеї ключовим вхідним параметром є реальна спроможність екскаваторного парку освоїти необхідний об'єм породи. Це вимагає визначення добової експлуатаційної продуктивності

машини ($Q_{\text{екс.доб}}$), яка залежить від технічних можливостей конкретної моделі екскаватора та прийнятої на підприємстві організації праці.

Технологічний блок розрахунку базується на характеристиках виймального обладнання. Тут враховуються геометричний об'єм ковша ($E_{\text{екс}}$), ступінь його наповнення (κ_n) та швидкість роботи — тривалість одного циклу черпання та розвантаження (t_u). Також обов'язково береться до уваги фізичний стан масиву: те, наскільки збільшується об'єм породи після підривання, що описується коефіцієнтом розпушення (κ_p).

Організаційний блок відображає графік роботи кар'єру. Він включає тривалість і кількість робочих змін на добу ($T_{\text{зм}}$, $n_{\text{зм}}$), а також коефіцієнт використання технічного засобу в часі ($\kappa_{\text{вик}}$). Саме цей коефіцієнт дозволяє отримати реальні цифри, оскільки він «відсікає» час, що витрачається на очікування транспорту, зміну екіпажів та регламентовані технологічні зупинки.

Математично добова продуктивність екскаватора при відвантаженні гірничої маси визначається за наступною залежністю:

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

$$Q_{\text{екс}} = \frac{3600 \cdot 10 \cdot 0,8}{36 \cdot 1,6} 345 \cdot 0,45 \cdot 2 \cdot 12 = 1863000, \text{ м}^3/\text{рік}$$

«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:

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

$$T = \frac{55776 + 62992}{1863000} = 0,064 \text{ років} = 0,77 \text{ міс.}$$

2.2.2 Система розробки родовища

Систему розробки Артемівського родовища класифікують як транспортну. Відповідно до поточних проєктних рішень, вивезення розкривних порід передбачає їх складування на тимчасовому відвалі з подальшим переміщенням на зовнішні відвальні контури. Зважаючи на значну просторову віддаленість збагачувального комплексу та головних відвалів від робочих вибоїв, логістична схема підприємства базується на використанні комбінованого автомобільно-залізничного транспорту.

Безпосереднє відпрацювання гірського масиву ведеться пошарово, шляхом послідовного зниження робочих уступів (зверху вниз). Базова технологія виймання спирається на застосування прямих механічних лопат у комплексі з кар'єрними автосамоскидами. Згідно з цією схемою, корисна копалина та міцні скельні породи транспортуються автосамоскидами на спеціалізовані перевантажувальні пункти (для перевантаження на залізничні думпкари). Водночас пухкі осадові відклади верхнього ярусу вивозяться автомобільним транспортом безпосередньо на тимчасовий відвал, який розташований у південній частині кар'єрного поля.

Технологія виймання самого рудного тіла реалізується за допомогою поперечних заходок. При цьому загальний вектор розвитку гірничих робіт — посування робочого фронту як на видобутку руди, так і на розкритті — чітко зорієнтований уздовж лінії простягання родовища.

Проектування геометричних параметрів робочого майданчика уступу є базовим етапом планування гірничих робіт. Визначення мінімально допустимої ширини робочої площадки (B_{min}) здійснюється з урахуванням кінематичних характеристик виймально-вантажної техніки, прийнятої транспортної схеми, а також параметрів буропідривного руйнування гірського масиву.

Під час розробки міцних скельних порід із застосуванням транспортної системи розробки, показник B_{min} розраховується як сума обов'язкових просторових елементів. До його складу структурно входять: параметри розвалу підірваної гірничої маси, регламентована берма безпеки (відстань від нижньої

бровки розвалу до транспортної комунікації), ширина проїжджої частини для великовантажних автосамоскидів, резервна зона для маневрування допоміжного колійного чи бульдозерного обладнання та ширина запобіжного валу (призми).

Дотримання цих просторових нормативів є критичною умовою для безпечного і безперебійного функціонування гірничотранспортного комплексу в межах вибою. Аналітично розрахунок нормальної ширини робочого майданчика виражається наступним рівнянням:

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

Нормативне значення мінімальної ширини робочого майданчика (B_{min}) безпосередньо детермінується фізико-механічними характеристиками масиву, і насамперед — коефіцієнтом міцності порід. При вийманні пухких осадових відкладів базовим критерієм проєктування є забезпечення достатнього простору для безпечного трасування транспортних комунікацій. Водночас відпрацювання уступів у міцних скельних породах підпорядковується суворішим регламентам гірничої безпеки: мінімальний просторовий розмір площадки зобов'язаний щонайменше вдвічі перевищувати висоту робочого уступу.

Для умов розробки підірваних скельних масивів обчислення B_{min} здійснюється за принципом додавання регламентованих просторових зон. Структурно ця розрахункова величина формується з таких елементів: параметрів поточної екскаваторної заходки (A_3), ширини розвалу гірничої маси після масового вибуху (x), нормативної безпечної відстані від нижнього контуру розвалу до транспортних комунікацій (c), габаритів проїжджої частини технологічного автошляху (T), а також ширини запобіжної берми на краю уступу (z).

Аналітично визначення цього просторового параметра формалізується за допомогою наступного рівняння:

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

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

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

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

$$A_3 = 1,7 \cdot 12,6 = 21 \text{ м}$$

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

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

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

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

Руда $B_{\min} = 21 + 27 + 1 + 10 + 3 = 62 \text{ м}$

Розкрив $B_{\min} = 21 + 27 + 1 + 10 + 3 = 62 \text{ м}$

Звідси

Руда $B_n = 62 + \frac{0,125 \times 857000}{1800 \times 15} = 66 \text{ м}$

Розкрив $B_n = 62 + \frac{0,125 \times 9000000}{3300 \times 15} = 85 \text{ м}$

Проектна швидкість посування фронту гірничих робіт у горизонтальній площині (l_p) жорстко детермінується плановою річною продуктивністю кар'єру щодо видобутку сировини. Базовими вихідними даними для обчислення цієї просторово-часової характеристики виступають сумарна протяжність діючого видобувного фронту ($L_{\phi.p.}$) та усереднена висота експлуатаційного уступу.

У вигляді аналітичного рівняння розрахунок цього показника формалізується таким чином:

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

$$l_p^{\text{необх.}} = \frac{857000}{1800 \times 15} = 32 \text{ м}$$

«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]:

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

$$h_o = \frac{32}{3,27 + 0,47} = 8, \text{м / рік}$$

2.3 Підготовка гірських порід до виймання

Головна мета стадії підготовки гірських порід до екскавації полягає у забезпеченні високопродуктивного функціонування виймального обладнання, технологічного транспорту та безперебійного циклу фабричного дроблення. Технологія такої підготовки жорстко детермінується фізико-механічними характеристиками масиву. Якщо пухкі породи дозволяють застосовувати пряме черпання, то міцні моноліти вимагають попереднього штучного порушення їхньої структурної цілісності.

В умовах специфіки залізорудних кар'єрів, які складені переважно високоміцними скельними утвореннями, основним способом розпушення виступають буропідривні роботи. Цей виробничий процес поділяється на дві послідовні операції: проходку регламентованої сітки вибухових свердловин та безпосереднє ініціювання закладених зарядів для подрібнення моноліту до кондиційного гранулометричного складу.

Оскільки родовище характеризується літологічною неоднорідністю, обґрунтування потреби в робочому парку бурової техніки виконується диференційовано. Через суттєву різницю в показниках міцності та буримості, інженерні розрахунки необхідної кількості верстатів здійснюються роздільно: один блок обчислень проводиться для залізистих кварцитів, а інший — для масиву вміщуючих скельних розкривних порід.

Математичне обґрунтування облікової чисельності парку бурових установок базується на співставленні сумарного річного метражу проходки з експлуатаційною спроможністю окремої машини протягом зміни, яка обов'язково коригується на регламентований коефіцієнт використання техніки у часовому вимірі.

Оскільки скельні уступи складені з дуже міцних порід, їхнє розпушення перед екскавацією виконується виключно за допомогою буропідричних робіт. Для буріння сітки вибухових свердловин на кар'єрі застосовують шарошкові верстати типу СБШ-250МН.

Безпосереднє руйнування масиву базується на методі короткоуповільненого підривання. Зазвичай у свердловинах формують колонковий розсосереджений заряд: тобто вибухівка всередині чергується з повітряними проміжками, а верхня частина свердловини обов'язково щільно закривається забійкою. Проте, залежно від мінливості гірничо-геологічних умов у конкретному вибої, технологи можуть оперативно змінювати конструкцію заряду.

У якості основних промислових вибухових речовин використовують емульсійні вибухові речовини. Для ініціювання вибуху застосовують класичну мережу, що складається з детонуючого шнура, магістральних проводів, уповільнювачів та електродетонаторів.

Враховуючи силу масових вибухів при розпушенні скельного масиву, нормативний радіус небезпечної зони (за розльотом окремих шматків породи) становить 350 метрів.

