



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

Державний вищий навчальний заклад  
«КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»  
Кафедра підземної розробки родовищ корисних копалин

Чабанов Владислав Сергійович

УДК 622

Дослідження та розробка технічних та технологічних  
рішень з підвищення якості видобутої руди з блоків

Спеціальність 184 «Гірництво», спеціалізація «Підземна  
розробка родовищ корисних копалин»

Випускна робота  
на здобуття наукового ступеню магістра

Науковий керівник:  
Калініченко Всеволод Олександрович,  
д.т.н., Професор

Кривий Ріг

2024

## Зміст

Реферат.....	3
Вступ.....	4
<b>РОЗДІЛ 1. ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОБЛЕМ ТЕХНОЛОГІЇ ВИПУСКУ РУДИ</b> .....	<b>8</b>
1.1. Оцінка проблем технології випуску .....	9
1.2. Різні варіанти технології випуску в умовах підземного Кривбасу .....	16
<b>РОЗДІЛ 2. МЕТА І ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ</b> .....	<b>21</b>
2.1. Геологічні та гірничо-технічні умови на шахті «Артем-1» .....	22
2.2. Дослідження методів випуску руди на шахті «Артем-1» .....	23
<b>РОЗДІЛ 3. Покращення технології випуску руди.</b> .....	<b>31</b>
3.1. Заходи зниження втрат руди під час випуску з під обвалених порід.....	33
3.2. Розрахунок підповерхової системи розробки з відбійкою віялами глибоких свердловин на вертикальний компенсаційний простір.....	37
3.3. Розрахунок технології підповерхового обвалення з торцевим випуском руди. ....	44
Загальні висновки .....	53
Список використаних літературних джерел .....	54

## Реферат

Обсяг роботи: 56 с.; 16 рис.; 4 таблиці; 23 джерела.

**Метою** магістерської роботи є дослідження та обґрунтування технології випуску відбитої рудної маси на шахті «Артем-1», яка повинна відповідати таким вимогам: збільшення інтенсивності випуску та зменшення втрат.

У роботі здійснено аналіз наукової літератури, що стосується технологій випуску відбитої рудної маси, а також дослідження практики гірничих підприємств, що працюють за подібних гірничо-геологічних умов.

Проаналізовано близько 20 джерел, що розглядають дану тему, оскільки питання втрат корисних копалин має суттєвий вплив на економічну ефективність підприємств.

Дослідження проводилось з урахуванням специфіки гірничо-геологічних умов шахти «Артем-1» ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг» і повністю відповідає вимогам методичних вказівок до виконання магістерських робіт з напрямку «Гірництво».

Об'єктом дослідження є технологія ведення очисних робіт при розробці панелей у блоках. Метою дослідження є удосконалення технології проведення очисних робіт, яка базується на розробці нової технології випуску руди.

Магістерська робота складається з вступу та трьох основних розділів, висновків і списку використаних джерел.

У роботі розглянуто сучасний стан технології ведення очисних робіт на шахті «Артем-1» та проведено аналіз літературних джерел, присвячених удосконаленню технології випуску відбитих залізних руд.

На основі проведеного аналізу запропоновано технологічну схему відпрацювання виймальних панелей у блоках шахти «Артем-1», що передбачає застосування системи пошарового обвалення з торцевим випуском відбитої рудної маси, використання самохідної техніки та відбійку руди в затисненому середовищі за допомогою віял глибоких свердловин. Також розглянуто систему підповерхового обвалення з відбійкою рудного тіла віялами глибоких свердловин.

Було проведено розрахунки і отримано основні техніко-економічні показники видобутку залізної руди за цими варіантами.

## Вступ

У сучасних умовах ринкової економіки конкурентоспроможність є ключовим фактором для успіху гірничих підприємств. В умовах жорсткої конкуренції кожна деталь має значний вплив на загальні результати. У світі, де лідери видобутку корисних копалин формують ціни на мінеральну сировину, для досягнення конкурентоспроможності необхідно враховувати всі фактори, включаючи зниження собівартості видобутку та мінімізацію втрат.

Проблеми з розубоженням, втратами та засміченням мінеральної сировини досліджувались багатьма вченими. Найбільший вплив на продуктивність гірничих підприємств мають втрати. Кожна тонна багаті руди має своє економічне значення, і залежність втрат від цих параметрів суттєво впливає на фінансові показники підприємства.

Основними джерелами втрат корисних копалин є: складні гірничо-геологічні умови, втрати в системах розробки, втрати в гребнях випускних отворів та втрати на лежачому боці покладу, особливо коли вибір методу ведення робіт був зроблений неправильно.

Системи розробки, зокрема з обваленням руди та вміщуючих порід, а також камерні системи, передбачають випуск руди під гірським тиском пустих порід, що обвалюються, і рухаються під власною вагою. Відбита рудна маса виводиться через верхні та бічні контакти з обваленими породами.

Перші роботи по видобутку корисних копалин на території Кривого Рогу розпочалися ще в 18 столітті, з того часу підземний Кривбас значно змінився. На сьогоднішній день глибина розробки шахт досягла 1500 м. Враховуючи глобальну економічну конкуренцію, підприємства приділяють особливу увагу якості та обсягам видобутку корисних копалин, що є важливим фактором для виживання у конкурентному середовищі.

На шахті «Артем-1» вміст заліза в руді варіюється від 49,9 % до 63,38 %. Рудний масив не схильний до гірських ударів. Згідно з даними геологічної розвідки, підземний район Кривбасу містить три основні типи руд: залізисті кварцити, оолітовий бурий залізняк та магнетит-гематит-мартитові руди.

Запаси залізних руд Криворізького басейну складають близько 16 мільярдів тонн. Це підкреслює важливість модернізації технологій видобутку, щоб гірничі підприємства Кривбасу могли успішно конкурувати з глобальними лідерами в індустрії видобутку заліза в найближчому майбутньому.

**Мета роботи** полягає в обранні та обґрунтуванні конструкції та параметрів підготовки шахтних блоків для максимально ефективного вилучення корисних копалин з надр при відпрацюванні залізних руд в умовах підземного Кривбасу. Метою є створення такої технології, яка дозволить не лише оптимізувати процес видобутку, але й забезпечити зменшення втрат і засмічення руди, підвищуючи загальну продуктивність на кожному етапі роботи. Це включає в себе вдосконалення існуючих технологій та впровадження інноваційних підходів для досягнення більш високої ефективності.

Для досягнення зазначеної мети в магістерській роботі буде вирішено ряд важливих завдань:

- Проведення детального аналізу існуючих варіантів технології випуску рудної маси, що використовуються на підземних гірничих підприємствах Кривбасу та на світових рудниках. Це дозволить порівняти поточні підходи з передовими світовими практиками, оцінити їх ефективність та виявити можливості для адаптації технологій під конкретні умови Кривбасу;
- Розробка ефективної технологічної схеми підготовки блоків для відпрацювання, яка враховує специфічні геологічні та технічні умови гірничих підприємств Кривбасу, зокрема, складність геологічних масивів, глибину розробки та методи видобутку руди;
- Удосконалення технології відпрацювання покладів залізної руди шляхом застосування нових, більш продуктивних методів. Зокрема, акцент буде зроблено на зниження втрат і засмічень, які є основними проблемами в процесі видобутку руди в таких умовах;
- Проведення порівняння економічного ефекту впровадження нових технологічних рішень у процесі випуску руди, що дозволить оцінити реальні вигоди від застосування удосконалених методів, зокрема, в плані зниження витрат на матеріали та енергію, зменшення часу простою обладнання та підвищення ефективності робочих процесів.



**Практичне значення роботи** полягає в безпосередньому впливі на підвищення ефективності роботи гірничих підприємств, що реалізують технології випуску руди. Основні очікувані результати:

- Збільшення обсягів видобутку багаті залізної руди, що дозволяє знизити час до початку засмічення в процесі видобутку, тим самим збільшуючи загальну продуктивність шахти;
- Розробка методів зменшення втрат руди в "мертвих" зонах, зокрема у трикутниках лежачого боку, що дозволить значно скоротити економічні втрати, зберігаючи більше корисних копалин;
- Зниження собівартості видобутку природно багаті руди шляхом оптимізації технологічних процесів, покращення планування та застосування більш ефективних методів буріння, вибухових робіт, транспортування руди.

Магістерська робота є надзвичайно актуальною, оскільки в умовах зростаючої конкуренції на ринку мінеральної сировини важливо зберігати та покращувати конкурентоспроможність підприємств. Однією з головних проблем є забезпечення високої ефективності при зниженні витрат. Застосування нових технологій у гірничій промисловості, зокрема на підприємствах підземного Кривбасу, дозволить зберегти наявні ресурси і підвищити економічну ефективність підприємств. Особливо важливою є роль удосконалення методів випуску руди, що стане важливим кроком до покращення результатів роботи шахт.

# **Розділ 1**

## **ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОБЛЕМ ТЕХНОЛОГІЇ ВИПУСКУ РУДИ**

## 1.1. Оцінка проблем технології випуску

Класична теорія випуску обваленої рудної маси базується на припущенні, що процес випуску сипких розпушених матеріалів, таких як руда, через випускні отвори відбувається за моделлю, яка геометрично нагадує еліпсоїд обертання. Ключовою особливістю цієї моделі є те, що частинки матеріалу, що знаходяться на поверхні, спрямовуються до випускних отворів одночасно. [2]

Для визначення параметрів випуску руди використовується методика, яка опирається на основні характеристики еліпсоїдів випуску, що ілюструються на рис. 1.1.

– об'єм еліпсоїда випуску:

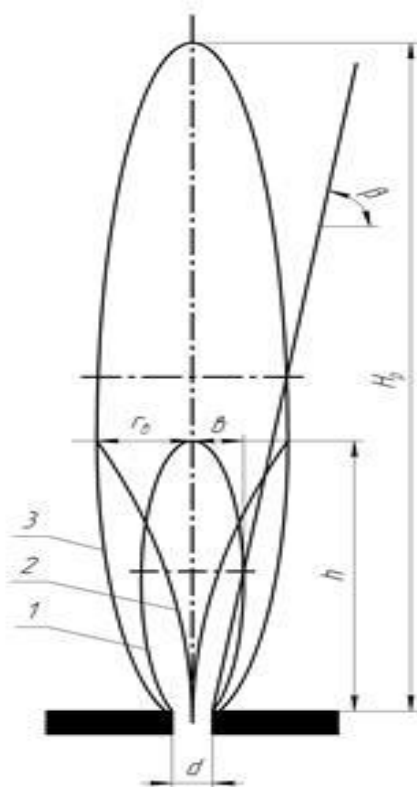


Рис. 1.1. Випуск руди із окремого отвору: 1 – еліпсоїд випуску чистої руди; 2 – воронка випуску; 3 – еліпсоїд розпушення.

Де:  $d$  – діаметр випускного отвору, м;  $\varepsilon$  – ексцентриситет еліпсоїда випуску;  $\beta$  – середній кут потоку рудної маси при випуску, град.

Під час дослідження випуску руди, нерівномірно розпушені маси руди

демонструють відхилення вертикальної осі еліпсоїда випуску в бік більш розпушеної руди.

Коли випуск рухається по поверхні контакту руди з обваленими пустими породами, утворюється прогін, який в подальшому набирає форму депресійної воронки. Коли рівень цієї поверхні вирівнюється із поверхнею контактних випускних отворів, об'єм воронки випуску дорівнює об'єму еліпсоїда обертання випуску для тієї ж висоти.

Утворення воронки випуску дозволяє визначити такі важливі параметри: форму, розташування відбитої руди в трикутнику лежачого боку та розміри гребнів між дучками.

