

Міністерство освіти і науки України  
«Криворізький національний університет»

Кваліфікаційна наукова  
праця на правах рукопису

ПОЧТАРЬОВ ОЛЕКСІЙ ВАСИЛЬОВИЧ

УДК 622.272:622.646

**ДИСЕРТАЦІЯ**

УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ЗАСОБІВ УПРАВЛІННЯ ЯКІСТЮ  
ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ

184 – Гірництво

18 – Виробництво та технології

Подається на здобуття наукового ступеня доктора філософії

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

О.В. Почтарьов

Науковий керівник **Калініченко Всеволод Олександрович**, доктор  
технічних наук, професор

Кривий Ріг – 2024

## АНОТАЦІЯ

*Почтарьов О.В.* Удосконалення технологічних засобів управління якістю залізорудної сировини при підземній розробці. – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора філософії за спеціальністю 184 Гірництво. – Криворізький національний університет МОН України, Кривий Ріг, 2024.

Важливою проблемою, притаманною процесам виробництва товарної продукції при підземній розробці залізорудних родовищ, є необхідність підтримання високих якісних показників залізорудної сировини згідно з вимогами металургійного виробництва. Проблема підтримання високих якісних показників видобутої залізної руди особливо загострилася з переходом на відпрацювання глибоких горизонтів, погіршенням гірничо-геологічних умов залягання родовищ, відставанням розвитку сучасних технологій видобутку, особливо технологій відбійки та випуску відбитої руди. Ці фактори призводять до зниження повноти вилучення балансових запасів руди до 80-84% від ресурсів видобувного блока. Крім того, засмічення відбитої рудної маси пустими породами призводить до зниження на 1,5-12% (абс.) вмісту заліза порівняно з вихідним вмістом заліза в рудному масиві. Отже, удосконалення технології підземної розробки залізних руд з метою управління якістю товарної сировини є актуальною науково-технічною задачею, яка має важливе наукове та практичне значення для підвищення ефективності підземних гірничих робіт і підвищення повноти вилучення корисних копалин з надр.

Метою роботи є теоретичне і експериментальне обґрунтування та розроблення ефективних технологічних засобів очисного виймання залізних руд підземним способом, які забезпечують підвищення якості товарної сировини та її відповідність вимогам металургійного переділу.

Наукова новизна одержаних результатів характеризується наступним:

- уперше встановлено залежність універсального інтегрального показника величини максимального відхилення свердловин  $\Delta l$  від проектного контуру в залежності від довжини свердловин та куту перетину буровою коронкою пластів руди при відпрацюванні шаруватих покладів багатих залізних руд;

- визначено кількісні залежності діаметра середнього куска відбитої руди та виходу негабаритних кусків руди при різних кутах перетину шарів рудного покладу, довжини глибоких свердловин та максимального відхилення свердловин від проектного контуру;

- уперше визначено коефіцієнт ітерації відхилення  $i - \bar{i}$  свердловини від проектного контуру;

- уперше визначено закономірності розподілу та співвідношення величин максимальних головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву при формуванні вертикальної компенсаційної камери та запропонованої компенсаційної камери шатрової форми, яка має вигляд високої трикутної призми;

- уперше визначено залежність величини втрат відбитої руди в «мертвій зоні» лежачого боку покладу від кута падіння та потужності рудного покладу для технологій з формуванням «блокових уловлюючих воронок»;

- дістали подальший розвиток теоретичні основи визначення параметрів сполучення випускної траншеї з навантажувальною нішею при фронтальному зануренні ковша НДМ під кутом  $90^\circ$  до навалу відбитої руди.

Практичне значення отриманих результатів полягає в розробленні:

- шляхів розв'язання науково практичного завдання вдосконалення технологічних засобів управління якістю залізородної сировини при підземній розробці залізородних родовищ;

- методики розрахунку параметрів БВР з урахуванням відхилення свердловин від проектного контуру в залежності від довжини свердловин,

кута перетину свердловиною пластів руди при відпрацюванні шаруватих покладів багатих залізних руд;

- методики розрахунку обсягу навантажувальної ніші з фронтальним навантаженням руди при формуванні новітньої технології її сполучення з випускною траншею в залежності від основних технологічних параметрів;

- методики розрахунку втрат відбитої руди на лежачому боці покладу для рекомендованої технології видобутку руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу через «блокові уловлювальні воронки»;

- високоефективних новітніх технологій видобутку багатих залізних руд для різних потужностей рудних покладів, які дозволили вдосконалити технологічні засоби управління якістю залізородної сировини при підземній розробці рудних родовищ;

- методів поліпшення якісних показників залізних руд за рахунок упровадження нової технологічної схеми, яка дозволить підвищити якість товарної продукції до світових вимог.