2.3.1 Розрахунок параметрів підричних 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 $\kappa_p = 1,06 - (14 - 2) \times 0,003 = 1,024$

по руді $d_3 = 1,018 \times 0,243 = 0,247, м$

по скелі $d_3 = 1,024 \times 0,243 = 0,249, м$

Наступним етапом проектування буропідричних робіт є визначення лінії опору по підшві уступу (W_2). Цей показник обчислюється для другого та всіх наступних рядів вибухових свердловин. Суть цього параметра полягає в тому, щоб розрахувати оптимальну товщину гірської породи, яку заряд конкретного діаметра гарантовано відірве від цілика і роздробить до кондиційного розміру.

Правильне обґрунтування W_2 дозволяє отримати якісну кусковатість підірваної гірничої маси. Рівномірний гранулометричний склад після вибуху (відсутність негабариту) вкрай важливий для роботи техніки: він забезпечує легке черпання і швидке наповнення ковша екскаватора, а також суттєво знижує руйнівні динамічні удари по кузову автосамоскида під час завантаження.

Обчислення цієї величини проводиться за такою формулою:

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

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

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

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

по розкриву $W_2 = 1,05 \times 0,249 \times \sqrt[4]{\frac{1250 \times 2950}{14}} = 5,9 м$

Приймаємо сітку свердловин

по руді 5,6м x 5,6м

по розкриву 5,9м x 5,9м

Показник, обчислений за виразом (2.25), цілком можна використовувати як лінію опору по підшві для першого ряду свердловин. Але тут діє суворе правило: це значення треба обов'язково перевірити на безпеку.

Суть цієї перевірки дуже практична і стосується охорони праці. Інженеру потрібно переконатися, що важкий буровий верстат не опиниться надто близько до краю уступу (верхньої брівки). Якщо цей відступ буде замалим, порода під час роботи просто не витримає ваги машини, обвалиться, і техніка сповзе вниз.

Щоб не допустити аварії, лінію опору по підшві першого ряду (W_1) додатково перевіряють за умовою безпечного розташування бурового обладнання. Формула для цієї перевірки виглядає так:

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

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 ОПІ, 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:

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

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 $q = 12^4 \sqrt{\frac{14^3 \times 1250}{2950^3}} = 1,29 \text{ кг} / \text{ м}^3$

«Визначимо довжину перебура за формулою:

$$l_{nep} = 0,15 \times h_y + 0,1 \times f - 5 \times d_3, м \quad (2.28)$$

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

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

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

по розкриву $l_{nep} = 0,15 \times 15 + 0,1 \times 14 - 5 \times 0,249 = 2,4 м$

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

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

по руді $l_c = 15 + 2,6 = 17,6 м$

по розкриву $l_c = 12 + 2,4 = 14,4 м$

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

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

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

по розкриву $P = \frac{3,14 \times 0,249^2}{4} 1250 = 60,8 кг / м$

«Визначимо довжину забійки по формулі» [15]:

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

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

по розкриву $l_{заб} = 14,4 - \frac{5,9^2 \times 15 \times 1,29}{60,8} = 6,3 м$

Обчислення за формулами (2.25) – (2.31) дають можливість визначити оптимальний крок (відстань) між сусідніми вибуховими свердловинами у першому ряду. Щоб масив був розпушений якісно, цей параметр має відповідати двом ключовим технологічним вимогам.

Перша вимога: енергії заряду має бути абсолютно достатньо, щоб гарантовано відірвати та роздробити найважчу ділянку — нижню частину (підшову) уступу. Друга вимога: розрахована маса вибухової речовини повинна фізично вміститися в об'єм свердловини обраного діаметра, і при цьому має обов'язково залишитися необхідне місце для верхньої інертної забійки.

Аналітично оптимальна відстань між свердловинами в одному ряду розраховується за такою формулою:

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

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

по розкриву
$$a_1 = \frac{(17,4 - 6,3) \times 60,8}{8,5 \times 15 \times 1,29} = 4,1 м$$

«Отриману величину порівняємо з лінією опору за підшовою 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
$$m_1 = \frac{3,7}{8,5} = 0,44, \text{ тобто менше } 0,65.$$

по розкриву
$$m_1 = \frac{4,1}{8,5} = 0,48, \text{ тобто менше } 0,65.$$

Щоб підвищити якість дроблення скельного масиву, на практиці часто застосовують схему зі спареними (здвоєними) вибуховими свердловинами. Такий підхід дозволяє локально збільшити концентрацію вибухової енергії за рахунок зростання коефіцієнта зближення зарядів.

Відстань між цими парами (за умови, що лінія опору по підшві W_1 залишається незмінною) розраховується за правилом енергетичного балансу. Суть цієї інженерної логіки дуже проста: об'єм гірничої маси, який має відірвати та зруйнувати одна пара свердловин у першому ряду, повинен точно

дорівнювати тому об'єму породи, який відпрацьовують три звичайні (одиначні) свердловини у другому та всіх наступних рядах вибухової сітки.

Аналітично крок між спареними свердловинами визначається за такою залежністю:

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

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

по розкриву
$$a_{1cn} = \frac{(17,4 - 6,3) \times 2 \times 60,8}{8,5 \times 15 \times 1,29} = 8,2 м$$

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

по розкриву
$$m_{1cn} = \frac{8,2}{8,5} = 0,97, \text{ тобто більше } 0,65.$$

Виходячи з наведених розрахунків, для заданих гірничо-геологічних умов обґрунтовано застосування схеми зі спареними свердловинами в першому ряду вибухової сітки.

2.3.2 Визначення необхідної кількості бурового устаткування

«Визначимо вихід гірської маси з 1 м свердловини:

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

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

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

по розкриву
$$V = \frac{(8,5 + 5,9(3-1)) \times 15}{\left(\frac{2}{8,2} + \frac{3-1}{5,9}\right) \times 17,4} = 30,1 м^3$$

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

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

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

V - вихід гірської маси з 1 м свердловини, м³;

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

по руді
$$\sum l_c = \frac{0,857 \times 10^6}{26,8} \times 1,06 = 34020 м$$

по розкриву
$$\sum l_c = \frac{9 \times 10^6}{30,1} \times 1,06 = 318015 м$$

«Визначимо необхідна кількість верстатів:

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

де $Q_{\text{зм}}$ - зміна продуктивність бурового верстата, м/зміну.

T_p - число робочих днів на рік, днів ($T_p = 345$ днів);

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

по руді
$$N_{\text{в.р}} = \frac{34020}{70 \times 2 \times 345} = 0,7 шт$$

по розкриву
$$N_{\text{в.с.}} = \frac{318015}{80 \times 2 \times 345} = 5,76 шт$$

«Визначимо інвентарна кількість верстатів:

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

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

по руді
$$N_{\text{в.инв}} = 0,7 \times 1,2 = 0,8 \approx 1 шт$$

по розкриву
$$N_{\text{в.инв}} = 5,76 \times 1,2 = 6,9 \approx 7 шт$$

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

«Визначимо річну витрату ВР:

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

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

q - питомі витрати ВР, кг/м³» [1];

по руді $Q_z = 0,001 \times 0,857 \times 10^6 \times 1,426 = 1222 \text{ т}$

по розкриву $Q_z = 0,001 \times 9 \times 10^6 \times 1,29 = 11611 \text{ т}$

«Визначимо кількість ВР в середньому блоці:

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

де $P_{\text{екс}}$ - середня місячна продуктивність екскаватора, тис.м³;

q - питома витрата ВВ, кг/м³» [15];

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

по розкриву $Q_{\text{бл}} = \frac{250 \times 10^3 \times 1,29}{1000} = 323 \text{ т}$

«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 $R_{\text{бл}} = \frac{1222}{357 \times 2 \times 12} = 1 \text{ блок}$

по розкриву $R_{\text{бл}} = \frac{11611}{323 \times 2 \times 12} = 2,0 \text{ блока}$

«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
$$N_m = \frac{1 \times 357}{50 \times 4} = 1,8 \text{ шт}$$

по розкриву
$$N_m = \frac{2,0 \times 323}{50 \times 4} = 3,2 \text{ шт}$$

«Визначимо інвентарну кількість зарядних машин» [15]:

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

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

по розкриву
$$N_{m.ин.} = 3,2 \times 1,2 = 3,84 = 4 \text{ машини}$$

«Визначаємо необхідна кількість забійних машин:

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

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

по руді
$$N_z = \frac{0,857 \times 10^6}{4000000} = 1 \text{ машина}$$

по розкриву
$$N_z = \frac{9 \times 10^6}{4000000} = 3 \text{ машини}$$

«Визначимо необхідну кількість підривників» [15]:

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

по руді
$$N_{вз} = \frac{0,857 \cdot 10^6}{600000} \approx 2 \text{ чол.}$$

по розкриву
$$N_{вз} = \frac{9 \times 10^6}{600000} = 15 \text{ чол.}$$

2.4 Обґрунтування та характеристика порівнювальних варіантів, які забезпечують підвищення ефективності видобувних робіт в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК»

Ефективність функціонування Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК» на сучасному етапі визначається здатністю підприємства стримувати зростання собівартості видобутку залізистої руди в умовах постійного поглиблення

гірничих робіт. Основним вузьким місцем поточного виробництва є невідповідність параметрів існуючого парку обладнання (ЕКГ-10 та БелАЗ-75131) зростаючим вимогам до продуктивності та економічності.