Властивості сипучих обвалених порід і відбитої руди можуть бути схожими, оскільки більш подрібнена руда або пуста порода мають кращі сипучі властивості. [2]

Для зменшення втрат руди на лежачому боці покладу важливо розробляти і вивчати варіанти технології випуску. Тому метою цієї магістерської роботи є аналіз, дослідження та розробка сучасного ефективного варіанту випуску відбитої рудної маси на лежачому боці покладу з низьким кутом падіння та утворенням похилого обмежуючого контакту між рудою та очисним забоем. Об'єм руди, що залишилася на лежачому боці покладу до початку розубожування (рис.1.2), можна визначити за формулою, запропонованою акад. Г.М. Малаховим. [3]

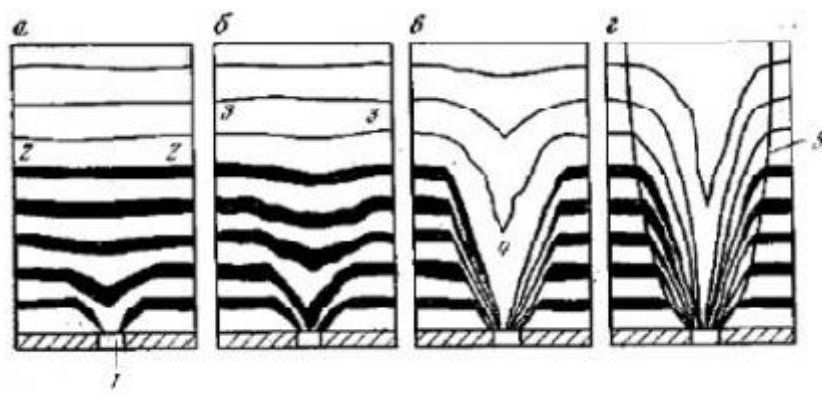


Рис. 1.2. Схема руху руди при випуску під обваленими породами

Переміщення рудної маси в блоці залежить від її взаємодії з пустими породами та кількості робіт, пов'язаних із випуском руди, таких як ліквідація зависань, виведення негабариту тощо. Цей процес також прямо пов'язаний із використанням різних методів розташування випускних отворів на прийомному горизонті блоку. Існують кілька режимів випуску відбитої рудної маси:

1. **Рівномірно-послідовний режим:** У цьому випадку випуск руди здійснюється по черзі, з рівними дозами вилучення руди та часу. Основною перевагою цього режиму є рівномірне і плавне переміщення відбитої руди до досягнення критичної висоти, після чого випуск руди відбувається без взаємного впливу випускних отворів. Цей режим можна назвати ідеальним, оскільки він забезпечує оптимальну роботу при випуску руди.
2. **Нерівномірно-послідовний режим:** У цьому випадку випуск руди через випускні отвори здійснюється нерівномірними дозами. Такий підхід часто використовується на рудниках при роботі з панелями або блоками з похилими стінками, коли відстань між дучками не є однаковою. Завдяки різним умовам на кожній парі дучок, цей режим є широко використовуваним, хоча його ефективність залежить від правильного планування.
3. **Почерговий випуск:** Цей метод передбачає почерговий випуск руди з кожної дучки до початку розубоження. Хоча він є досить простим, його основним недоліком є високі втрати руди у гребнях і підвищений гірський тиск на виробки доставки.
4. **Почерговий випуск через одну:** Цей варіант передбачає випуск руди почергово через одну дучку. Це покращує якість вилучення руди, якщо правильним чином розраховане розташування випускних отворів, оскільки випуск другої черги буде враховувати вже сформовані еліпсоїди обертання першої черги.
5. **Хаотичний (неконтрольований) режим випуску:** У цьому випадку відсутній контроль за послідовністю включення дучок, що призводить до нерівномірного випуску руди. Це найменш ефективний режим, оскільки

неможливо контролювати кількість вилученої руди, що призводить до значних втрат на гребнях та ймовірності проривів пустих порід.

У системах розробки з обваленням руди та супутніх порід, а також при відпрацюванні стелини та МКЦ при камерних системах розробки, руду з блоків (панелей) випускають під обваленими породами, які рухаються разом з рудою.

Відбита руда випускається за умови верхнього та бічного контакту з обваленими порідними масами, які спрямовані вслід за рудою.

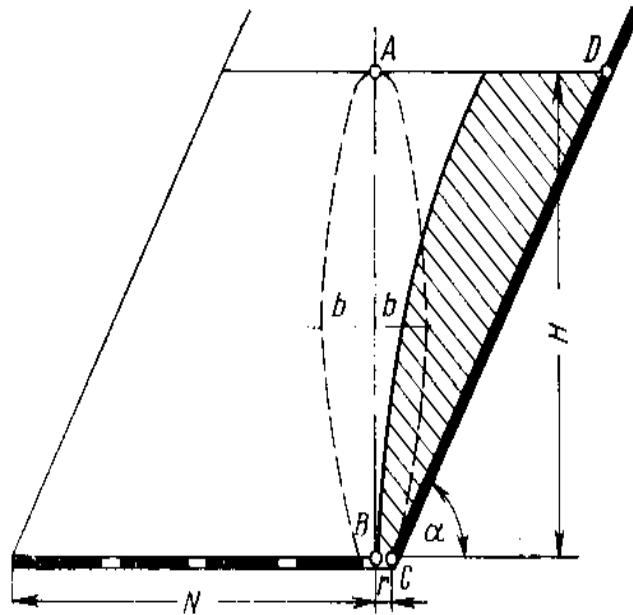


Рис.1.3. Схема розрахунку обсягу руди, що залишається на лежачому боці до початку розубоження.

Де:

- **H** – висота обвалених шарів руди, м;
- $\lambda$  – кут падіння покладу, град.;
- **d** – діаметр випускного отвору, м;
- **s** – відстань між осями випускних отворів, м;
- **Q'ел** – об'єм еліпсоїда випуску, усіченого двома площинами, що проходять по середині між випускними отворами, м<sup>3</sup>.

Запаси руди, що потрапляють до "мертвої" зони, є умовними втратами.

Згідно з результатами аналізу перших двох рисунків, можна зробити висновок, що при збільшенні висоти поверху або підповерху еліпсоїд випуску

може виходити за межі рудного покладу. Якщо розглянути другий рисунок, то можна побачити, що зі зменшенням кута нахилу родовища втрати на лежачому боці досягають великих значень, і це може бути близько 30-35%.

Випуск рівномірно подрібленої та розрихленої рудної маси через випускні отвори, які розташовані на днищі блоку, залежить від відстані між випускними отворами та висоти обвалених шарів руди. Випуск є відокремленим, коли контури суміжних еліпсоїдів не перетинаються. В такому випадку загальний обсяг руди без засмічення буде дорівнювати сумарному об'єму руди в контурі всіх еліпсоїдів. Якщо ж відбувається взаємодія і перетин еліпсоїдів, переміщення руди буде відбуватись в ту ж саму сторону, де відбувається випуск.

У випадку рівномірно-последовного випуску руди поверхня буде рівномірно рухатися вниз до певної висоти. При зменшенні висоти еліпсоїда випуску, якщо площа змінюється з горизонтальної на хвилясту, це буде означати досягнення так званої критичної висоти — **h<sub>кр</sub>**. Випуск руди із кожного випускного отвору при цьому буде відбуватися відокремлено, без взаємного впливу.

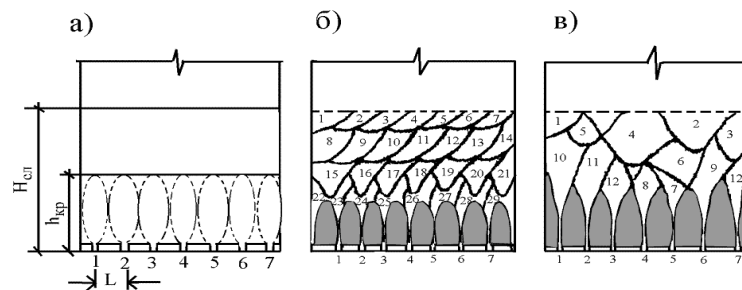


Рис. 1.4. Схема переміщення контакту руди під налягаючими породами при рівномірно-последовному (б) і хаотичному (в) режимі випуску: а – контакт руди після закінчення завантаження моделі (до початку випуску); 1, 2, 3,... 29 – послідовність випуску руди із отворів.

Для зменшення втрат при проектуванні систем розробки з масовим обваленням необхідно вжити низку спеціальних заходів:

1. **Заглиблення першої пари дучок зі сторони лежачого боку:** Якщо кути падіння покладів менше 65-70°, ці дучки повинні заглиблюватися в породи лежачого боку. Чим менший кут падіння, тим глибше має бути

заглиблення. Оптимальну глибину заглиблення визначають на основі вартості додаткових робіт з порід і обсягу додатково вилученої руди.

2. **Проведення допоміжних уловлюючих випускних воронок на лежачому боці:** Це ефективні методи зниження втрат руди, які широко застосовуються на практиці. Створення додаткових воронок допомагає зменшити втрати та забезпечити більш рівномірний випуск руди.
3. **Попереднє виймання запасу руди з «піонер-камери» на лежачому боці:** Цей метод застосовується при достатньо стійких рудах і дозволяє зменшити втрати руди перед основним випуском.
4. **Відпрацювання камер (компенсаційних просторів) з кутами нахилу стінок на стороні висячого боку:** Кут нахилу стінок цих камер має відповідати кута нахилу рудної маси під час її випуску. Камери заповнюються обваленими порідними матеріалами, що створює штучний лежачий бік. Така техніка зменшує рівень втрат руди в «мертвій» зоні і є досить ефективною, оскільки втрати обмежуються лише тією частиною запасів, яка знаходиться в тимчасовій стеліні над камерою.

При відпрацюванні покладів великої потужності з недостатніми кутами падіння іноді на боці лежачого боку залишають трикутну призму руди. Ця призма розташовується в «мертвій» зоні і її запаси вилучаються після основного відпрацювання блока (підповерху). Для цього використовуються різні варіанти систем підповерхового обвалення. Послідовність відпрацювання цих запасів зображено на рис. 1.3.



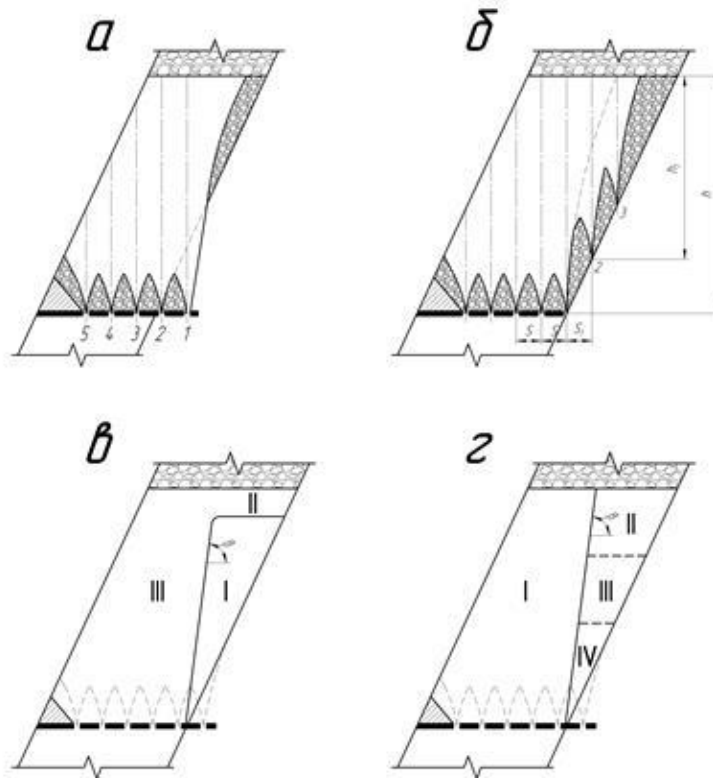


Рис. 1.5. Основні способи зменшення втрат руди на лежачому боці покладу: а – заглиблення перших пар дучок у породі лежачого боку; б – проведення додаткових прийомних виробок у лежачому боці; в – попереднє виймання запасів руди у «піонер-камері» лежачого боку; г – залишення у лежачому боці трикутної призми з наступною її відробкою; I, II, III, IV – послідовність відпрацювання ділянок блока.

## 1.2. Різні варіанти технології випуску в умовах підземного Кривбасу

Відпрацювання основної частини запасу панелі здійснюється за допомогою буро-вибухового методу, який передбачає масове багаторядне коротко-сповільнене підривання віялами глибоких свердловин, пробурених із підсічних та бурових штреків. Після випуску основної частини рудної маси для покращення показників вилучення застосовується заглиблення в лежачому боці за допомогою підривання віялами штангових шпурів, а також проводиться розгортання дучок на уловлюючому горизонті доставки.

Практика показує, що однією з основних проблем при поглибленні гірничих робіт у Криворізькому залізорудному басейні є управління гірським тиском. В покладах, що відпрацьовуються камерними системами, значно знижується стійкість оголень, а також між-камерних і міжповерхових ціликів, що створює небезпеку саморуїнування стелин. Як показали дослідження НДГРІ [4], межа економічно ефективної глибини при розробці багатих залізних руд підземним способом у Кривбасі становить до 2000 м. Це вказує на необхідність розробки нових технологій видобутку руди на цих глибинах, враховуючи погіршення гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов, вдосконалення систем розробки, підготовку очисних блоків, конструкції кріплення, методи підтримки очисного простору тощо [5].