У першому розділі роботи проаналізовано сучасний стан сировинної бази Кривбасу. Виконано аналіз та узагальнено причини високих показників втрат і засмічення руди в умовах підземного видобутку залізних руд у Криворізькому басейні.

Встановлено, що важливою проблемою, яка супроводжує процес виробництва товарної продукції при підземній розробці залізородних родовищ, є зниження якості та високі втрати відбитої руди. Погіршення показників видобутку обумовлено неповним видобуванням балансових запасів руди при її відбійці та випуску з очисного простору. Засмічення відбитої руди пустими породами призводить до зниження вмісту заліза у видобутій рудній масі порівняно з вмістом заліза в рудному масиві.

На підставі виконаного аналізу встановлено, що якість залізородної сировини є основним показником, який забезпечує його конкурентоспроможність на внутрішньому й зовнішньому ринках. Якість

залізорудної продукції формується в процесі видобутку рудної маси та її переробки в товарну продукцію.

Проведений аналіз дозволив визначити, що якість відбитої руди доцільно розглядати як об'єднання кількох взаємозалежних та взаємовпливових понять «якості», а саме:

по-перше – це поняття якості відбійки або фрагментації відбитої руди;

по друге – це поняття якості вилученої рудної маси з урахуванням втрат та розубоження (засмічення) відбитої руди пустими породами при її випуску з очисних блоків;

по третє – це поняття якості, як критерію вмісту заліза в руді, яка постачається металургійним підприємствам.

У другому розділі роботи виконано дослідження впливу буровибухових робіт на якісні показники видобування відбитої руди з очисних блоків.

Наголошено, що при проектуванні буровибухових робіт необхідно визначати оптимальні показники відбійки, які задовольняли б вимогам як до якості подрібнення руди при відбійці, так і вимогам до зниження собівартості БВР загалом.

Установлено, що якість фрагментації руди вибухом безпосередньо впливає на наступні процеси випуску і доставки відбитої руди. Наявність великих негабаритних кусків збільшує кількість зависань руди в дучках, а дрібні пилюваті частинки схильні до злежування відбитої руди та негативно впливають на подальші процеси переробки залізної руди в металургійну продукцію.

Серед основних причин неякісного подрібнення руди при БВР було визначено ключову причину, а саме відхилення свердловин відносно проєктного контуру.

Виконані дослідження дозволили виявити основні закономірності викривлення глибоких свердловин.

Установлено, що якість відбитої руди залежить від обсягу компенсаційного простору. Чим більший компенсаційний простір, тим більшу кількість чистої, незасміченої руди буде видобуто з блока.

На підставі виконаних досліджень запропоновано удосконалену шатрову форму компенсаційної камери, яка має вигляд високої трикутної призми.

Визначено величину максимальних головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву при формуванні вертикальної компенсаційної камери та запропонованої компенсаційної камери шатрової форми.

Обробка результатів моделювання здійснювалася методами математичної статистики. Величина похибки на перевищує 12–15 %.

У третьому розділі виконано дослідження процесів випуску та доставки відбитої руди на якість видобутої рудної маси.

Установлено, що одним із основних факторів, які впливають на повноту видобування руди з очисних блоків, є проблема зменшення обсягів втрат відбитої руди в малорухомій «мертвій зоні» лежачого боку покладу.

Визначено основні технології виймання запасів «мертвої зони». Установлено, що основним недоліком класичних технологій є високі витрати на випуск та транспортування пустих порід і значні матеріальні витрати на проходку додаткових підповерхових уловлювальних виробок.

Для ліквідації вказаних недоліків запропоновано технологію видобутку руди з малорухомої «мертвої зони» лежачого боку покладу, яка отримала назву – випуск через «блокові уловлювальні воронки».