Ключові фактори, що обґрунтовують зміни:

1. Дисбаланс транспортної системи: зі збільшенням відстані транспортування та кута підйому навантажених самоскидів, продуктивність парку БелАЗ-75131 падає, що вимагає збільшення кількості одиниць техніки на лінії та, як наслідок, призводить до заторів на дорогах і зростання витрат на ПММ.

2. Техніко-економічне старіння ЕКГ-10: екскаватори ЕКГ-10, попри їхню надійність, мають обмежений радіус черпання та місткість ковша, що не дозволяє ефективно завантажувати самоскиди великої вантажопідйомності за оптимальну кількість циклів.

3. Енергоємність: високі питомі витрати електроенергії на екскавацію та дизельного палива на транспортування в розрахунку на 1 тону сировини потребують впровадження машин із вищим ККД та інтелектуальними системами керування.

У роботі проводиться порівняння базового парку техніки з проектним комплексом обладнання підвищеної потужності, що забезпечує синергетичний ефект у ланці «вибій – транспорт».

Варіант I (Базовий) – існуюча технологічна схема

Даний варіант передбачає подальшу експлуатацію наявного парку:

Виймально-навантажувальне обладнання: Кар'єрні екскаватори ЕКГ-10 (місткість ковша 10 м³).

Транспорт: Автосамоскиди БелАЗ-75131 вантажопідйомністю 130 тонн.

Варіант II (Проектний) – впровадження високопродуктивного комплексу

Пропонується перехід на обладнання вищого класу вантажопідйомності та місткості:

Виймально-навантажувальне обладнання: гідравлічний кар'єрний екскаватор Hitachi EX-2500 (ковш 16,5 м³). Гідравлічний привід забезпечує

значно вищі зусилля різання ґрунту, що критично важливо для важких залізистих кварцитів Артемівського кар'єру. Автономність (дизельний двигун) дозволяє працювати в будь-якій точці кар'єру без прив'язки до енергомереж.

Транспорт: кар'єрні самоскиди Caterpillar 789C вантажопідйомністю 177 тонн (ємність кузова до 105 м³).

2.5 Виймально-навантажувальні роботи

Головне завдання екскаваторних робіт у кар'єрі зводиться до виймання підірваної (або пухкої) породи з вибою та її завантаження у транспорт. В окремих випадках технологія дозволяє перекидати гірничу масу безпосередньо у відвал або на проміжний склад. Усю техніку, яка виконує ці операції, за принципом дії поділяють на дві великі групи: машини циклічної та безперервної дії.

Техніка циклічного типу оснащена одним робочим органом (ковшем, відвалом) і працює послідовними стадіями. Кожен робочий цикл включає врізання в масив, заповнення ковша породою, переміщення до місця розвантаження та саме скидання гірничої маси. До цієї категорії традиційно відносять класичні одноківшеві екскаватори, фронтальні навантажувачі, а також скрепери і бульдозери.

Щоб гірниче підприємство працювало ритмічно, роботу виймального обладнання необхідно суворо синхронізувати з графіком руху транспортних засобів. Багаторічний досвід експлуатації залізорудних кар'єрів доводить: в умовах міцних скельних масивів найбільш надійною та адаптивною технікою є прямі механічні лопати (одноківшеві екскаватори).

Робочий процес такого екскаватора складається з базових операцій, що неперервно повторюються: черпання породи, розворот платформи до кузова самоскида, вивантаження та поворот стріли назад до вибою. Оскільки робота йде такими дискретними циклами, ключовим інженерним кроком є правильне обчислення експлуатаційної продуктивності навантажувальної машини за одну робочу зміну. Цей розрахунок дозволяє оцінити реальні можливості техніки в конкретних умовах.

I варіант

«Експлуатаційна продуктивність екскаватора у зміну визначається за формулою:

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

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
$$Q_{\text{р зм}}^{\text{р}} = \frac{3600 \times 10 \times 0,8}{36 \times 1,6} \times 12 \times 0,6 = 3600 \text{ м}^3 / \text{зм}$$

по розкриву
$$Q_{\text{зм}}^{\text{ск}} = \frac{3600 \times 10 \times 0,8}{36 \times 1,6} \times 12 \times 0,6 = 3600 \text{ м}^3 / \text{зм}$$

«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
$$Q_{\text{доб}} = 3600 \times 2 = 7200, \text{ м}^3 / \text{доб}$$

для скелі
$$Q_{\text{доб}} = 3600 \times 2 = 7200, \text{ м}^3 / \text{доб}$$

«Річна продуктивність екскаватору» [20]:

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

по руді
$$Q_{\text{р}}^{\text{екс}} = 7200 \times 345 = 2484000 \text{ м}^3 / \text{рік}$$

по розкриву
$$Q_{\text{ск}}^{\text{екс}} = 7200 \times 345 = 2484000 \text{ м}^3 / \text{рік}$$

5. «Визначимо необхідну кількість екскаваторів:

$$N_{\text{е}} = \frac{A_{\text{р}} \times K_{\text{р}}}{Q_{\text{р}}}, \text{шт} \quad (2.49)$$

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

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

$$\text{по руді} \quad N_e = \frac{857000 \times 1,25}{2484000} = 0,43 \text{шт}$$

$$\text{по розкриттю} \quad N_e = \frac{9000000 \times 1,25}{2484000} = 4,53 \text{шт}$$

«Інвентарна кількість екскаваторів:

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

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

$$\text{по руді} \quad N = 0,43 \times 1,2 = 0,52 \approx 1 (\text{шт})$$

$$\text{по розкриттю} \quad N = 4,53 \times 1,2 = 5,43 \approx 6 (\text{шт})$$

6. Визначимо необхідну кількість бульдозерів» [15]:

$$N_{буль} = 0,3 \times N_{інв}, \text{шт.} \quad (2.51)$$

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

$$\text{по розкриттю} \quad N_{буль} = 0,3 \times 6 = 1,8 \approx 2 \text{шт.}$$

II варіант

«Експлуатаційна продуктивність екскаватора складе» [20]:

$$\text{по руді} \quad Q_{зм}^p = \frac{3600 \times 16,5 \times 0,8}{33 \times 1,6} \times 12 \times 0,6 = 6480 \text{ м}^3 / \text{зм}$$

$$\text{по розкриттю} \quad Q_{зм}^{ск} = \frac{3600 \times 16,5 \times 0,8}{33 \times 1,6} \times 12 \times 0,6 = 6480 \text{ м}^3 / \text{зм}$$

«Добова та річна продуктивність екскаватору складає» [15].

$$\text{для руди} \quad Q_{доб} = 6480 \times 2 = 12960, \text{ м}^3 / \text{доб}$$

$$\text{для скелі} \quad Q_{доб} = 6480 \times 2 = 12960, \text{ м}^3 / \text{доб}$$

«Річна продуктивність екскаватору» [20]:

$$\text{по руді} \quad Q_p^{екс} = 12960 \times 345 = 4471000 \text{ м}^3 / \text{рік}$$

$$\text{по розкриттю} \quad Q_{ск}^{екс} = 12960 \times 345 = 4471000 \text{ м}^3 / \text{рік}$$

5. «Визначимо необхідну кількість екскаваторів» [20]

$$\text{по руді} \quad N_e = \frac{857000 \times 1,25}{4471000} = 0,24 \text{шт}$$

по розкритті
$$N_e = \frac{9000000 \times 1,25}{4471000} = 2,5 \text{шт}$$

«Інвентарна кількість екскаваторів» [15]

по руді
$$N = 0,24 \times 1,2 = 0,29 \approx 1(\text{шт})$$

по розкритті
$$N = 2,5 \times 1,2 = 3(\text{шт})$$

2.6 Транспортування кар'єрних вантажів

2.6.1 Транспортування гірничої маси залізничним транспортом

Головне завдання технологічного транспорту в кар'єрі — надійно з'єднати екскаваторні вибої з пунктами розвантаження (збагачувальною фабрикою або породними відвалами). Від того, наскільки безперебійно працює ця логістична ланка, залежить ритм усього підприємства. Крім того, транспортування гірничої маси є найдорожчим етапом відкритих гірничих робіт: витрати на перевезення та утримання транспортних комунікацій зазвичай сягають 45–50 % від загальної собівартості видобутку.

Сьогодні на гірничо-збагачувальних комбінатах найчастіше експлуатують кар'єрні автосамоскиди та залізницю. Вони можуть працювати як самостійно, так і вплітатися у комбіновані транспортні схеми. Щоб обґрунтовано обрати вид транспорту, проєктувальники оцінюють цілий комплекс умов: розміри рудного покладу, міцність порід, клімат, відстань перевезення та річний вантажообіг. Також габарити транспортних засобів мають обов'язково бути сумісними з параметрами екскаваторного парку.

Логістичний комплекс кар'єру функціонує на базі комбінованої транспортної схеми. Автомобільний парк підприємства укомплектовано великотоннажними автосамоскидами сімейства БелАЗ, діапазон експлуатаційної вантажопідйомності яких становить від 42 до 130 тонн. Водночас залізнична відкатка гірничої маси реалізується за рахунок використання спеціалізованих 105-тонних вагонів-самоскидів (думпкарів), тягове зусилля для переміщення яких забезпечують промислові тепловози модифікації 2ТЕ10М.