У практиці ведення очисних робіт у складних гірничо-геологічних та гірничо-технічних умовах єдиною прийнятною системою відпрацювання рудних покладів на великих глибинах є система підповерхового обвалення. Різні варіанти цієї системи в специфічних гірничо-технічних умовах забезпечують високу ефективність очисної виїмки і безпеку ведення гірничих робіт [6]. Наразі на шахті “Артем-1” ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг» застосовуються наступні системи:

1. Система розробки підповерхового обвалення з відбійкою руди свердловинами вертикальних віял на вертикальний компенсаційний простір.
2. Підповерхово-камерні системи розробки з відбійкою руди віялами глибоких свердловин на вертикальний компенсаційний простір (підсічну камеру).

Система розробки з підповерховим обваленням для підземної розробки рудного родовища передбачає відпрацювання блоків напрямом зверху вниз підповерхами. Руда у під-поверхах вилучається примусовим обваленням або самовільним обваленням із заповнення виробленого простору обваленими породами [7].

У рудниках басейну система розробки з підповерховим обваленням реалізується в кількох варіантах:

1. Відбійка руд горизонтальними, похилими і вертикальними шарами на підготовлені задалегідь компенсаційні камери або без них, так звані варіанти з відбійкою руди на затиснуте середовище. Менше 7% річного видобутку проводиться мало продуктивними варіантами, такими як "камери над дучками", "закриті віяла", "грушоподібні заходки".
2. Варіанти зі шпуровою відбійкою руд обумовлюються їх високими продуктивностями. Обсяги нарізних виробок при таких варіантах як "відкрите віяло" і "грушоподібні заходки" в 1,6–2,0 рази більші, ніж при способах з відбійкою руд глибокими свердловинами. Проте ці варіанти характеризуються високими втратами руди (21-28%) при засміченнях до 8-10%. У випадку з "камерою над дучками" втрати можуть досягати 30% і більше.

Враховуючи збільшення глибини розробки і підвищення гірського тиску, відпрацювання переходить на блоки з меншими площами, до 700-900 м<sup>2</sup>. Найбільш продуктивні варіанти характеризуються підвищеним виходом крупного кусочної руди при свердловинній відбійці і вимагають чіткого контролю за випуском руди для уникнення значних втрат і розубоження [8].

Сутність методу полягає в тому, що поклади великої потужності, які круто залягають, розділяються на підповерхи з висотою від 7 до 40 м. В обвалюванні руди застосовуються пусті породи, які рухаються слідом за рудою. Випуск руди здійснюється під породами, які обвалюються, при цьому між рудою і пустою породою не укладають настилів.

Для покладів з потужністю понад 5-6 м, а також боковими вміщуючими породами середньої тріщинуватості або слабкими, випуск здійснюється при безпосередньому контакті руди з породою, що призводить до значних втрат. Ці руди мають незначну цінність, тому що вони підлягають великим втратам і засміченню в процесі видобутку.

**Показники систем розробки:**

- При системах підповерхового обвалення:
  - Засмічення – 13%
  - Втрати руди – 14%
  - Вихід руди з 1 м свердловини – 14 т/м
  - Витрати нарізних робіт – 7-9 м/1000 т
- При підповерховій системі розробки з торцевим випуском:
  - Засмічення – 12%
  - Втрати руди – 20%
  - Вихід руди з 1 м свердловини – 14-15 т/м
  - Витрати нарізних робіт – 5-7 м/1000 т

Системи підповерхового обвалення, в залежності від схем підготовки, включають проходку виробок доставки (штреки, орти), з яких проходять дучки. В першу чергу проходять три випускні дучки, які застосовуються на підсичному горизонті в якості господарчої, рудо-випускної та ходової виробки. Після проходки виробок, на підповерхах виконуються бурові орти для подальших операцій.

# РОЗДІЛ 2

## МЕТА І ЗАДАЧІ ДОСЛІДЖЕНЬ

### **2.1. Геологічні та гірничо-технічні умови на шахті «Артем-1»**

Шахта «Артем-1» була введена в експлуатацію в квітні 1963 року з проектною потужністю 2,2 млн тонн руди на рік. Вона була побудована комбінатом «Кривбасрудбуд» і розташована в південній частині Саксаганської рудної смуги. Спочатку шахта входила до складу рудоуправління ім. Кірова, а з січня 1964 року була введена друга черга. У 1974 році скіповий підйомник був

виведений з експлуатації і шахта виконувала допоміжні функції. Однак в даний час шахта знову виконує видобувні функції і входить до складу шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг». Вміст залізної руди в породах шахти становить 53,5%.

Шахта «Артем-1» видобувала багаті мартитові, гетит-гематит-мартитові та гетит-гематитові руди Криворізького родовища, забезпечуючи виробництво агломераційної мартенівської та доменної руди. Система розробки, що застосовується на шахті, включає підповерхове обвалення з відбійкою руди від масиву віялами глибоких свердловин.

Балансові запаси руди на 1983 рік склали 290,7 млн тонн з вмістом заліза 55,5%. У 1993 році проектна потужність шахти склала 7,6 млн тонн руди на рік. У 1997 році було видобуто 2,05 млн тонн руди з вмістом заліза 53,77%. Видобуток здійснюється на горизонтах 955 та 1045 м. Родовище розкрито до глибини 900 м двома похилими рудо-підйомними стволами, а до глибини 1100 м – трьома вертикальними стволами та п'ятьма вентиляційними стволами. На сьогодні видобуток руди похилими стволами не ведеться. До складу шахти входили шахти №1 ім. Артема, «Восточна», ім. Кірова, «Северная», кар'єр «Южний», дробильно-сортувальна фабрика, ремонтно-механічний і енергетичний цехи.

Породи на лежачому боці складаються з гетит-дисперсно-гематитових кварцитів середньої тріщинуватості ( $K_{стр} = 0,5-0,8$ ), з середньою стійкістю і коефіцієнтом міцності  $f = 8-10$ . Можливі вивали при значних оголеннях. Вміст заліза в цих породах складає 26,24%, об'ємна вага – 3,5 т/м<sup>3</sup>. Породи на висячому боці складаються з червоних полосатих мартитових кварцитів з середньо-шаровою текстурою і середньою тріщинуватістю ( $K_{стр} = 0,5-0,8$ ). Міцність цих порід становить  $f = 12-14$ , і вони мають III категорію ударо-небезпечності. Вміст заліза в породах висячого боку складає 35,22%, об'ємна вага – 3,5 т/м<sup>3</sup>.

Карстових порожнин і свердловин, заповнених водою, в покладі немає. На поверхні в зоні здригання накопичень води не спостерігається.

## 2.2. Дослідження методів випуску руди на шахті «Артем-1»

Однією з основних задач для існуючої системи розробки є покращення показників вилучення корисних копалин, зокрема зменшення втрат залізної руди під час випуску. В умовах системи розробки з обваленням руди і вміщуючих порід важливо приділяти увагу ефективному видобутку запасів руди з трикутника лежачого боку покладів, оскільки саме ці зони призводять до основних втрат руди в межах блоку.

Для покращення показників видобутку руди на шахті «Артем-1», пропонується низка удосконалених підходів:

1. Використовувати найбільш ефективні системи розробки, які відповідають геологічним і гірничо-технічним умовам.
2. Встановити оптимальні параметри систем розробки для забезпечення максимальної ефективності.
3. Удосконалити технологію буро-підривних робіт, щоб забезпечити якісне подрібнення масиву.
4. Строго дотримуватися заданого технологічного режиму при процесі випуску руди, щоб уникнути порушень у виробничому процесі.
5. Застосовувати програмне забезпечення для аналізу, обліку та контролю показників видобутку руди на персональних комп'ютерах.
6. Проводити повторну розробку родовищ для покращення вилучення корисних копалин.
7. Дотримуватися належного оконтурення та випробовування експлуатаційних блоків.
8. Забезпечити правильний напрямок очисного виймання в межах блоку й покладу, а також належно організувати випуск обваленої руди.

Системи підповерхового обвалення, які включають проходку штреків, ортів, підняттявих і інших підготовчих виробок, розбурення масиву та підривання блоку, а також випуск відбитої розрихленої руди під налягаючими породами, мають ряд недоліків, зокрема значні втрати руди в трикутнику

лежачого боку покладу. Для зменшення втрат руди на лежачому боці пропонуються кілька варіантів випуску запасів відбитої руди з «мертвої» зони. Недоліком цих варіантів є необхідність проведення додаткових підповерхових випускних виробок або підривання порід на лежачому боці покладу з наступним її випуском разом з пустими породами.

Один з методів, що включає проходку ортів, штреків, підняткових та інших підготовчих виробок, дозволяє здійснювати обвалення масиву і частковий випуск обваленої рудної маси. Недоліком цього методу є те, що висадження свердловин проводиться у два цикли:

1. Висадження віял глибоких свердловин, пробурених у рудному масиві.
2. Підривання паралельно-наближених свердловин, пробурених по пустих породах на лежачому боці покладу, на «затиснутому» середовищі. В цьому випадку зміщення відбитої руди в зоні випуску становить 0,9–1,4 м. Зрідка цей метод не забезпечує достатнє зміщення руди на лежачому боці покладу в зону потоку обваленої руди в доставні виробки.

Для таких покладів з кутами падіння менше  $60^\circ$  необхідно розробляти способи зміщення рудної маси з «мертвої» зони лежачого боку на відстань, достатню для забезпечення її переміщення в зону випуску.

1. Руда, що складається з мартитових компонентів, має міцність, що відповідає значенню  $f = 6$  за шкалою професора Протод'яконова.
2. Вибухова речовина, що використовується, це зерногрануліт 79/21, що означає, що щільність заряджання цієї речовини дорівнює  $\Delta = 0,9$  г/см<sup>3</sup>, а коефіцієнт відносної працездатності вибухової речовини дорівнює  $\delta = 1,0$ .
3. Діаметр свердловин становить  $d = 90$  мм.
4.  $k_n = 0,9$  — коефіцієнт, який коригує неоднорідність масиву гірських порід.

Тепер розрахуємо показник підриваємості гірських порід ( $C_0$ ):  $C_0 = 20 + 56 \cdot e^{(-0,2 \cdot f)}$ , де  $f$  — коефіцієнт міцності руди.  $C_0 = 20 + 56 \cdot 0,165 = 29,24$

Розрахунок значення Лінії Найменшого Опору (ЛНО) без врахування напружено-деформованого стану масиву проводиться за такою формулою:

$$W = k_n \cdot C_0 \cdot d \cdot \sqrt{\Delta \cdot \delta},$$



де:

- $k_n$  — коефіцієнт, що враховує неоднорідність масиву гірських порід;
- $d$  — діаметр свердловин, м;
- $\Delta$  — щільність заряджання вибухової речовини, г/см<sup>3</sup>;
- $\delta$  — коефіцієнт відносної працездатності вибухової речовини.

Підставимо значення:

$$W = 0,9 \cdot 29,24 \cdot 0,09 \cdot \sqrt{0,9 \cdot 1} = 2,25.$$

Тепер розрахуємо добуток ЛНО та різних коефіцієнтів розпушення:

- для  $K_p = 1,2$ :  $W \times K_p = 1,2 \cdot 2,25 \approx 2,7$ ;
- для  $K_p = 1,25$ :  $W \times K_p = 1,25 \cdot 2,25 \approx 2,8$ ;
- для  $K_p = 1,3$ :  $W \times K_p = 1,3 \cdot 2,25 \approx 2,9$ ;
- для  $K_p = 1,35$ :  $W \times K_p = 1,35 \cdot 2,25 \approx 3,0$ ;
- для  $K_p = 1,4$ :  $W \times K_p = 1,4 \cdot 2,25 \approx 3,2$ .

Коефіцієнт розпушення ( $K_p$ ) варіюється в залежності від того, як формуються компенсаційні простори відповідного об'єму. Результати цих розрахунків дають змогу забезпечити необхідний рівень зміщення відбитої руди з "мертвої" зони покладу в активну зону випуску, враховуючи кут нахилу рудного покладу.

Задача вирішується через використання методу підземної розробки похилих рудних покладів. Вона включає в себе виймання рудних ресурсів очисними блоками, проходку відкотного штреку, орти-заїзди та бурові штреки в породах лежачого боку покладу, утворення випускних виробок та горизонтального компенсаційного простору, виконання буро-підривних робіт і випуск руди під налягаючими породами.