На підставі виконаних досліджень та отриманих результатів багатофакторного експерименту визначено залежність величини втрат відбитої руди в «мертвій зоні» лежачого боку покладу від кута падіння та потужності рудного покладу для технологій з формуванням «блокових уловлювальних воронок».

Визначено, що при сучасному розвитку техніки й технології найбільш прогресивним способом випуску й доставки відбитої руди з очисних блоків є

технології із застосуванням ефективних навантажувально-доставочних машин з використанням випускних траншей.

Доведено, що головним недоліком класичних траншейних схем є неповнота навантаження ковша машини при зануренні його під кутом до навалу відбитої руди. Це зменшує ефективність використання самохідних НДМ на доставці відбитої руди.

Крім того, при зануренні ковша НДМ під кутом до навалу збільшується навантаження на один з боків машини, що викликає відповідні негативні трансформації конструкції НДМ.

З метою ліквідації вказаних недоліків розроблено та запропоновано конструкції днища блока з випускними траншеями з фронтальним навантаженням руди при зануренні ковша НДМ під кутом  $90^\circ$  до навалу.

Запропоновано методику розрахунку обсягу навантажувальної ніші залежно від основних технологічних параметрів.

Доведено, що запропоновані технології дозволяють збільшити обсяг завантаження ковша навантажувально-доставної машини.

Установлено, що фронтальне навантаження руди при зануренні ковша НДМ під кутом  $90^\circ$  до навалу ліквідує негативний ефект підвищеного одностороннього навантаження на один з боків машини, який викликає відповідні негативні трансформації конструкції НДМ при навантаженні ковша при традиційних технологіях.

Запропонована технологія забезпечує максимальну ефективність маневрування навантажувально доставної машини та скорочення циклу «навантаження–доставка», зменшує обсяг проходки гірничопідготовчих виробок.

Скорочення часу навантаження ковша відбитою рудою та підвищення продуктивності навантажувально-доставної техніки дозволяє знизити негативний вплив гірського тиску на виробки днища блока за рахунок скорочення часу відпрацювання блока.

У четвертому розділі наведено результати впровадження нових високоефективних та екологічно безпечних технологій підвищення якості руди при підземній розробці залізорудних родовищ. Запропоновано високоефективні новітні технології видобутку багатих залізних руд для різних потужностей рудних покладів, які дозволили удосконалити технологічні засоби управління якістю залізорудної сировини при підземній розробці рудних родовищ.

За результатами проведених досліджень, з урахуванням досвіду роботи підприємств Кривбасу, рекомендовано технологічну схему, що дозволить підвищити якість товарної продукції до світових вимог.

Рекомендована технологічна схема дозволить отримати високі прогнозні результати підвищення якості товарної продукції, отриманої із залізних руд підземного видобутку Кривбасу.

Проведені дослідження дозволили встановити, що гірничо-металургійна промисловість, як і інші енергоємні галузі, стикається з проблемами скорочення викидів двоокису вуглецю. Для виробництва сталі традиційним способом це означає необхідність фундаментальних технологічних змін.

Ці зміни вимагатимуть нового погляду на сировинні ресурси. З погляду рудної сировини, у найближчі десять років ми очікуємо підвищені вимоги до її якості, представленої переважно вмістом заліза в руді.

Доведено необхідність пошуку нових, сучасних способів підвищення якості криворізьких залізних руд, можливо, з урахуванням досвіду надсучасних технологій на провідних гірничодобувних підприємствах світу.

Виходячи з новітнього досвіду та перспектив на майбутнє, можна зробити висновок, що серед базових технологічних процесів, які є інноваційними та не мають конкуренції в Україні, будуть процеси ITmk3, FASTMET/FASTMELT та Midrex.

Виконані дослідження дозволили сформулювати теоретичні основи й розробити методику визначення основних параметрів технологічних засобів



управління якістю залізорудної сировини при підземній розробці залізорудних родовищ. Додатковий прибуток, отриманий за рахунок реалізації залізної руди більш високої якості, яка буде видобута при впровадженні запропонованої технології, становитиме 21 465 000 грн на рік (акти впровадження в Додатках Б, В).

**Ключові слова:** родовище, поклад, підземна розробка, руда, якість, компенсаційний простір, свердловина, відбійка, буро-вибухові роботи, заряд вибухівки, масовий вибух, випуск, збагачуваність, напружено-деформований стан.