2.6.2 Розрахунок кількості залізничного транспорту

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 уклоні

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_{mp} – сила тяги, при русі з місця, кН.

$$F_{mp} = 10 \cdot P \cdot \varphi_k \cdot \psi \quad (2.55)$$

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

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

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

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

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

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 2BC-105 $G_d=105\text{т}$)
 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:

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

де κ_n – коефіцієнт заповнення кузова вагона

κ_p – коефіцієнт розпушення

V_d – об'єм думпкару, м^3 » [15]

$$V_{n.m.} = \frac{50 \cdot 0,8}{1,6} = 25, \text{ м}^3$$

Приймаємо об'єм породи у думпкарі

$$V_{n.p.} = 25, \text{ м}^3$$

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

$$q_n = V_n \cdot \gamma, \text{ т} \quad (2.58)$$

$$q_n = 25 \cdot 2,8 = 70\text{т}$$

5. «Визначаємо вагу завантаженого думпкару за формулою:

$$q_{гр} = q_n + q_t, \text{ т} \quad (2.59)$$

де q_t – вага тари (вагона), т» [15]

$$q_{гр} = 70 + 50 = 120 \text{ т}$$

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

$$n_b = \frac{Q}{q_{ep}}, \text{ шт.} \quad (2.60)$$

$$n_B = \frac{1446}{120} = 12,05 \approx 12, \text{ шт.}$$

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

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

$$G_{\Pi} = 70 \cdot 12 = 840, \text{ т}$$

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:

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

де v - об'єм одного думпкара, м^3 ;

n - число думпкарів у потязі;

$t_{\text{ц}}$ - тривалість екскаваторного циклу;

E - геометрична ємкість ковша екскаватора» [15].

$$t_{нав.} = \frac{25 \times 12 \times 36 \times 1.6}{60 \times 10 \times 0.8} = 36 \text{ хв.}$$

«Час розвантаження потягу.

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

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

n - число думпкарів у складі» [15].

$$t_{роз.} = 2,5 \times 12 = 30 \text{ хв.} = 0,5 \text{ год}$$

$t_{рух}$ - «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. ($t_{оч} = 10 \text{ хв}$).

Час рейсу складе» [15]

$$T_{p.l} = 36 + 30 + 10 + 62,4 = 138,4 \text{ хв} = 2,31 \text{ год}$$

9. «Визначимо продуктивність локомотиво-потягу:

а) добова продуктивність

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

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

$$Q_{лк} = \frac{22 \cdot 12 \cdot 25}{2,31} = 2861 \text{ м}^3 / \text{доб}$$

«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]

$$Q_{річ.л.к} = 2861 \cdot 345 = 987000, \text{ м}^3 / \text{рік}$$

«Визначимо робочий парк локомотивів:

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

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

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

$$N_{роб}^н = \frac{1,25 \cdot 9 \cdot 10^6}{987000} = 12 \text{ шт.}$$

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

$$N_{роб}^3 = N_{роб}^н + N_{роб}^с \quad (2.69)$$

$$N_{роб}^3 = 12 \text{ шт}$$

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

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

$$N_{рем} = 0,15 \cdot 12 = 2 \text{ шт.}$$

«Резервний парк складе» [15]:

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

$$N_{\text{рем}} = 0,15 \cdot 12 = 2 \text{ шт.}$$

Для господарських робіт приймаємо 1 локомотив.

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

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

$$\sum N = 12 + 2 + 2 + 1 = 17 \text{ шт.}$$

«Визначаємо інвентарний парк думпкарів:

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

де n - число думпкарів у потязі, шт

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

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

$$N_{\partial} = 17 \cdot 12 \cdot 1,25 = 255 \text{ шт.}$$

2.6.3 Розрахунок пропускної та провізної здатності залізничної колії

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

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

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

$t_{\text{с}}, t_{\text{нор}}$ - 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].

$$M = \frac{330 \times 12 \times 105}{1,2} = 346500 \text{ т/добу}$$

2.6.4 Транспортування гірничої маси автомобільним транспортом

В умовах вітчизняних гірничо-збагачувальних комбінатів технологічний автотранспорт є беззаперечним лідером за обсягами переміщення гірничої маси. Така перевага ґрунтується на його винятковій маневреності та здатності оперативно підлаштовуватися під постійне просторове посування робочих фронтів. Базовою одиницею цього логістичного ланцюга є великогабаритні кар'єрні автосамоскиди, що функціонують у тісній зв'язці з екскаваторним парком.

Найвища рентабельність використання автомобільної техніки досягається за умови дальності відкатки до 4–5 кілометрів та плановому річному вантажопотоці на рівні 15–20 млн тонн. Разом з тим, автосамоскиди залишаються безальтернативним рішенням під час проведення гірничо-капітальних робіт, незалежно від базової транспортної схеми кар'єру. Їх експлуатація також є максимально ефективною при відпрацюванні родовищ із нерівномірними контурами залягання, на об'єктах із коротким життєвим циклом та як стартова ланка у комплексах циклічно-потоквої технології (ЦПТ).

Специфіка відпрацювання глибоких горизонтів формує екстремальні умови для техніки, що вимагає застосування надміцних конструкційних матеріалів та високопотужних тягових установок. Сучасний модельний ряд кар'єрних машин проєктується з розрахунком на безперебійне транспортування максимальних обсягів породи зтяжними керівними похилами в умовах жорсткого інтенсивного графіка.

2.6.5 Визначення кількості автосамоскидів

І варіант

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:

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

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, м³;

ρ - щільність породи;

κ_p - коефіцієнт розпушення» [15]

Руда
$$t_n = \frac{130 \cdot 1,6}{10 \cdot 3,5 \cdot 0,8} 36 = 267 \text{ сек}$$

Розкрив
$$t_n = \frac{130 \cdot 1,6}{10 \cdot 2,8 \cdot 0,8} 36 = 334 \text{ сек}$$

- «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, м³; V_a - місткість кузова з "шапкою", яка по розрахунках складає 1,05÷1,25 геометричної місткості кузова, м³» [15].

Руда
$$t_n = \frac{53,5 \cdot 1,6}{10 \cdot 0,8} \cdot 36 = 385 \text{ сек}$$

Розкрив
$$t_n = \frac{53,5 \cdot 1,6}{10 \cdot 0,8} \cdot 36 = 385 \text{ сек}$$

«З двох значень приймаємо менше тобто» [23]

Руда
$$t_n = 267 \text{ сек.}$$

Розкрив
$$t_n = 334 \text{ сек.}$$

3. «Час чекання визначаємо по формулі:

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

де t_p - час розвантаження, $t_p = 90$ сек» [15].

Руда $t_{чек} = 0,5(267 + 90) = 179$

Розкрив $t_{чек} = 0,5(334 + 90) = 212$

4. «Час руху самоскидів визначиться:

$$t_{рух} = 60 \frac{2 \cdot L_{mp}^6}{V_{cp}}, \text{ хв.} \quad (2.81)$$

де L_{mp}^6 - 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]:

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

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

5. «Час на маневри складає 110 сек.

Час рейсу самоскиду за вантажопотоками складе» [15]:

Руда $T_{рейс} = 267 + 90 + 179 + 110 + 1152 = 1798 \text{ сек} = 30 \text{ хв}$

Розкрив $T_{рейс} = 334 + 90 + 212 + 110 + 828 = 1574 \text{ сек} = 26,2 \text{ хв}$

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

Руда $N_p = \frac{60 \cdot 12}{30} \times 0,75 = 18 \text{ рейсів}$

$$\text{Розкрив} \quad N_p = \frac{60 \cdot 12}{26,2} \times 0,75 = 20,6 \approx 20 \text{ рейсів}$$

7. «Визначимо середню експлуатаційну продуктивність автосамоскидів:

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

де Q – вантажопід'ємність автосамоскиду;

ρ – питома вага, т/м³» [15].

$$\text{Руда} \quad P_{зм} = (18 * 130) / 3,5 = 669 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

$$\text{Розкрив} \quad P_{зм} = (18 * 130) / 2,8 = 929 \text{ м}^3/\text{зміну}$$

8. «Визначимо добову продуктивність автотранспорту:

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

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

$$\text{Руда} \quad P_{доб} = 669 * 2 = 1337 \text{ м}^3/\text{добу}$$

$$\text{Розкрив} \quad P_{доб} = 929 * 2 = 1857 \text{ м}^3/\text{добу}$$

9. «Річна продуктивність автотранспорту визначається за формулою:

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

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

$$\text{Руда} \quad P_{річ} = 1337 * 345 = 461000 \text{ м}^3/\text{рік}$$

$$\text{Розкрив} \quad P_{річ} = 1857 * 345 = 640000 \text{ м}^3/\text{рік}$$

10. «Кількість автомашин, що обслуговують один екскаватор:

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

$$\text{Руда} \quad N_{авт} = \frac{1798}{267} = 6,7 \approx 7, \text{ машин}$$

$$\text{Розкрив} \quad N_{авт} = \frac{1574}{334} = 4,7 \approx 5, \text{ машин}$$

Робоча кількість визначається за формулою:

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

$$\text{Руда} \quad N_p = \frac{857000}{461000} = 1,9 \text{ шт}$$

$$\text{Розкрив} \quad N_p = \frac{9000000}{640000} = 14 \text{ шт}$$

11. Інвентарний парк самоскидів складе:

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

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

$$\text{Руда} \quad N_{инв} = \frac{1,9}{0,8} = 3 \text{шт.}$$

$$\text{Розкрив} \quad N_{инв} = \frac{14}{0,8} = 18 \text{шт.}$$

II варіант

2. «Час навантаження автосамоскида

- у першому випадку час навантажування визначається вантажопідйомністю машини» [15] Q:

$$\text{Руда} \quad t_n = \frac{177 \cdot 1,6}{16,5 \cdot 3,5 \cdot 0,8} \cdot 33 = 202 \text{сек}$$

$$\text{Розкрив} \quad t_n = \frac{177 \cdot 1,6}{16,5 \cdot 2,8 \cdot 0,8} \cdot 33 = 253 \text{сек}$$

- «у другому випадку час навантажування визначається місткістю кузова автосамоскида» [15] V_a:

$$\text{Руда} \quad t_n = \frac{105 \cdot 1,6}{16,5 \cdot 0,8} \cdot 33 = 420 \text{сек}$$

$$\text{Розкрив} \quad t_n = \frac{105 \cdot 1,6}{16,5 \cdot 0,8} \cdot 33 = 420 \text{сек}$$

З двох значень приймаємо менше тобто

$$\text{Руда} \quad t_n = 202 \text{сек.}$$

$$\text{Руда} \quad t_n = 253 \text{сек.}$$

3. «Час чекання визначаємо» [15]

$$\text{Руда} \quad t_{чек} = 0,5(202 + 80) = 141 \text{ , сек}$$

$$\text{Розкрив} \quad t_{чек} = 0,5(253 + 80) = 167 \text{ , сек}$$

4. «Час руху самоскидів визначиться:

V_{ср} - середня швидкість руху (для самоскида Caterpillar 789C середня швидкість складає 23 км/годину).

Час руху самоскидів складе» [15]:

$$\text{Руда} \quad t_{\text{рух}} = 60 \frac{2 \cdot 3,2}{23} = 16,7 \text{ хв.} = 1002 \text{ сек}$$

$$\text{Розкрив} \quad t_{\text{рух}} = 60 \frac{2 \cdot 2,3}{23} = 12 \text{ хв.} = 720 \text{ сек}$$

5. «Час на маневри складає 95 сек.

Час рейсу самоскиду за вантажопотоками складе» [15]:

$$\text{Руда} \quad T_{\text{рейс}} = 202 + 80 + 141 + 95 + 1002 = 1520 \text{ сек} = 25,3 \text{ хв}$$

$$\text{Розкрив} \quad T_{\text{рейс}} = 253 + 80 + 167 + 95 + 720 = 1315 \text{ сек} = 21,9 \text{ хв}$$

6. «Визначимо кількість рейсів автосамоскиду протягом зміни» [15]:

$$\text{Руда} \quad N_p = \frac{60 \cdot 12}{25,3} \times 0,75 = 21,3 \approx 21 \text{ рейс}$$

$$\text{Розкрив} \quad N_p = \frac{60 \cdot 12}{21,9} \times 0,75 = 24,6 \approx 24 \text{ рейси}$$

7. «Визначимо середню експлуатаційну продуктивність автосамоскидів» [5]:

$$\text{Руда} \quad \Pi_{\text{зм}} = (21 \cdot 177) / 3,5 = 1062 \text{ м}^3 / \text{змину}$$

$$\text{Розкрив} \quad \Pi_{\text{зм}} = (24 \cdot 177) / 2,8 = 1517 \text{ м}^3 / \text{змину}$$

8. «Визначимо добову продуктивність автотранспорту» [23]:

$$\text{Руда} \quad \Pi_{\text{доб}} = 1062 \cdot 2 = 2124 \text{ м}^3 / \text{добу}$$

$$\text{Розкрив} \quad \Pi_{\text{доб}} = 1517 \cdot 2 = 3034 \text{ м}^3 / \text{добу}$$

9. «Річна продуктивність автотранспорту визначається» [23]

$$\text{Руда} \quad \Pi_{\text{річ}} = 2124 \cdot 345 = 733000 \text{ м}^3 / \text{рік}$$

$$\text{Розкрив} \quad \Pi_{\text{річ}} = 3034 \cdot 345 = 1047000 \text{ м}^3 / \text{рік}$$

10. «Робоча кількість визначається» [15]

$$\text{Руда} \quad N_p = \frac{857000}{733000} = 1,2 \text{ шт}$$

$$\text{Розкрив} \quad N_p = \frac{9000000}{1047000} = 8,6 \text{ шт}$$

11. «Інвентарний парк самоскидів складе» [15]:

$$\text{Руда} \quad N_{\text{інв}} = \frac{1,2}{0,8} = 2 \text{ шт.}$$

$$\text{Розкрив} \quad N_{\text{інв}} = \frac{8,6}{0,8} = 11 \text{ шт.}$$

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 пропускнуою 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]:

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

$$M = 250 \times 130 \times 0.9 = 29250 \text{ т / добу}$$

2.7 Відвалоутворення розкривних порід

Технологія відкритого видобутку корисних копалин безальтернативно супроводжується вийманням і переміщенням величезних масивів пустих порід, які перекривають доступ до рудного тіла. Виробничий етап, завданням якого є організоване та безпечне складування цього некондиційного матеріалу, називається відвалоутворенням.

З позиції гірничого інжинірингу, породний відвал розглядається як спеціально зведена техногенна макроструктура. Її геометричні параметри

проектуються за суворими критеріями геомеханічної стійкості укосів та мінімізації негативного впливу на довкілля. Безпосередньо відвальні роботи об'єднують комплекс технологічних операцій: прийом доставленої гірничої маси від логістичної ланки та її систематичне укладання у формувальний насипний ярус.

Підбір засобів механізації для цих процесів диктується фізичними характеристиками розкриву (зокрема, кусковатістю та вологістю), потужністю вантажопотоків і базовим видом магістрального транспорту кар'єру. За умови використання залізничної відкатки, абсолютною домінантою є екскаваторне відвалоутворення, за допомогою якого переробляється 85–90 % усіх пустих порід.

Відповідно до затвердженої логістичної схеми, транспортування міцного скельного розкриву з робочих зон кар'єру на площі відвалу ГКР здійснюється автомобільними самоскидами. Окремий обсяг пустих порід прямує транзитом через перевантажувальну станцію до відвалу № 2, який експлуатується виключно для потреб кар'єру № 3.

Через гострий дефіцит вільних земельних відводів під складування гірничої маси, дирекція комбінату за технічного супроводу проектної організації ухвалила рішення про облаштування тимчасового відвалу на південному фланзі кар'єру № 4.

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

$$A_0 = (R_q + R_p)k_n \quad (2.92)$$

R_q – радіус черпання екскаватора, м

R_p – радіус розвантаження екскаватора, м

k_n – коефіцієнт використання лінійних параметрів екскаватора» [24]

$$A_0 = (16,8 + 12,5)0,85 = 24,9 \text{ м}$$

$$V_{в.м.} = \frac{20 \times 24,9 \times 1000}{1,6} = 311313 \text{ м}^3$$

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, м^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, т/м^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].

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

$$t_p = 12 \cdot 1,2 = 14,4 \text{ хв} = 0,24 \text{ год}$$

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]

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

$$L_o = 0,5 \cdot 1 + 2 \cdot 0,22 = 0,94 \text{ км}$$

V – «середня швидкість на відвалі, км/год

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

$$t_o = \frac{2 \times 0,94}{20} + 0 = 0,09 \text{ год} = 5,6 \text{ хв}$$

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

$$n_c = \frac{1,15 \cdot 22}{(0,094 + 0,24)} = 76 \text{ шт}$$

«Добова приймальна здатність відвального тупика» [15]

$$V_o = 76 \cdot 12 \cdot 70 \frac{1}{2,8} = 22725 \text{ м}^3 / \text{добу}$$

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

$$t_{p.m.} = \frac{311313}{22725} = 14 \text{ діб}$$

3. «Визначимо число працюючих відвальних тупиків за формулою:

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

де $V_{д.р.}$ – добовий об'єм розкриття, який поступає на відвал з кар'єру, м³/добу ($V_{д.р.} = 26087 \text{ м}^3/\text{добу}$)» [24].

$$N_{pm} = \frac{26087}{22725} = 1,1 \approx 2, \text{ шт}$$

4. «Визначимо добову продуктивність відвального екскаватора:

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

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

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

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

$k_{вик}$ – коефіцієнт використання змінного часу» [15].

$$We = ((3600 * 10 * 0,8) / (36 * 1,6)) * 22 * 0,9 = 9900 \text{ м}^3/\text{добу}$$

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

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

$$N_{pm} = \frac{26087}{9900} = 3 \text{ шт}$$

«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:

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

де $t_{\text{пер}}$ – кількість змін, використаних на пресування шляху відвального тупіку

6. Час на переукладку залізничного шляху:

$$t_{\text{пер}} = L_{\text{о.т}} / A_{\text{к}}, \text{ змін} \quad (2.103)$$

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

$$t_{\text{пер}} = 1000 / 125 = 8 \text{ змін}$$

$$N_{\text{заг}} = 2 \left(1 + \frac{8}{14} \right) = 4 \text{ шт}$$

За результатами проведених аналітичних обчислень, розрахункову потребу підприємства у відвальних екскаваторах марки ЕКГ-10 остаточно затверджуємо на рівні 4 одиниць техніки.