Буровий штрек, розташований у породах лежачого боку покладу, використовується для розбурювання рудного масиву віялами глибоких свердловин. Паралельно буряться свердловини, що проходять через лежачий бік покладу. Наступним етапом є коротко-сповільнене підривання свердловин за один вибуховий цикл, від компенсаційного простору до лежачого боку покладу.

Після цього обвалена порода зміщується разом із відбитою рудною масою в зону випуску через випускні отвори.

Під час виконання одноразового вибуху віяла глибоких свердловин та паралельно-наближених свердловин у породних масивах на лежачому боці покладу можна досягти значного переміщення рудної маси на 2,7–3,2 м, що дозволяє перемістити рудну масу з "мертвої" зони в зону випуску. Такий метод дозволяє зменшити втрати руди і збільшити видобуток незасміченої руди.

Запропонований метод технології, що дозволяє зменшити втрати руди, ілюструється на рис. 2.1–2.4. На початковому етапі проходять основні виробки, включаючи відкотний штрек та орти-заїзди з вентиляційним підняттям. Потім проходять виробки в такому порядку: скреперні орти, горизонтальний компенсаційний простір, буровий штрек у лежачому боці покладу, дучки та випускні воронки.

Цей метод дозволяє суттєво підвищити ефективність видобутку руди за рахунок точного і контрольованого випуску та зменшення витрат на додаткові операції в процесі випуску руди.

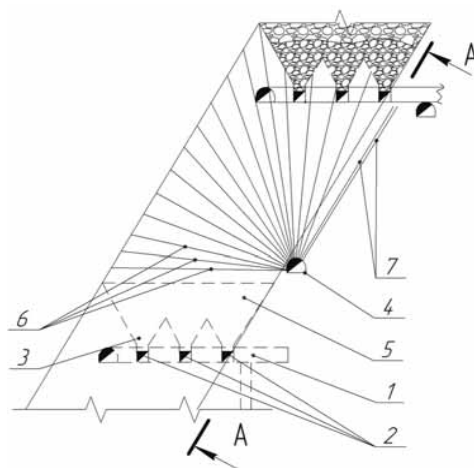


Рис. 2.1. Розріз через хрест простягання рудного покладу, що демонструє повне розбурювання масиву та порід лежачого боку покладу.

Наступним кроком є буріння віял глибоких свердловин (6) та паралельно-наближених свердловин (7) з бурового штреку по породах лежачого боку покладу.

Далі виконується одночасне коротко-сповільнене підривання віями глибоких свердловин і паралельно-наближеними свердловинами на лежачому боці покладу за один вибуховий цикл. Це дозволяє змістити відбиту рудну масу з лежачого боку покладу за межі "мертвої" зони рудного покладу, що, у свою чергу, призводить до зменшення втрат корисної копалини в контурі 10. Зверху відбитої рудної маси (8) знаходяться породи, що налягають, які є порожніми (9). Після цього виконується випуск рудної маси.

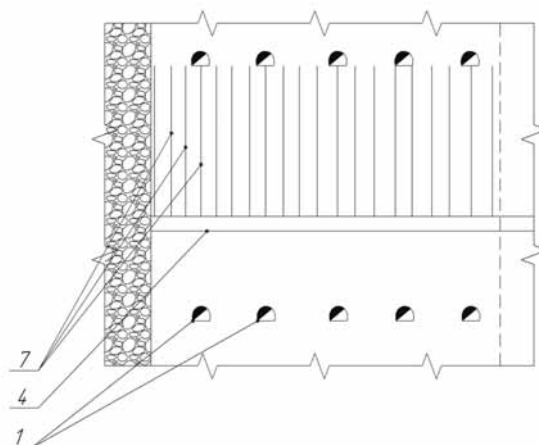


Рис. 2.2. Вертикальна проекція по розрізу А–А

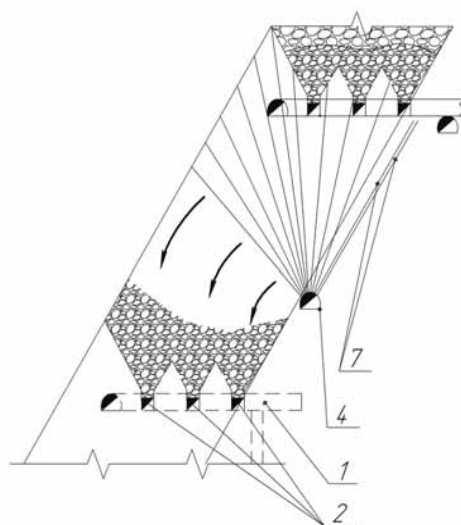


Рис. 2.3. Коротко-сповільнене підривання масиву в хрест простяганням рудного покладу опісля висадження восьми рядів глибоких свердловин

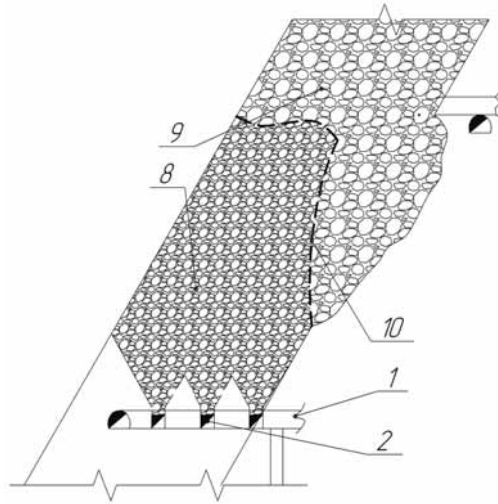


Рис. 2.4. Розріз через хрест простягання покладів після підривання віял глибоких свердловин в рудному масиві та паралельно-зближених свердловин на лежачому боці рудного покладу.

## **Висновки розділу:**

У розділі розглянуто теоретичні та методичні основи розрахунків зміщення відбитої руди з трикутника лежачого боку покладів в зону активного випуску. Це дозволяє вдосконалити технологію відпрацювання похилих рудних покладів та покращити показники видобутку корисної копалини.

Подальше дослідження зосереджене на вдосконаленні технології відпрацювання рудних похилих покладів з метою зменшення втрат у трикутній зоні лежачого боку покладів.

## **РОЗДІЛ 3**

**Покращення технології випуску руди.**

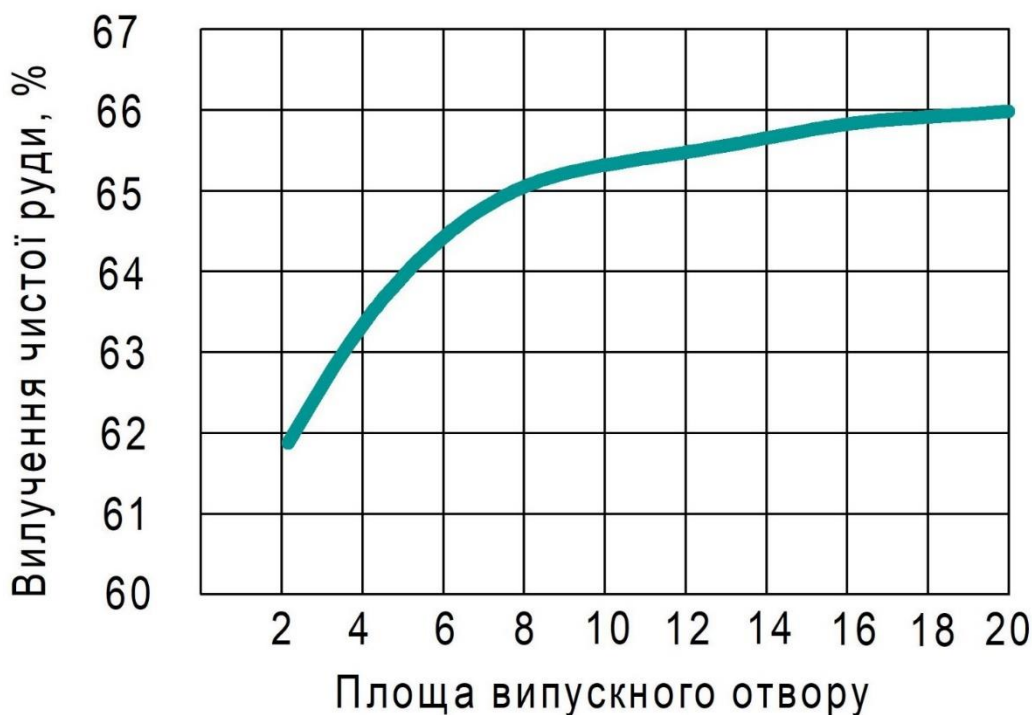
### 3.1. Заходи зниження втрат руди під час випуску з під обвалених порід.

Для досягнення заданої програми випуску необхідно взяти кілька додаткових заходів.

Першим етапом є зменшення розмірів шматків руди при відбійці перших двох-трьох шарів. Це можна досягти зниженням лінії найменшого опору (ЛНО) для глибоких свердловин на 20-30% порівняно з наступними свердловинами.

Для покращення проходження відбитої рудної маси через поперечні отвори розвороту дучки важливо збільшити діаметр випускних отворів до 2 м або застосувати щілинні отвори для випуску руди.

Лабораторні дослідження показують, що при збільшенні діаметра випускного отвору з 1,5 м до 2 м ширина активної зони потоку збільшується з 0,8 м до 1 м. Однак збільшення діаметра отворів не призводить до суттєвого збільшення ширини активної зони потоку. Тому для покращення площі активної зони, через яку буде здійснюватися випуск руди, необхідно використовувати випускні отвори у вигляді щілини шириною 2 м та довжиною 3-4 м [15].



**Рис. 3.1. Залежність впливу вилученої чистої руди від площини випускних отворів.**

Лабораторні дослідження показали, що зі збільшенням довжини випускної щілини не тільки зростає потік рудної маси до горизонтів доставки, але й покращується вилучення чистої відбитої руди до моменту її розубоження та засмічення.

Для заданих горизонтальних розмірів блоків (панелей), оптимальні висоти обваленого шару можна визначити за умови:

$$U = U_1\Delta_1 + U_2\Delta_2 = \max,$$

де:

- $U_1$  — вилучення руди з центральної частини блоку;
- $U_2$  — вилучення руди з приконтактної зони;
- $\Delta_1$  — питома вага центральної частини блоку в загальних запасах;
- $\Delta_2$  — питома вага запасів приконтактної зони.

Вилучення руди з центральної частини блоку можна розрахувати за формулою:

Для визначення  $U_{\max}$ , при різних горизонтальних розмірах панелей і двох бокових поверхнях контактів з пустими породами, зазвичай на практиці використовуються відповідні графіки, побудовані в залежності від висоти обваленого шару.



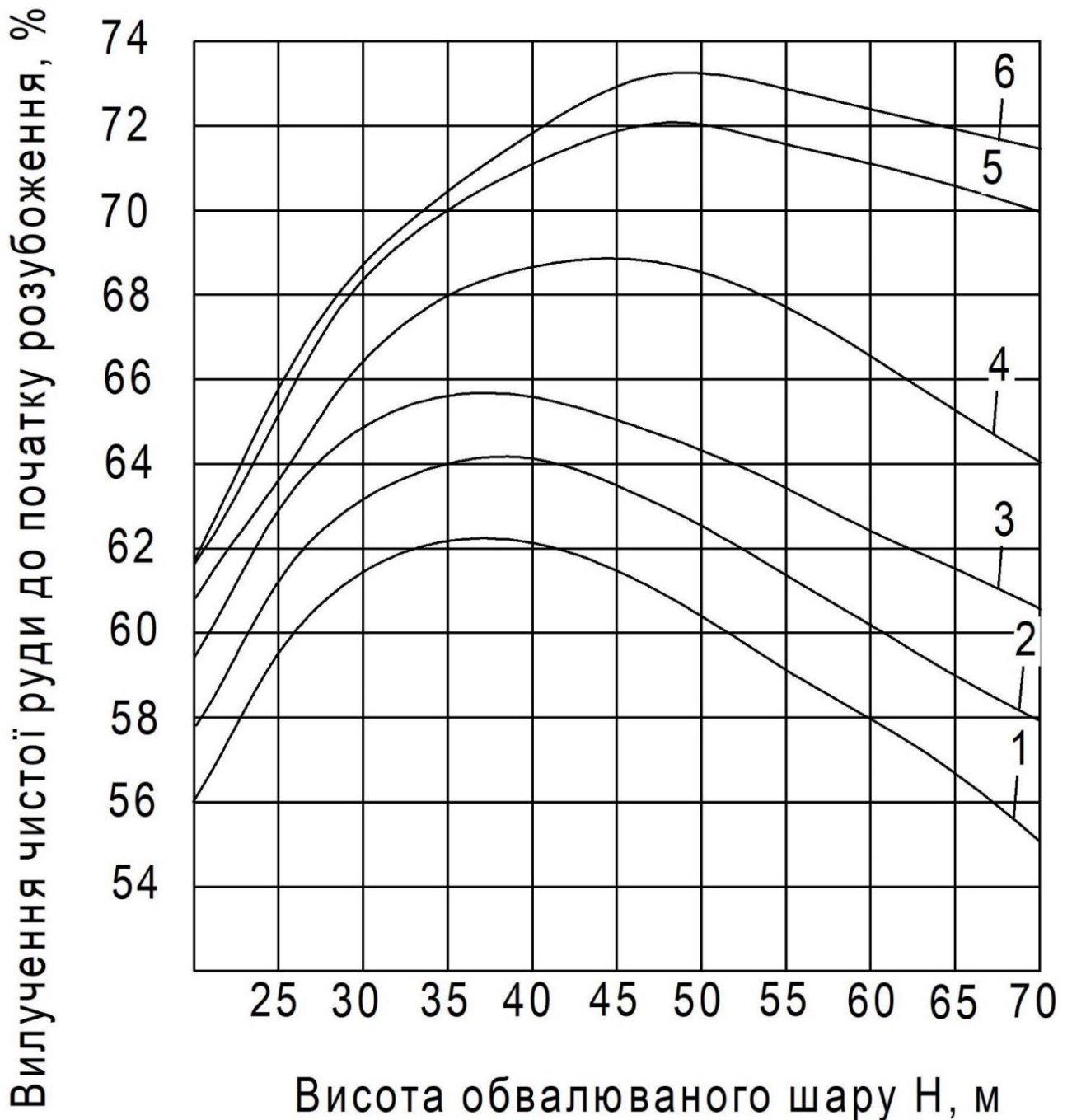
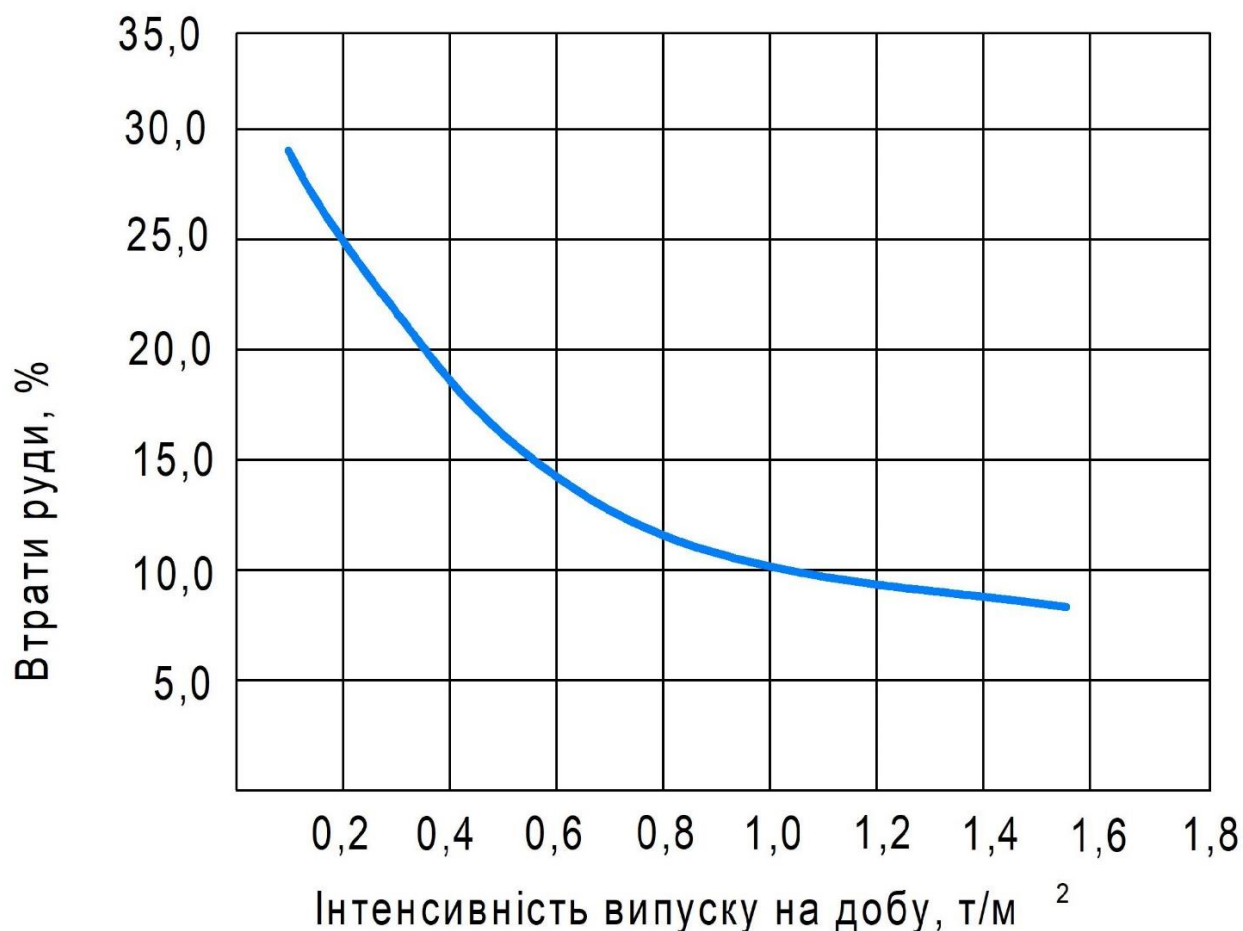


Рис. 3.2. Вилучення чистої руди до початку засмічення та розубоження в залежності від висоти поверхів обвалюваних шарів при двох бічних поверхнях контактів з пустими породами (розміри горизонтальних панелей: 1 – 25x30м; 2 – 25x40м; 3 – 30x40м; 4 – 40x50м; 5 – 50x50м; 6 – 50x60м).

З графіка видно, що при відпрацюванні панелей шириною 25-30 м оптимальна висота обвалюваного шару руди становитиме 35-45 м. Для блоків шириною 40-50 м оптимальна величина обвалюваного шару збільшиться до 50-55 м.

В умовах високого гірського тиску час існування гірничих виробок повинен враховувати додаткові параметри. За науковими дослідженнями, у ситуації активного гірського тиску виробки на прийомному горизонті залишаються стійкими, якщо протягом 2-3 місяців не спостерігається значного зменшення податливості та жорсткості кріплення.



**Рис. 3.3. Залежність втрат від впливу інтенсивності випуску**

З аналізу рис. 3.3 можна зробити висновок, що значний вплив на втрати руди має інтенсивність випуску. У зв'язку з цим, одним з важливих аспектів є збільшення довжини випускних отворів, що дозволяє створити траншейний випуск і підвищити інтенсивність процесу. З цією метою доцільно розглянути дві системи розробки, які можуть задовольнити потреби підприємства. Оскільки на базі шахти вже є самохідна навантажувальна техніка, її використання буде доцільним для покращення ефективності процесу.

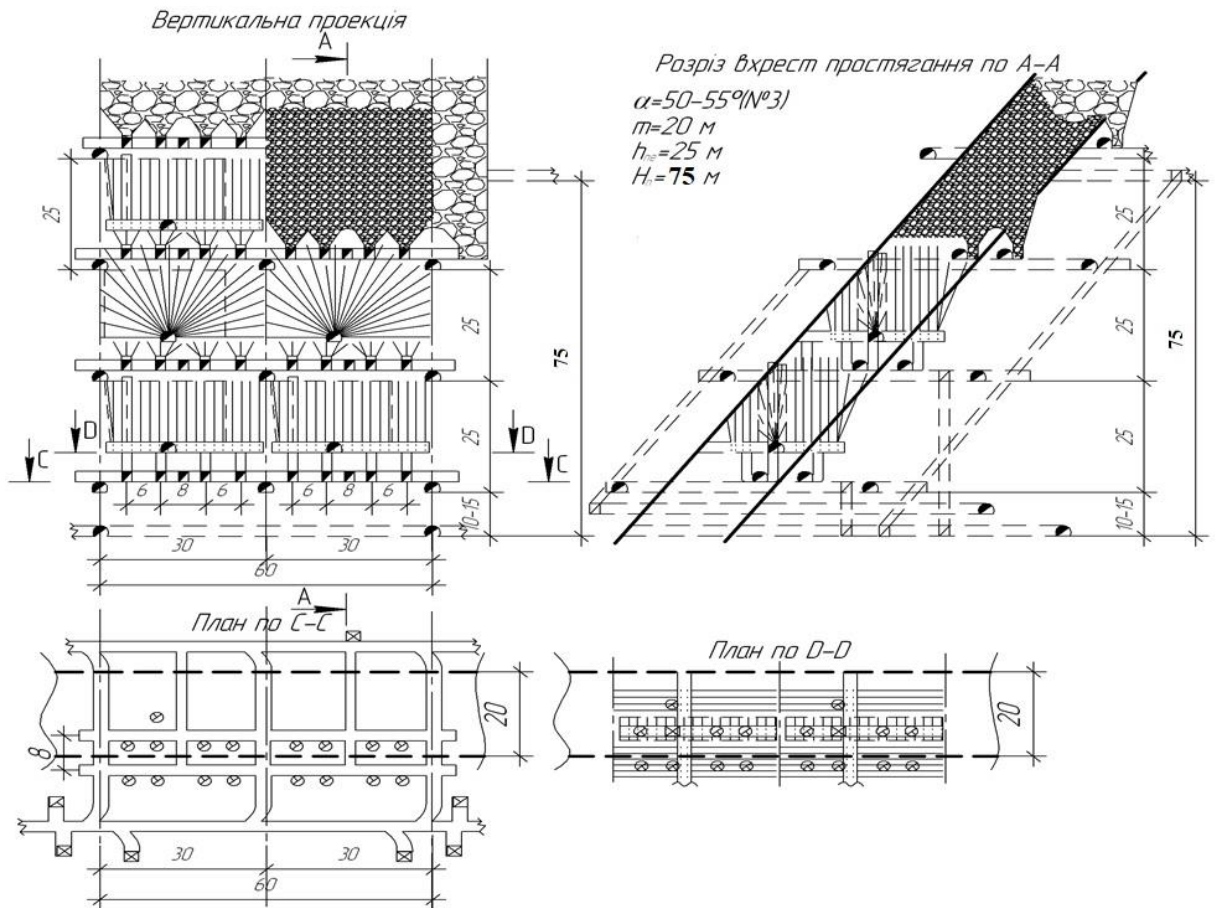
### **3.2. Розрахунок підповерхової системи розробки з відбійкою віялами глибоких свердловин на вертикальний компенсаційний простір.**

Як вже зазначалося, шахта «Артем-1» має значні запаси природно багатих залізних руд. Середня об'ємна вага рудного тіла складає  $3,5 \text{ т/м}^3$ , а коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М. Протод'яконова варіюється від 5 до 7.

Відпрацювання рудного тіла в поперсі здійснюється за допомогою підповерхово-камерної системи розробки.

1. Розмір камери по висоті – 75 м;
2. Довжина камери за простяганням – 30 м;
3. Розмір камери навхрест простяганням – 20 м.

Суть технології полягає в тому, що відбійка залізної руди здійснюється віялами глибоких свердловин, що спрямовані на вертикальну відрізню щілину.



**Рис. 3.4. Базовий варіант системи розробки підповерхового обвалення з доставкою малопродуктивними скреперними лебідками.**

- Засмічення: 13%;
- Втрати руди: 14%;
- Вихід руди з 1 м свердловини: 14 т/м;
- Витрати нарізних робіт: 7-9 м/1000 т.

Для проходки основних виробок пропонується застосувати сучасне самохідне обладнання, зокрема самохідну навантажувальну машину (НДМ) Atlas Copco EST2D, яка використовується при проходці гірничих виробок, а також буровий станок Simba M4C, що призначений для буріння свердловин під час розбурювання рудного масиву. Лінія найменшого опору (ЛНО) між віялами свердловин, а також відстань між кінцями свердловин в бурових віялах приймаються як 3,5 м.