2.8 Рекультивація земель, порушених гірничими роботами

Відпрацювання залізрудних родовищ відкритим способом неминуче призводить до масштабної трансформації первинного рельєфу та вилучення з обігу значних площ земельних ресурсів. З метою мінімізації негативного техногенного впливу на довкілля та повернення порушених територій (відпрацьованих кар'єрних виїмок, площ зовнішніх породних відвалів) до

безпечного екологічного стану, проектом передбачається виконання комплексних рекультиваційних заходів.

Відповідно до чинних нормативних регламентів, процес відновлення порушених земель реалізується у дві послідовні стадії: гірничотехнічну та біологічну.

Гірничотехнічний етап рекультивації. Ця стадія є невіддільною частиною загальної технології ведення гірничих робіт і виконується силами самого підприємства із залученням штатного бульдозерно-екскаваторного парку. Головне завдання етапу — інженерна підготовка техногенного масиву до подальшого використання. До складу цих робіт входять:

- виположування робочих укосів відвалів до кутів, що гарантують їх довгострокову геомеханічну стійкість та запобігають зсувним явищам;
- грубе та чистове планування горизонтальних поверхонь (берм і верхніх площадок відвалів) за допомогою важких бульдозерів;
- формування системи поверхневого водовідведення (нагірних та водовідвідних каналів) для захисту тіла відвалу від водної ерозії;
- перекриття токсичних або міцних скельних порід екрануючим шаром (зазвичай використовують потенційно родючі пухкі відклади — лесовидні суглинки або глини);
- завершальне нанесення та рівномірний розподіл попередньо знятого родючого шару ґрунту (РШГ), який зберігався у спеціальних тимчасових буртах.

Біологічний етап рекультивації (фітомеліорація). Після завершення інженерної підготовки розпочинається біологічна стадія, мета якої — активізація ґрунтоутворюючих процесів та створення стійких екосистем. Для умов Кривбасу (степова зона) найбільш раціональним визнано санітарно-гігієнічний та лісогосподарський напрями відновлення.

Комплекс біологічних заходів включає:

- внесення мінеральних та органічних добрив для збагачення нанесеного ґрунтового шару поживними речовинами;

- посів багаторічних злакових і бобових трав (люцерна, костриця, стоколос). Густий трав'яний покрив швидко формує дернину, яка ефективно блокує пилоутворення (вітрову ерозію) та закріплює поверхню;

- висаджування деревних та чагарникових культур. Для посадки підбираються виключно посухостійкі та газостійкі породи (акація біла, лох вузьколистий, в'яз, тополя), здатні виживати в умовах бідних техногенних ґрунтів і дефіциту вологи;

Завдяки послідовному виконанню обох етапів рекультивації, м'яві породні відвали поступово трансформуються у зелені масиви, що дозволяє успішно інтегрувати порушені промислові зони у природний ландшафт регіону.

З ЕКОЛОГІЧНІ АСПЕКТИ ТА ОХОРОНА ПРАЦІ

3.1 Основні екологічні проблеми при відкритій розробці родовища корисних копалин

Відкритий спосіб видобутку залізної руди, попри свою доведену економічну та технологічну ефективність, є одним із найбільш агресивних видів промислового впливу на навколишнє природне середовище. Будівництво та багаторічна експлуатація кар'єру супроводжуються кардинальною перебудовою ландшафтів і завдають удару практично по всіх елементах біосфери: від літосфери до атмосферного басейну.

Комплекс екологічних проблем гірничого виробництва можна розділити на кілька базових напрямів:

1. *Радикальна трансформація земельних ресурсів та рельєфу.* Головна просторова проблема відкритої розробки — масштабне відчуження територій. Замість природного рельєфу формуються глибокі кар'єрні виїмки та гігантські техногенні гори (породні відвали). Відбувається повне механічне знищення родючого шару ґрунту на площах у сотні та тисячі гектарів. Крім того, вилучення мільйонів тонн гірничої маси порушує природну напруженість земної кори в районі родовища, що може провокувати локальні зсуви бортів та деформації земної поверхні.

2. *Запилення та загазованість атмосфери.* Діючий кар'єр працює як потужний генератор шкідливих викидів. Найбільш концентрований удар по якості повітря завдають масові вибухи скельних порід: вони одномоментно викидають у небо сотні тонн пилу та отруйних газів (оксидів азоту і вуглецю). Постійним фоновим забруднювачем є технологічний автотранспорт. Під час руху великовантажних самоскидів ґрунтовими дорогами утворюється щільний пиловий шлейф, до якого додаються вихлопні гази від спалювання тонн дизельного пального щодобово. Додатково активно пилять сухі поверхні відвалів та склади бідних руд, особливо в умовах сильного вітру.

3. *Виснаження та забруднення водних басейнів (гідрологічний удар).* Щоб робочі горизонти кар'єру не затопило, на підприємстві цілодобово працюють системи головного водовідливу. Безперервне відкачування підземних вод призводить до утворення так званої «депресійної лійки» — рівень ґрунтових вод катастрофічно падає в радіусі десятків кілометрів. Через це міліють сусідні річки та зникає вода у криницях прилеглих селищ. З іншого боку, відкачані кар'єрні води мають високу мінералізацію, часто забруднені машинними мастилами та залишками вибухових речовин. Їх скидання вимагає складної системи багатоступеневого очищення, щоб не отруїти поверхневі водойми.

4. Акустичний та сейсмічний вплив Робота важкої техніки (бурових верстатів, драглайнів, механічних лопат, тягових агрегатів) генерує постійне шумове навантаження, яке виходить далеко за межі санітарно-захисної зони підприємства. Окремо стоїть проблема сейсмічних хвиль від буропідливних робіт. Хоча гірники застосовують технології короткоуповільненого підривання для гасіння енергії удару, систематичні вібрації все одно призводять до поступового руйнування фундаментів будівель у прилеглих населених пунктах.

Сукупність наведених факторів перетворює зону ведення відкритих гірничих робіт на територію глибокого екологічного дисбалансу. Саме тому сучасна інженерна практика вимагає жорстко закладати кошти на природоохоронні заходи (системи гідрозрошення доріг, очисні споруди, поетапну рекультивацію) ще на стадії проєктування об'єкта, оскільки ліквідація наслідків бездіяльності коштуватиме в рази дорожче.

3.2 Технологічні заходи з охорони навколишнього середовища

Щоб мінімізувати негативний вплив відкритих гірничих робіт на довкілля, у щоденний виробничий процес підприємства жорстко інтегрований комплекс інженерно-екологічних заходів. Вони спрямовані на нейтралізацію основних факторів техногенного впливу.

Охорона атмосферного повітря (пилонпридушення). Оскільки головним генератором пилу є технологічний автотранспорт, на внутрішньокар'єрних та відвальних дорогах цілодобово працюють поливозрошувальні машини. У суху

погоду траси рясно обробляються водою або спеціальними розчинами, що зв'язують пил. На бурових верстатах в обов'язковому порядку функціонують установки сухого пиловловлювання або застосовується буріння з промивкою. Для локалізації пилогазової хмари під час масових вибухів технологи використовують гідрозабійку (водяні ампули) та проводять попереднє зволоження поверхні вибухового блоку.

Захист водних ресурсів. Відкачані головним водовідливом кар'єрні води категорично заборонено скидати у природні водойми без підготовки. Весь об'єм води системою насосів перекачується у спеціальні ставки-відстійники. Там відбувається тривале механічне осідання завислих часток породи та очищення дзеркала води від залишків нафтопродуктів і мастил. Більша частина цієї очищеної води не скидається назовні, а повертається на комбінат для технічних потреб (пилопридушення, робота збагачувальної фабрики), формуючи замкнутий цикл водопостачання.

Збереження земельного фонду. З метою економії площ, що вилучаються під породні відвали, гірники застосовують багатоярусне відвалоутворення. Максимальне збільшення висоти та місткості техногенного масиву (в межах розрахованих кутів геомеханічної стійкості) дозволяє суттєво зменшити його площу в плані. До початку будь-яких гірничо-капітальних робіт бульдозери в обов'язковому порядку знімають верхній шар чорнозему, який транспортується на спецсклади для використання на етапі біологічної рекультивації.

Зниження сейсмічної та акустичної дії. Щоб енергія вибуху не руйнувала фундаменти будівель у прилеглих населених пунктах, застосовуються сучасні системи неелектричного ініціювання та схеми короткоуповільненого підривання. Завдяки мілісекундним затримкам між спрацюванням сусідніх свердловин, один потужний сейсмічний удар розбивається на серію дрібних імпульсів. Це ефективно гасить сейсмічну хвилю та значно знижує шумове навантаження на санітарно-захисну зону підприємства.

3.3 Система протиаварійного захисту і безпека праці на кар'єрі

Відкриті гірничі роботи є виробництвом із підвищеним рівнем небезпеки. Для запобігання травматизму та аваріям на підприємстві функціонує комплексна система охорони праці, яка охоплює всі технологічні ланки кар'єру.