Довжина свердловин визначається графічним методом відповідно до раніше розрахованих параметрів ЛНО і відстані між кінцями свердловин у віалі. Для підготовчих виробок застосовуються сучасне самохідне обладнання, а відрізні підняттєві виробки проходяться за допомогою секційного підривання глибоких свердловин.

Для забезпечення нормальних умов провітрювання гірничих виробок і підтримання неперервного очисного простору, приймається почерговість відпрацювання з висячого боку на лежачий, а також з півночі на південь. Очисне виймання в панелі (блоці) розпочинається зі створення відрізної щілини, яка формується в центральній частині камери за допомогою висхідних глибоких свердловин. В ЛНО між рядами свердловин приймається відстань 2 м.

### **Розподіл запасів руди в блоці по виробках і видам робіт, а також показники видобутку руди.**

Питомі витрати підготовчо-нарізних виробок становитимуть:

$$Q_{\text{скр}} = 3600 \cdot V_c \cdot \gamma_{\text{рр}} \cdot K_n \cdot (T_{\text{см}} - T_{\text{п.з.}}) \cdot l_{\text{скр}} \cdot v_{\text{нав}} + l_{\text{скр}} \cdot v_{\text{пор}} + V_c \cdot \gamma_{\text{рр}} \cdot K_n \cdot H \cdot t_{\text{н.г.}} \\ 100 + t_{\text{пер}}$$

де:

- $V_c$  – ємність скрепера ( $0,4 \text{ м}^3$ );
- $\gamma_{\text{рр}}$  – об'ємна вага руди в розпушеному стані ( $\text{т/м}^3$ );
- $K_n$  – коефіцієнт наповнення скрепера;
- $T_{\text{см}}$  – тривалість зміни (7 год);
- $T_{\text{п.з.}}$  – час на нормовані простої та підготовчі операції (1 година);
- $l_{\text{скр}}$  – довжина скреперування (м);
- $v_{\text{нав}}$  – швидкість руху навантажувального скреперу (м/с);
- $v_{\text{пор}}$  – швидкість руху порожнього скреперу (м/с);
- $t_{\text{пер}}$  – тривалість пауз при переключенні лебідки.

### **Технічна продуктивність НДМ EST2D в таких умовах складе:**

$$=249,1 \text{ т/годину}$$

де:

- $q_k$  – ємність ковша,  $m^3$ ;
- $K_n$  – коефіцієнт наповнення ковша рудою;
- $t_{\Sigma} = t_{\text{нап}} + t_{\text{роз}} + t_{\text{р.в.}} + t_{\text{р.п.}}$  – тривалість одного циклу, хв;
- $t_{\text{нап}}$ ,  $t_{\text{роз}}$ ,  $t_{\text{р.п.}}$  – відповідні етапи циклу для завантаження, розвантаження і транспортування.

### **Експлуатаційна змінна продуктивність машини ST2D становитиме:**

$$\} = 249,1 \cdot 7 \cdot 0,6 = 1046,22 \text{ т/зм}$$

де:

- $T_{\text{зм}}$  – тривалість зміни (год);
- $K_v$  – коефіцієнт використання НДМ в часі протягом зміни.

### **Витрати ПНР та віял глибоких свердловин у блоці:**

- Запаси панелі: 157,5 тис. т;
- Витрати гірничо-підготовчих виробок: 2,56 м/тис. т;
- Пробурено глибоких свердловин: 32 221 м;
- Кількість вибухової речовини (10% недозарядження): 249 393 кг;
- Витрати ВР на 1 т руди: 0,35 кг/т.

Таблиця 3.1. Витрати підготовчо-нарізних виробок і глибоких свердловин по блоку.

№ з.п	Назва виробок	S м <sup>2</sup>	Довжина, м		Об'єм, м <sup>3</sup>	
			по породі	по руді	по породі	по руді
1	2	3	4	5	6	7
<b>I. Підготовчі виробки</b>						
1	Відкатний штрек	10,5	30	-	315	-
2	Орт-заїзд	10,5	42	20	441	840
3	Блоковий рудозвальночн. піднят.	4	10	-	40	-
	Разом		82	20	796	840
<b>II. Нарізні роботи</b>						
1	Ніша АПЛ	3,6	-	30	-	108
2	Штрек лежачого боку, гор.500 м	10,5	-	30	-	441
3	Дучки (10шт)	3,1		31		
4	Орт бур (2шт.)	10,5	-	40	-	1680
5	Відрізний штрек, гор. 500м	10,5	-	30	-	315
6	Відрізний піднятевий	4,0	-	50	-	200
7	Вентиляційний-ходовий піднятевий гор.490-500 м	3,0	45	-	135	-
8	Відрізний штрек, гор. 450 м	10,5	-	30	-	315
9	Штрек лежачого боку гор.450 м	10,5	30	-	315	-
11	Орт ходовий (4шт)	10,5	25	80	1050	3360
12	Госп. піднятевий	2,25	45		112,5	
	Разом	-	305	761	1556	6428
	Всього	-	1066		9667,5	

**Техніко-економічні показники (ТЕП) по блоку: підповерхово-камерної системи розробки:**

- Запас блоку: 157,5 тис. т
- Втрати: 5%
- Засмічення: 5%

**Розмір блоку:**



- Довжина за простяганням: 30 м
- Ширина навхрест простягання: 20 м
- Висота блоку: 75 м

**Питомі витрати виробок балансових запасів на 1000 т: 2,56 м**

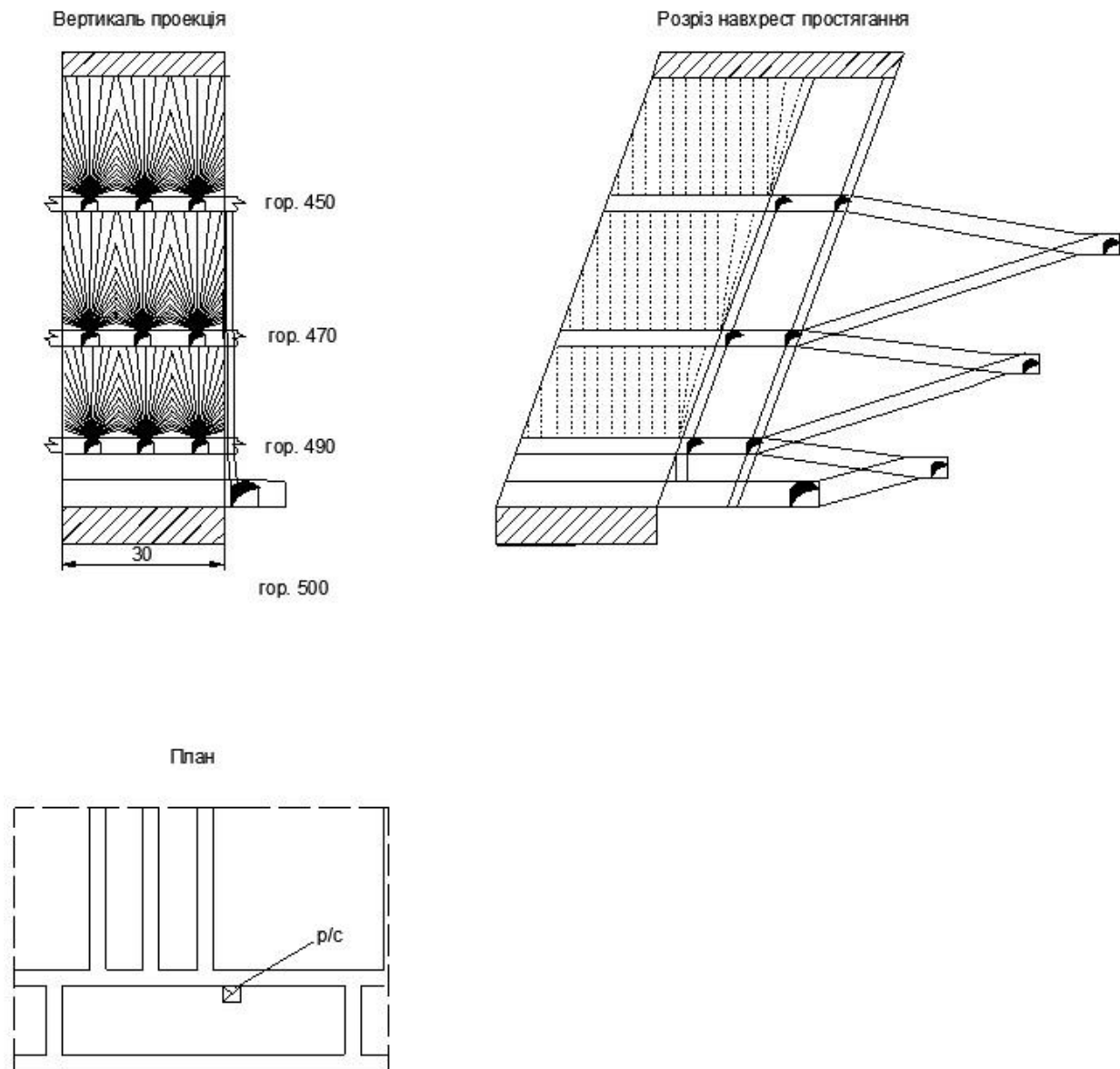
**Витрати вибухових речовин (ВР) на 1 т руди: 0,35 кг**

**Витрати глибоких свердловин на 1000 т (п.м.): 11,56 м**

**Експлуатаційна змінна продуктивність машини: 519 т/зміну**

Ці показники надають чітке уявлення про ефективність розробки та її вплив на витрати і продуктивність у межах конкретного блоку підповерхово-камерної системи розробки.

**3.3. Розрахунок технології підповерхового обвалення з торцевим випуском руди.**



**Рис. 3.5. Підповерхова система розробки з торцевим випуском руди**

Цей варіант розробки, відомий як «Шведський», оскільки його вперше застосували на руднику Кіруна, значно знизив фізичне втручання гірників. Більша частина технологічних процесів тепер виконується за допомогою сучасного обладнання, що підвищує ефективність і безпеку. Проте цей метод має й недоліки, зокрема великі довжини нарізних виробок, що проходять по руді, що вимагає великої кількості буро-доставних ортів. Також спостерігаються суттєві втрати та засмічення, що, згідно з даними LКАВ Kiruna, можуть досягати 18-25%.

У результаті проведених досліджень рекомендовано використовувати технологію підповерхового обвалення з торцевим випуском відбитої руди, що дозволяє значно покращити ефективність процесу. Розміри ортів визначені з урахуванням гірничо-геологічних умов стійкості горизонтальних і вертикальних оголень, а також з розрахунку геометричних розмірів елементів підповерхової системи. Згідно з розрахунками, оптимальні розміри панелей складають:

1. Розмір камери по висоті – 75 м;
2. Розмір камери по простяганню – 30 м;
3. Розмір камери навхрест простягання – 20 м.

Суть технології полягає в тому, що відбійка залізної руди здійснюється за допомогою пробурених віял глибоких свердловин на затиснуте середовище. Для прохідницьких робіт рекомендується використовувати сучасне самохідне обладнання – доставочну машину ST2D фірми Atlas Copco, а також бурові станки Simba L3C для буріння глибоких свердловин. Лінія найменшого опору (ЛНО) для віял глибоких свердловин і відстань між кінцями свердловин у віялі становить 2,5 м при використанні коронок діаметром 105 мм.

Загальна довжина свердловин визначається графічним шляхом на основі параметрів ЛНО та відстані між кінцями свердловин у віялі. Усі підготовчо-нарізні виробки проходяться за допомогою сучасного самохідного обладнання, а відрізні підняттеві проходяться за допомогою секційного підривання комплектів глибоких свердловин. Прибирання породи на прохідницьких підготовчих виробках та при відпрацюванні панелей здійснюється також самохідним обладнанням у рудозвальних підняттевих виробках.

З метою забезпечення належних умов провітрювання гірничих виробок та підтримання безперервного очисного простору, для організації робіт обрано почерговість відпрацювання з висячого боку на лежачий та напрямок ведення робіт з півночі на південь. Очисні роботи в панелі (блоці) починаються з проходки похилого з'їзду, який з'єднується з відкотним горизонтом і буровим

горизонтом, де безпосередньо розташовуватимуться буро-доставні орти. Лінія найменшого опору між рядами свердловин приймається 4 м.

Цей варіант технології дозволяє забезпечити ефективну та безпечну роботу на всіх етапах розробки, зменшити фізичне навантаження на гірників, а також підвищити продуктивність і знизити витрати.