Геомеханічний контроль та захист від обвалів. Найбільшою загрозою в кар'єрі є раптове обвалення гірничої маси. Щоб цього не допустити, маркшейдерська та геологічна служби ведуть безперервний моніторинг стану робочих уступів і бортів. Жорстко контролюється дотримання проєктної ширини запобіжних берм та кутів укосів. Встановлено суворе правило: будь-яке важке обладнання (бурові верстати, екскаватори) має розміщуватися на безпечній відстані від верхньої бровки уступу — поза межами призми можливого сповзання породи.

Безпека під час буропідриєвних робіт (БПР). Це найбільш критичний етап гірничого виробництва. На час проведення масових вибухів запроваджується особливий режим: небезпечна зона (радіусом не менше 350 метрів) повністю оточується постами охорони. На кар'єрі діє багаторівнева система звукового оповіщення (сирени). Весь персонал та техніка, які не беруть безпосередньої участі у вибухових роботах, завчасно виводяться за межі небезпечного контуру.

Експлуатація транспорту та навантажувальної техніки. Кар'єрний простір має власні, значно суворіші правила дорожнього руху. Маршрути великовантажних автосамоскидів регламентуються спеціальними знаками, обмеженнями швидкості та радіозв'язком із диспетчером. Під час роботи навантажувального обладнання категорично забороняється перебування людей у радіусі дії стріли екскаватора (у так званих «сліпих зонах»). Будь-які маневри техніки розпочинаються лише після подачі попереджувального звукового сигналу.

Протиаварійний захист (ПЛАС). На випадок виникнення нештатних ситуацій (загоряння техніки, раптові зсуви, відключення головного водовідливу) на комбінаті розроблено План ліквідації аварійних ситуацій (ПЛАС). Згідно з ним, у кар'єрі підтримуються в належному стані резервні шляхи евакуації. Робочі

горизонти забезпечені надійним дублюючим зв'язком, первинними засобами пожежогасіння та медичними аптечками.

Індивідуальний захист персоналу. Людський фактор мінімізується через суворий допуск до роботи. Працівники виходять на зміну лише після медичного огляду та цільового інструктажу. Кожен гірник в обов'язковому порядку комплектується засобами індивідуального захисту (ЗІЗ): ударостійкою каскою, протипиловим респіратором, захисними окулярами та спецодягом із яскравими світловідбивними смугами для максимальної видимості у вибої.

3.4 Аналіз небезпечних та шкідливих факторів на відкритих гірничих роботах

Специфіка видобутку руди в кар'єрі полягає в тому, що персонал працює просто неба, в умовах інтенсивного руху важкої техніки та постійної взаємодії з гірським масивом. Усі виробничі ризики на гірничому підприємстві інженери з охорони праці чітко поділяють на дві групи: шкідливі (ті, що діють поступово і викликають професійні хвороби) та небезпечні (ті, що можуть призвести до миттєвих травм).

1. Шкідливі виробничі фактори.

Запиленість і загазованість повітря. Це базова проблема будь-якого кар'єру. Кожна операція — буріння, підривання, черпання породи екскаватором, рух самоскидів — піднімає у повітря тонни породного пилу. Крім того, у вибоях накопичуються вихлопні гази від потужних дизельних двигунів та отруйні оксиди після масових вибухів. Довготривале дихання такою сумішшю без респіратора загрожує силікозом легень.

Шумове та вібраційне навантаження. Кабіни машиністів екскаваторів, бурових верстатів та тягових агрегатів знаходяться в зоні постійного промислового гуркоту. Робота потужних механізмів також передає на тіло робітника відчутну вібрацію, що з часом негативно впливає на нервову систему та слух.

Важкий мікроклімат. Робота в кар'єрі триває цілодобово за будь-якої погоди. Влітку скельні породи розжарюються, перетворюючи вибої на піч, а

взимку гірники потерпають від пронизливого вітру та морозів. На глибоких горизонтах ситуація додатково погіршується слабким природним провітрюванням.

2. Небезпечні виробничі фактори

Геомеханічні загрози. В умовах постійного порушення цілісності масиву завжди зберігається ризик раптового обвалення породи з верхнього уступу, сповзання цілого борта або банального падіння негабариту (великого шматка руди) з ковша екскаватора під час завантаження.

Рух великогабаритної техніки. Кар'єрні самоскиди мають величезні габарити і, відповідно, величезні «сліпі зони». Переміщення людей поблизу працюючого екскаватора чи маневруючого автосамоскида несе пряму загрозу наїзду або затискання.

Електротравматизм. Практично все важке гірниче обладнання (механічні лопати, бурові верстати) живиться від мережі з напругою 6 кВ. Високовольтні гнучкі кабелі прокладаються безпосередньо по землі на робочих майданчиках. Будь-яке пошкодження ізоляції уламком породи чи наїздом техніки створює смертельну небезпеку ураження струмом.

Вибухові роботи. Контакт із промисловою вибухівкою завжди пов'язаний із ризиком передчасної детонації, розльоту осколків за межі розрахункової зони або стикання екскаватора з «відмовою» (неспрацьованим зарядом) у процесі відвантаження підірваного блоку.

Наявність такого спектра небезпек вимагає від керівництва комбінату стовідсоткового забезпечення гірників засобами індивідуального захисту (каска, респіратори, навушники) та безкомпромісного контролю за дотриманням паспортів ведення гірничих робіт.

3.5 Технічні та організаційні заходи безпеки

Щоб звести до мінімуму виробничі ризики та захистити життя гірників, на сучасному кар'єрі впроваджується дворівнева система профілактики травматизму. Вона складається з інженерних (технічних) рішень та суворих

управлінських (організаційних) правил, які найефективніше працюють виключно в комплексі.

1. Технічні заходи (інженерний захист).

Цей блок завдань спрямований на те, щоб фізично відгородити людину від небезпеки або зробити саму техніку максимально надійною:

Механізація та автоматизація. Максимальна заміна ручної праці машинною у небезпечних зонах. Наприклад, застосування бурових верстатів із дистанційним керуванням або автоматизованих систем заряджання свердловин вибухівкою.

Блокування та огороження. Усі відкриті рухомі частини механізмів (приводи конвеєрів, лебідки екскаваторів) закриваються суцільними металевими кожухами. Техніка обов'язково оснащується звуковими сигналами заднього ходу та бортовими системами відеоогляду «сліпих зон».

Нормалізація санітарних умов. Кабіни кар'єрних самоскидів та екскаваторів повністю герметизуються. Їх обладнують клімат-контролем, системами глибокого очищення повітря та віброізоляційними кріслами, що надійно захищає машиніста від пилу, промислового шуму та температурних перепадів.

Освітлення робочих зон. Оскільки кар'єр працює цілодобово, для безпеки нічних змін усі діючі вибої, перевантажувальні пункти та відвали освітлюються потужними щогловими прожекторами, а на самих машинах монтується посилена світлодіодна оптика.

Інструментальний моніторинг. Для раннього виявлення ознак зсуву гірських порід маркшейдерська служба використовує лазерні сканери та радари, які фіксують найменші деформації бортів кар'єру з міліметровою точністю.

2. Організаційні заходи (управління персоналом).

Ця група заходів регламентує поведінку працівників. Вона не потребує значних капітальних витрат, але є критично важливою для підтримки трудової дисципліни:

Нарядна система та інструктажі. Жоден працівник не допускається в кар'єр без цільового інструктажу та отримання змінного наряду-допуску. Для робіт із підвищеною небезпекою (вогнєві роботи на висоті або обслуговування високовольтних ліній) оформлюється спеціальний письмовий допуск.

Медичний контроль. Перед кожною зміною всі водії технологічного автотранспорту, машиністи тягових агрегатів та виймальної техніки проходять обов'язковий передзмінний медогляд із перевіркою артеріального тиску та тестуванням на алкотестері.

Забезпечення ЗІЗ. Підприємство стовідсотково забезпечує робітників сертифікованими засобами індивідуального захисту (каски, захисні окуляри, респіратори, спецвзуття з металевим носком, сигнальні жилети) і суворо контролює їх використання у вибої.

Навчання та атестація. Увесь виробничий персонал регулярно проходить тренінги з надання першої домедичної допомоги та перевірку знань з охорони праці у спеціалізованих навчальних комбінатах.

Тільки жорстка синергія надійної, модернізованої техніки (технічний фактор) та високої культури виробничої дисципліни (організаційний фактор) дозволяє досягти головної мети гірничого підприємства — роботи без аварій та травм.

3.6 Пожежна безпека і заходи цивільного захисту

Гірничодобувний комплекс є об'єктом підвищеної небезпеки не лише через специфіку видобутку, а й через концентрацію величезних обсягів горючих матеріалів та потужного електрообладнання. Тому захист персоналу та майна підприємства чітко розділяється на два вектори: локальну пожежну безпеку та глобальний цивільний захист.

1. Забезпечення пожежної безпеки в кар'єрі.

Захист важкої техніки. Автосамоскиди, екскаватори та бурові верстати несуть найбільший пожежний ризик, оскільки їхні системи заправлені сотнями літрів дизельного пального та гідравлічних мастил. Уся техніка в обов'язковому порядку комплектується бортовими системами автоматичного пожежогасіння та

ручними вогнегасниками (вуглекислотними й порошковими). Експлуатація машин із підтіканням паливно-мастильних матеріалів категорично забороняється.

Електро- та вогнева безпека. Живлення екскаваторних вибоїв здійснюється через гнучкі кабелі напругою 6 кВ. Щоб уникнути займання від короткого замикання, мережа оснащується системами миттєвого релейного захисту. Будь-які зварювальні (вогневі) роботи в кар'єрі проводяться лише за спеціальним нарядом-допуском після повного очищення майданчика від горючих матеріалів.

Мобільний резерв пожежогасіння. Оскільки робочі горизонти знаходяться далеко від стаціонарних пожежних частин, інженери застосовують ефективне рішення: кар'єрні поливозрошувальні машини (які зазвичай борються з пилом) обладнані спеціальними пожежними рукавами. У разі загоряння вони миттєво перетворюються на високопродуктивні мобільні засоби пожежогасіння.

2. Заходи цивільного захисту.

Оповіщення та евакуація. На випадок глобальних надзвичайних ситуацій (техногенних катастроф, стихійних лих або воєнних загроз) весь простір кар'єру перекритий мережею потужних сирен та гучномовців. У разі тривоги гірничий диспетчер дає команду на повну зупинку робіт і координує безпечний вивід людей та техніки з глибоких горизонтів на поверхню за затвердженими маршрутами.

Фонд захисних споруд. Для збереження життя персоналу комбінат підтримує у стані постійної готовності спеціальні укриття. Ці об'єкти забезпечені системами автономного вентилювання, резервним електроживленням, запасами питної води, медикаментами та надійним підземним зв'язком зі штабом цивільного захисту.

Підготовка персоналу. Безпека залежить від правильних дій кожного робітника. На підприємстві сформовані невоєнізовані добровільні формування (пожежні дружини та ланки першої домедичної допомоги). Увесь штат комбінату регулярно бере участь у протиаварійних тренуваннях, відпрацьовуючи алгоритми порятунку в умовах нульової видимості чи відсутності зв'язку.

ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ

Виконаний комплекс інженерних розрахунків у межах даного проєкту дозволив детально обґрунтувати технологічні параметри відпрацювання родовища відкритим способом. Головним підсумком роботи є обґрунтування та вибір оптимального виймально-навантажувального і транспортного комплексу обладнання.

На основі порівняльного аналізу двох альтернативних схем механізації беззаперечну технологічну та економічну перевагу продемонстрував Варіант II. Ця схема базується на застосуванні високопродуктивного імпортного обладнання: гідравлічних екскаваторів Hitachi EX-2500 (з місткістю ковша 16,5 м³) у комбінації з великовантажними автосамоскидами Caterpillar 789C (вантажопідйомністю 177 т).

Детальний аналіз розрахункових показників дозволяє виділити такі ключові переваги обраного Варіанта II порівняно з базовим Варіантом I (ЕКГ-10 + БЕЛАЗ-75131):

Інтенсифікація виробництва. Завдяки збільшеній місткості ковша (16,5 м³ проти 10 м³), скороченому часу робочого циклу (33 сек проти 36 сек) та вищій швидкості руху самоскидів (23 км/год проти 20 км/год), змінна та річна експлуатаційна продуктивність одиниці техніки зростає майже вдвічі.

Оптимізація інвентарного парку. Висока одинична потужність машин дозволяє кардинально скоротити загальну кількість обладнання в кар'єрі. Необхідний інвентарний парк екскаваторів зменшується з 7 до 4 одиниць, а парк автосамоскидів — з 21 до 13 одиниць.

Зниження допоміжних витрат. Технологічна схема з використанням сучасних екскаваторів Hitachi повністю виключає необхідність додаткового залучення парку бульдозерів (потреба в яких за першим варіантом становила 3 одиниці) для зачищення робочих вибоїв.

Різке зменшення кількості робочих машин (на 3 екскаватори, 8 автосамоскидів та 3 бульдозери) гарантує суттєве зниження капітальних інвестицій на закупівлю техніки. Одночасно пропорційно зменшуються

експлуатаційні витрати (фонд оплати праці машиністів і водіїв, витрати на паливно-мастильні матеріали, технічне обслуговування та ремонти). Крім того, менша кількість машин на горизонтах розвантажує кар'єрні автошляхи, що підвищує загальний рівень безпеки руху.

Отже, впровадження гірничотранспортного комплексу на базі Hitachi EX-2500 та Caterpillar 789C визнається найбільш раціональним, безпечним та економічно виправданим інженерним рішенням для умов Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК».

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. Гірнична 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 нейромережових 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.

Д О В І Д К А

про перевірку тексту роботи програмно-технічними засобами

Текст (вибрати необхідне):

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

*Підвищення ефективності видобувних робіт в умовах Артемівського
кар'єру ПрАТ «ЦГЗК»*

(назва)

автором/авторами або виконавцем якої є:

Окунь Павло Володимирович

(ПІБ)

кафедра Хімічних технологій та інженерії,

(структурний підрозділ, кафедра, лабораторія)

обсягом 82 сторінок друкованого тексту перевірено програмно-технічним засобом «StrakePlagiarism».

Рівень оригінальності становить 12,71 %.

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.

Окунь Павло Володимирович
(прізвище, ім'я та по-батькові)

« » 20__ p.

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

ВІДГУК КЕРІВНИКА НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ БАКАЛАВРСЬКУ РОБОТУ ЗДОБУВАЧА

Здобувача вищої освіти Окунь Павло Володимирович
(прізвище, ім'я та по-батькові)

групи ГР-23ск

Тема кваліфікаційної роботи бакалавра: «Підвищення ефективності
видобувних робіт в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК»

Обсяг пояснювальної записки і графічної частини:

пояснювальна записка	82 стор.;
таблиць	1
схем і рисунків	-
листів графічної частини(демонстраційного матеріалу)	-.

Якісні відмінності кваліфікаційної бакалаврської роботи:

Кваліфікаційну бакалаврську роботу виконано на актуальну тему та присвячена дослідженню підвищення ефективності видобувних робіт в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК» Запропоновано комплекс для зниження витрат видобувних робіт, обґрунтовано вибір оптимального виймально-навантажувального і транспортного комплексу обладнання ПрАТ «ЦГЗК». Надано рекомендації щодо впровадження гірничотранспортного комплексу на базі Hitachi EX-2500 та Caterpillar 789C.

Недоліки кваліфікаційної бакалаврської роботи

Обмежено розглянуто технологічні ризики промислового застосування. У тексті є незначні похибки в оформленні графічного матеріалу та бібліографії. Автор не вказав 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 існуючих літературних джерел, зроблені необхідні висновки,
 вивчення підвищення ефективності видобувних робіт в умовах Артемівського
 кар'єру ПрАТ «ЦГЗК». Здобувач Окунь П.В. продемонстрував професіалізм,
 відповідальне ставлення до поставлених завдань, вміння працювати з даними,
 підводити підсумки. Графік робіт виконувався без затримок.*

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.

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

РЕЦЕНЗІЯ

на кваліфікаційну роботу бакалавра

(бакалавра, магістра)

Здобувача Окунь Павло Володимирович

(прізвище, ім'я та по-батькові)

Групи ГР-23ск	
Тема кваліфікаційної роботи	бакалавра (бакалавра, магістра)
Підвищення ефективності видобувних робіт в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК»	
Тема спеціальної частини кваліфікаційної роботи	бакалавра (бакалавра, магістра)
Підвищення ефективності видобувних робіт в умовах Артемівського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК»	
Переваги кваліфікаційної роботи	бакалавра (бакалавра, магістра)
Робота присвячена вивченню технічних умов видобутку рудних покладів Артемівського родовища	
екскаваторного обладнання та залізничного транспорту для ПраТ «ЦГЗК».	
Проаналізовано літературні та фондові дані про Артемівське родовище,	
технічні параметри видобувних робіт. Особлива увага приділена	
умовам проведення видобувних робіт з метою підвищення їх ефективності на Артемівському родовищі. Дослідження автора мають наукове підґрунття, є важливими для підвищення конкурентоспроможності підприємства.	
Недоліки кваліфікаційної роботи	бакалавра (бакалавра, магістра)
Слабко описано геологічну будову родовища як основу його розробки, обмежений опис ризиків при проведенні видобувних робіт. У тексті є певні технічні помилки та неточності в підписах рисунків.	
В деяких місцях пояснювальної записки допущені помилки	
Рекомендації: робота виконана на сучасну і актуальну тему, має високу цінність,	
Практичне значення, містить обґрунтовані висновки та рекомендації щодо покращення	
видобувних робіт, наведені недоліки не значні та не впливають на загальну.	
позитивну оцінку. Робота може бути рекомендована до захисту.	
Рецензент	

(прізвище, ім'я та по-батькові)

(посада, науковий ступінь, вчене звання)

(підпис)

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

Я, *Окунь Павло Володимирович*, підтримую політику Державного університету економіки і технологій з академічної доброчесності і відкритого доступу. Стверджую, що кваліфікаційна бакалаврська робота («Підвищення ефективності видобувних робіт 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