### Розрахунок по заданим параметрам системи розробки

Питомі витрати ПНР виробок складають:

$$l_v = \frac{\Sigma L_{\text{ол}}^p + \Sigma L_{\text{ол}}^n}{0,001 \cdot \Sigma D_{\text{ол}}^p} = \frac{928}{720,800} \approx 1,33 \text{ м/1000т.}$$

Показник вибуховості гірських порід при їх середній міцності

$f = 6$  балів складе:

$$C_0 = 20 \div 56 \times e^{-0.2 \cdot f} = 20 + 56 \times e^{-0.2 \cdot 6} = 36,87$$

Для розрахунку лінії найменшого опору використовуємо наступні параметри:

- $k_n=0,95$  — коефіцієнт неоднорідності масиву;
- $\Delta$  — щільність заряджання вибухової речовини, г/см<sup>3</sup>;
- $\delta=1,0$  — коефіцієнт роботоздатності вибухової речовини (для зерногрануліта АС 79/21);
- $d=2,5\text{м}$  — діаметр свердловини.

Щоб визначити відстань між кінцями свердловин, використовуємо таку формулу:

$$a=m \cdot W$$

де  $a$  — відстань між кінцями свердловин,  $m$  — коефіцієнт зближення свердловинних зарядів,  $W$  — лінія найменшого опору.

$$a = m \cdot W,$$

де  $m$  - коефіцієнт зближення свердловинних зарядів :

$$m = 0,019 \times C_0 + 0,403 = 0,019 \times 36,87 + 0,403 \approx 1,1,$$

$$a = 2,56 \times 0,88 \approx 2,25 \text{ м.}$$

Приймаємо  $a = 2,5 \text{ м}$

Прогнозний вихід руди з 1 метра свердловини можна визначити за наступною формулою:

$$P = \frac{a \times W}{2} \times \gamma_p = \frac{2,5 \times 2,5}{2} \times 3,7 \approx 11,56 \text{ т/м.}$$

Питомі витрати на відбійку 1 т руди розраховуються за наступною формулою:

$$\text{- проектні} \quad q_{\text{вр}}^{\text{гран.}} = \frac{Q_{\text{вр}}^{\text{сп}}}{T_p} = \frac{680949}{157500} \approx 0,95 \text{ кг/т.}$$

де — загальна маса гранульованих вибухових речовин, необхідна для заряджання свердловини, кг;  $i$  — відповідно, балансові запаси руди, що підлягають відбивці.

Випуск руди здійснюється за допомогою самохідної техніки з подальшим навантаженням у вагони через вібролюки типу АШЛ.

Технічна продуктивність НДМ EST2D в таких умовах складе:

$$P_m = \frac{60 \cdot q_k \cdot K_n \cdot \gamma_p}{t_{\text{ц}}} = \frac{60 \cdot 2,4 \cdot 0,8 \cdot 2,4}{4,4} = 62 \text{ т/годину,}$$

$q_k$  — обсяг ковша,  $\text{м}^3$ ;  $K_n$  — коефіцієнт, що визначає заповнення ковша рудою, в одиничних частках;  $t_{\text{ц}} = t_{\text{нап}} + t_{\text{роз}} + t_{\text{р.в.}} + t_{\text{р.п.}}$  — загальний час одного циклу, хвилини;  $K_d = 1,2-1,35$  — коефіцієнт, який враховує динамічні зміни руху машини, включаючи час, необхідний для розгону, гальмування, поворотів і випадкових зупинок.  $t_{\text{нап}} = 0,7-1,0$  — час наповнення ковша, хвилини;  $t_{\text{роз}} = 0,5-0,7$  хв. — час розвантаження ковша.

$t_{\text{р.в.}} = \frac{K_d \cdot l}{v_g}$  — час руху навантаженої НДМ, хв.;  $l$  — довжина доставки, м;

$t_{\text{р.п.}} = \frac{K_d \cdot l}{v_n}$  — час руху порожньої НДМ, хв.;  $v_g, v_n$  — швидкість руху порожньої та

завантаженої НДМ, м/хв.;

$$t_{\text{р.в.}} = 1,36 \times 170 / 100 \approx 2,1 \text{ хв.};$$

$$t_{p.n.} = 1,21 \times 170 / 187 \approx 1,1 \text{ хв.};$$

$$t_{ц} = 0,7 + 2,1 + 1,16 + 0,4 = 4,3 \text{ хв.}$$

Експлуатаційна змінна продуктивність машини ST2D становитиме:

$$P_e = P_m \cdot T_{зм} \cdot K_v = 108 \cdot 7 \cdot 0,71 = 312 \text{ т/зміну.}$$

де :  $K_v = 0,60-0,80$  – коефіцієнт використання НДМ протягом робочої зміни;  $T_{зм}$  – тривалість зміни, год.

Витрати ПНР та глибоких свердловин в блоці (панелі) представлено:

Запаси блоку: 176,500 т;

- витрати гірничо - підготовчих виробок – 1,32 м/тис.т;
- усього пробурено свердловин 78162,2 м;
- кількість ВР (10% недозарядження) = 681142 кг;
- витрати ВР на 1 т руди 0,96 кг/т.

Таблиця 3.2.

Витрати підготовчо-нарізних виробок та глибоких свердловин в межах блоку

№ з.п.	Назва виробок	S м <sup>2</sup>	Довжина, м		Об'єм, м <sup>3</sup>	
			по породі	по руді	по породі	по руді
1	2	3	4	5	6	7
<b>I. Підготовчі виробки</b>						
1	Відкотний штрек	10,5	30	-	315	-
2	Орт-заїзд	10,5	24	30	252	840
3	Блоковий рудозвалочн. піднят.	2,5	45	-	112,5	-
	Разом		82	30	679,5	840
<b>II. Нарізні роботи</b>						
1	Ніші АПЛ (шт.)	3,6	-	6	-	21,6
2	Штрек лежачого боку, м	10,5	-	30	-	480
3	Орт гор. (2шт.)	10,5	-	160	-	2560
4	Вентиляційний-ходовий підняттявий гор. м	2,25	50	-	112,5	-
5	Буродоставочний орт бл.	10,5	-	480	-	7680
	Разом	-	147	786	792	12061
	Всього	-	933		7984	

**Техніко-економічні показники по блоку (панелі) підповерхової системи розробки з торцевим випуском руди:**

- Запас блоку: 172,5 тис. т;
- Втрати руди: 13%;
- Засмічення руди: 22%;

**Розміри блоку (м):**

- Довжина за простяганням: 30 м;
- Ширина навхрест простягання: 20 м;
- Висота блоку: 80 м.

**Питомі витрати підготовчо-нарізних виробок:**

- 1,32 м на 1000 т.

#### **Витрати вибухових речовин (ВР) на 1 т руди:**

- 0,76 кг/т.

#### **Витрати глибоких свердловин (п.м.) на 1000 т:**

1. 12,54 п.м.

#### **Експлуатаційна змінна продуктивність машини:**

- 312 т/зміну.

Ці показники дають змогу оцінити ефективність системи розробки з урахуванням втрат та засмічень руди, а також забезпечити кращу організацію технологічного процесу на шахті з мінімальними витратами та максимальними результатами.

Рис. 3.6. Варіанти торцевого випуску руди: а – з випереджаючою відбійкою руди із залишенням запобіжних ціликів над випускною виробкою; б – пошарова без залишення ціликів над буро-доставною виробкою.

#### **Аналіз варіантів випуску:**

1. **Варіант а** (з випереджаючою відбійкою руди із залишенням запобіжних ціликів) дозволяє контролювати стабільність відбитої руди на лежачому боці. Однак при такій технології можливо зменшення ефективності через необхідність залишати цілики, що може збільшити обсяги втрат руди.
2. **Варіант б** (пошарова відбійка без залишення ціликів над буро-доставною виробкою) має більший потенціал для зменшення втрат, оскільки виключає наявність додаткових матеріалів, які можуть забруднити рудну масу. Проте при цьому спостерігаються великі втрати на лежачому боці та загальні втрати по всьому покладу.



Загалом, кожен з варіантів має свої переваги та недоліки, і вибір залежить від конкретних умов гірничо-геологічних робіт.

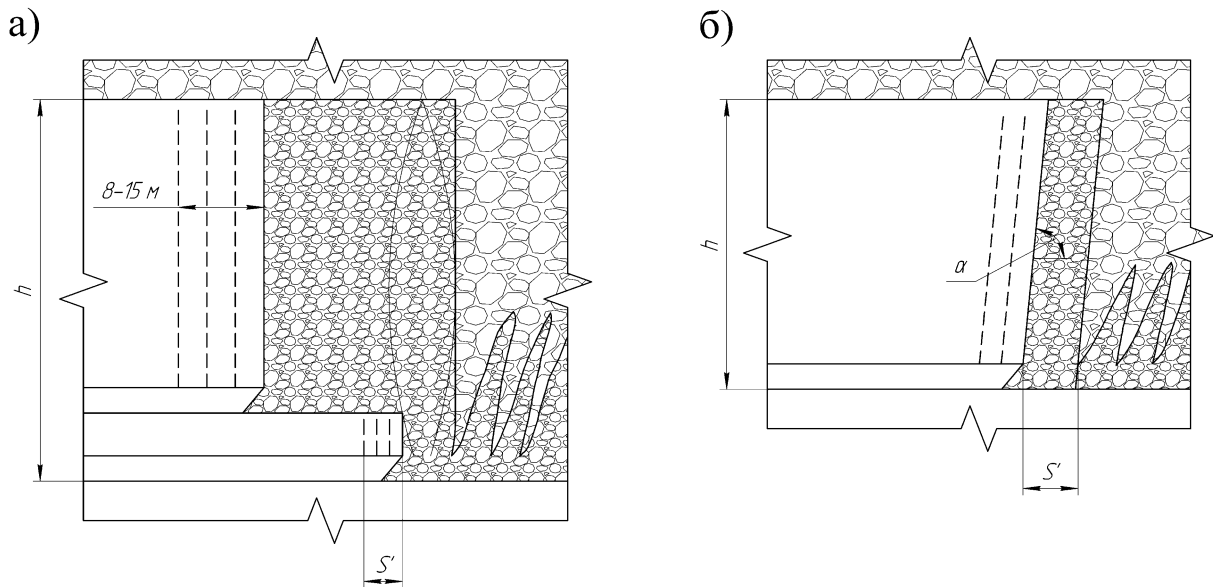


Рис. 3.6. Варіанти торцевого випуску руди: а – з випереджаючою відбійкою руди із залишенням запобіжних ціликів над випускною виробкою; б – пошарова без залишення ціликів над буро-доставною виробкою.

### Аналіз варіантів випуску:

1. **Варіант а** (з випереджаючою відбійкою руди із залишенням запобіжних ціликів) дозволяє контролювати стабільність відбитої руди на лежачому боці. Однак при такій технології можливо зменшення ефективності через необхідність залишати цілики, що може збільшити обсяги втрат руди.
2. **Варіант б** (пошарова відбійка без залишення ціликів над буро-доставною виробкою) має більший потенціал для зменшення втрат, оскільки виключає наявність додаткових матеріалів, які можуть забруднити рудну масу. Проте при цьому спостерігаються великі втрати на лежачому боці та загальні втрати по всьому покладу.

Загалом, кожен з варіантів має свої переваги та недоліки, і вибір залежить від конкретних умов гірничо-геологічних робіт.

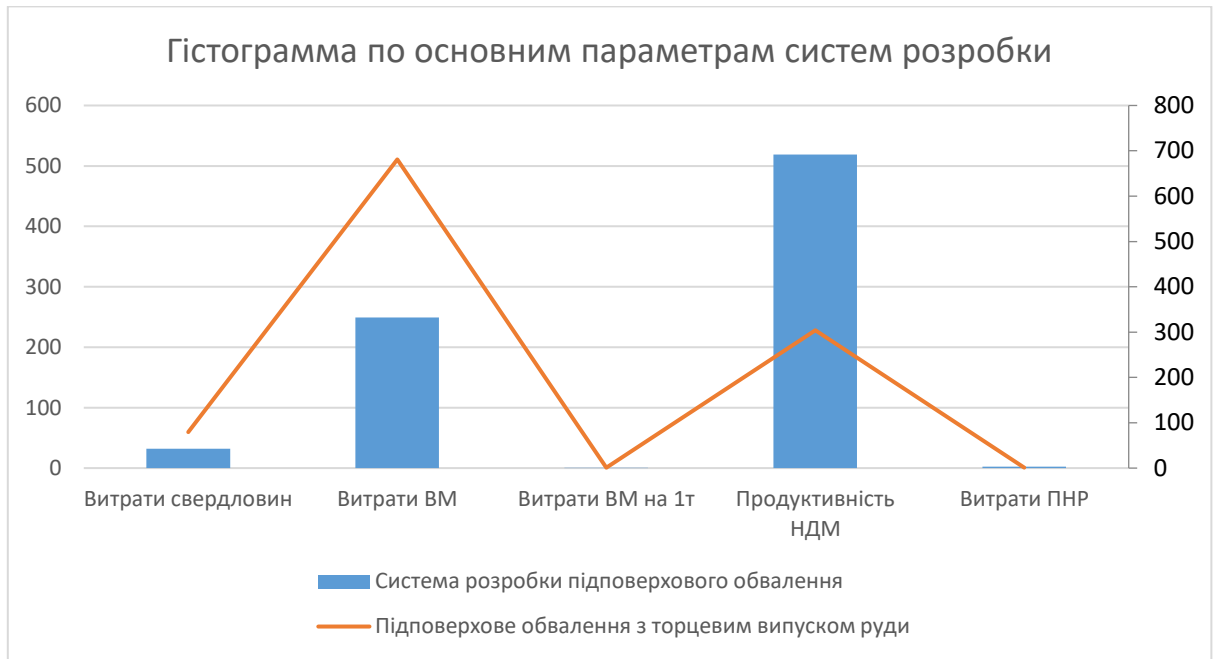


Рис.3.7. Гістограма економічної доцільності представлених видів варіантів.

Будуємо графік залежності від об'єму випущеної рудної маси до кількості випускних воронок

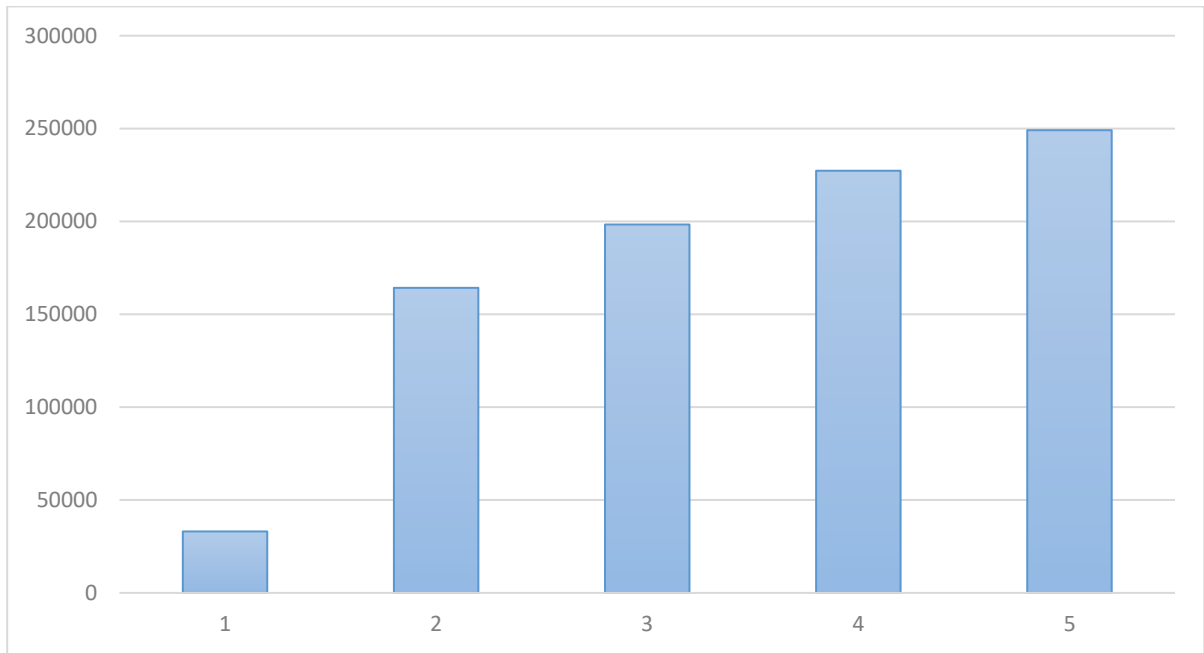


Рис. 3.8. Графік залежності об'єму випущеної руди від кількості випускних воронок.

Графік на рис. 3.8 демонструє, що збільшення кількості випускних воронок веде до збільшення об'єму випущеної руди, однак цей процес не є лінійним. Як показують числові значення, кількість випущеної руди зростає не пропорційно до числа воронок. Це свідчить про те, що додавання великої кількості воронок не завжди призводить до значного зростання випуску руди, і в певний момент ефективність досягнення більшого обсягу руди стає обмеженою.

З економічної точки зору, найбільш ефективним варіантом буде оптимальна кількість випускних воронок, що становить чотири пари. Цей варіант дозволяє досягти найкращого балансу між витратами на обладнання та максимальною кількістю випущеної руди, забезпечуючи економічну ефективність процесу.

## Техніко економічні показники

№ з. п	Показники	Варіанти поверхово-камерної системи розробки та підповерхового обвалення	
		Поверхово камерна	Підповерхово камерна
1	Запаси блоку, тис.т	157,500	157,500
<u>Підготовчо-нарізні вирібки</u>			
2	м	1065	932
	м <sup>3</sup>	9657	7974
<u>Витрати підготовчо-нарізних виробок</u>			
3	м/тис.т	1,49	1,3
	м <sup>3</sup> /тис.т	13,59	11.22
4	Довжина глибоких свердловин, м	32211	79170
5	Витрати ВР на відбійку, кг/т	0,34	0.94
6	Втрати і засмічення, %	5:5	12:20
7	Вміст заліза (магн.) у масиві	27	27
8	Вміст заліза у вилученій руді, %	26,5	26.5
9	Змінна продуктивність НДМ	518	303

## Загальні висновки

Під час аналізу гірничо-геологічних умов відпрацювання рудного покладу на шахті «Артем-1» було встановлено, що умови для використання різних систем розробки, таких як підповерхово-камерні та підповерхове обвалення з торцевим випуском руди, є досить сприятливими. Обидва методи можуть бути ефективно застосовані, але вони мають різні техніко-економічні показники, які значно впливають на вибір найбільш підходящої системи.

Отримані дані показують, що при однакових умовах застосування, техніко-економічні показники різних систем розробки можуть суттєво відрізнитися. У підготовчо-нарізних роботах варіант підповерхового обвалення з торцевим випуском руди має деяку перевагу, але за показниками буро-вибухових робіт значно кращими є результати підповерхової системи розробки. Експлуатаційна змінна продуктивність НДМ при використанні підповерхової системи розробки становить 518 т/зміну, в порівнянні з 303 т/зміну для системи з торцевим випуском.

Також система підповерхового обвалення має значно менші втрати і засмічення, оскільки випускні дучки мають менший перетин порівняно з заходками, що дозволяє збільшувати інтенсивність випуску за допомогою сучасного обладнання.

Таким чином, магістерська робота відповідає поставленій меті та задачам. Розроблена система розробки дозволяє підвищити інтенсивність відпрацювання шахтних блоків та знизити втрати руди завдяки заглибленню заходок на лежачому боці.

## Список використаної літератури

1. Методичні вказівки до виконання магістерської роботи
2. Калініченко В. О. Дослідження показників вилучення руди на основі фізичного моделювання її випуску для умов глибоких горизонтів шахт Кривбасу / Калініченко В. О., Косенко А. В., Хівренко О. Я. // *Качество минерального сырья: Сб. научн. трудов.* – 2017. – Т. 1.
3. В. О. Калиниченко, В. О. Колосов М. І. Ступнік Основи підземної розробки рудних родовищ// *Кривой Рог: Криворожский технический университет.* – 2015. – С. 323.
4. В.К Мартинов, М.Б. Федько Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ [навчальний посібник]. - *Кривий Ріг. Видавничий центр КТУ/ 2010 р.*
5. Офіційний сайт «Вікіпедія» [Електронний ресурс] — Режим доступу - [https://uk.wikipedia.org/wiki/Криворізький\\_залізорудний\\_басейн](https://uk.wikipedia.org/wiki/Криворізький_залізорудний_басейн).
6. Ступнік М.І. Стан і перспективи розвитку підземних гірничих робіт у криворізькому басейні / М.І. Ступнік, В.О. Колосов, В.О. Калініченко // *Розробка родовищ: зб. наук. пр.* — 2013. — Т. 7. — С. 223-228.
7. Тарасютін В.М. Підготовка та відпрацювання блоків глибоких горизонтів потужних залізорудних покладів / В.М. Тарасютін, В.В. Рябець, А.С. Долгий // *Вісник КТУ* — 2011. — №29 — С. 43-47.
8. Дослідження та удосконалення технології відпрацювання покладів з застосуванням самохідної доставочної техніки / М. І. Ступнік, В. О. Калініченко, О. Я. Хівренко [та ін.] // *Вісник КНУ.* – 2016. – Вип. 43. – С. 3-6.
9. Gurmeet Shekhar. Draw Control Strategy and Resource Efficiency in Sublevel Caving State-Of-the-Art / Gurmeet Shekhar, Anna Gustafson, Håkan

Schunnesson. – Printed by Luleå University of Technology, Graphic Production, 2017. – 85 с.

10. <http://www.zgrk.com.ua/>
11. <http://geonews.com.ua/news/detail/korisni-kopalini-i-girnichya-promislovist-6009>.
12. Підвищення ефективності технологічного процесу випуску і доставки руди на базі використання самохідної навантажувально-доставочної техніки / М. І. Ступнік, В. О. Калініченко, В. М. Тарасютін [та ін.] // Вісник КНУ. – Кривий Ріг: КНУ. – 2016. – Вип.41. – С. 141-146.
13. Ступнік Н. И. Пути совершенствования технологии подземной разработки богатых железных руд Кривбасса / Ступнік Н. И, Кудрявцев М. И., Басов А. М. // Вісник КТУ – 2010. – №26 – С. 4-6.
14. Ступнік М. І. Техніко-економічне обґрунтування доцільності застосування самохідної техніки на шахтах Кривбасу / Ступнік М. І., Калініченко В. О., Калініченко О. В. // Науковий вісник НГУ. – 2012. – №5(131). – С.39-43.
15. Неверов С. А. Особенности влияния глубины горных работ на параметры выпуска руды под обрушенными породами / Неверов С. А., Васичев С. Ю. // «Форум гірників – 2012» : матеріали Міжнародної конференції, (Дніпропетровськ, 3-6 жовтня 2012 р.). – Дніпропетровськ, 2012. Т. 1. С. 98-103.
16. Хоменко О. Е. Ресурсосберегающие технологии добычи руд на больших глубинах / Хоменко О. Е., Ляшенко В. И. // Известия вузов. Горный журнал – № 8 – 2018. – С. 23-33.
17. Косенко А. В. Удосконалення та обґрунтування проектних рішень у разі застосування самохідної навантажувально-доставочної техніки на технологічному процесі доставки рудної маси (на прикладі шахти «Октябрська» ПАТ «Кривбасзалізрудком») / А. В. Косенко // Молодий вчений. — 2017. — №2 (42). – С. 183-190.

18. Перспектива и технология обработки магнетитовых кварцитов в Кривбассе / Караманиц Ф. И. и др. // Разработка рудных месторождений научно-техн. сборник. – Кривой Рог: КТУ. – 2008. – Вып.92. –С. 46-50.
19. Калиниченко В. А. Тенденции в развитии горнодобывающего комплекса и проблемы технического перевооружения подземных рудников. Монография. / Калиниченко В. А., Жуков С. А., Калиниченко Е. В. – Кривой Рог: Минерал, 2007. – 172 с.
20. Jan Blachowski. Numerical modelling of rock mass deformation in sublevel caving mining system / Jan Blachowski, Steinar Ellefmo // Acta Geodyn. Geomater. – 2012. – vol. 9. (no. 3 (167)). – Pp. 379-388.
21. Keeping up with caving. Mining magazine. Com – June 2012. – Pp. 46-64.
22. Villegas T. Investigation of surface subsidence due to sublevel caving / T. Villegas, E. Nordlund // Proceedings of the second International Seminar on Block and Sublevel Caving [Caving 2010], (Perth, Australia, 20–22 April 2010) – Perth, Australian Centre for Geomechanics, 2010. – Pp. 181-188.
23. Castro R.L. Determination of drawpoint spacing in panel caving: a case study at the El Teniente Mine / Castro R.L., Vargas R., F. de la Huerta // The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. – 2012. – volume 112. – Pp. 871-876.