**Основні положення та результати дисертації опубліковано в таких працях:**

**Статті, які включено до міжнародних наукометричних баз,  
статті в наукових виданнях інших держав та в наукових  
фахових виданнях України:**

1. Почтарьов О.В. Підвищення якості відбійки руди в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» / Ступнік М.І., Хівренко О.Я., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Почтарьов О.В. // Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2021. Вип. 52. С. 3 – 10.

<http://iomining.in.ua/wp-content/uploads/VKNU/%D0%92%D0%9A%D0%9D%D0%A3-52.pdf>.

2. A. Pochtarev. Technological measures to enhance efficiency of mining ore from stopes applying self-propelled equipment / M.I. Stupnik, O.V. Kalinichenko, A. Pochtarev // E3S Web Conf. Volume 280, 2021 Second International Conference on Sustainable Futures: Environmental, Technological, Social and Economic Matters (ICSF 2021). 30 June 2021. P. 1–8.

<https://doi.org/10.1051/e3sconf/202128008010>. (Scopus).

3. A.V. Pochtarev. Improvenemt of ore drawing technology and mined iron ore grade in underground mining / M.I. Stupnik, O.V. Kalinichenko, A.V. Pochtarev // Innovative development of resource-saving yechnologies and

sustainable use of natural resources : proceeding of the 4rd International scientific and technical conference. – Petroşani, Romania : UNIVERSITAS Publishing, 2021. – Edition 4. – P. 137–139.

<http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/4138>.

<https://ep3.nuwm.edu.ua/22061/1/4rd%20INTERNATIONAL%20SCIENTIFIC%20CONFERENCE.pdf>. (Scopus).

4. Pochtarev A. Підвищення якості руди при використанні самохідної навантажувально-доставочної техніки / Ступнік І. М. І., Калініченко В. О., Калініченко О. В., Pochtarev A. // Матеріали науково-технічної інтернет-конференції "Розвиток промисловості та суспільства". Кривий Ріг, 2021. С. 3.

[http://www.knu.edu.ua/storage/files/2/Наука/Конференції/Конференції%202021/Розвиток/Тези\\_%202021\\_%20OK2.pdf](http://www.knu.edu.ua/storage/files/2/Наука/Конференції/Конференції%202021/Розвиток/Тези_%202021_%20OK2.pdf).

5. Alexey Pochtarev. Improvement of extracted iron ore grade in underground mining / Mykola Stupnik, Vsevolod Kalinichenko, Olena Kalinichenko and Alexey Pochtarev // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 970, III International Conference "Essays of Mining Science and Practice" 06/10/2021 - 08/10/2021 Dnipro. P. 1–8.

<https://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/970/1/012048>. (Scopus).

6. Alexey Pochtarev. Study and enhancement of underground mining technologies to prevent earth's surface failures / Mykola Stupnik, Olena Kalinichenko, Mykhailo Fedko, Mykhailo Hryshchenko, Vsevolod Kalinichenko, Serhii Chukharev, Sofiia Yakovleva, Alexey Pochtarev // Revista Minelor / Mining Revue (MinRv). University of Petrosani, Romania. 2022 - Vol 28: Nr. 1. P. 46 – 53.

<https://sciendo.com/it/article/10.2478/minrv-2022-0004>.

7. Pochtarev, Alexey. Methodology enhancement for determining parameters of room systems when mining uranium ore in the SE "SKHIDGZK" underground mines, Ukraine / Stupnik, Mykola; Kalinichenko, Vsevolod; Kalinichenko, Olena; Pochtarev, Alexey; Fedko, Mykhaylo; Pysmennyi, Serhii // Mining of Mineral Deposits. ISSN 2415-3443 (Online) | ISSN 2415-3435 (Print).

Journal homepage <http://mining.in.ua>. Volume 16 (2022), Issue 2, pp. 33-41.  
<https://doi10.33271/mining16.02.033>. (Scopus).

8. Alexey Pochtarev. Enhancement of the quality of marketable iron ore products of Kryvyi Rih iron ore basin. / Mykola Stupnik, Tetiana Oliinyk, Alexey Pochtarev, Olena Kalinichenko and Vsevolod Kalinichenko // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 1156, IV International Conference "ESSAYS OF MINING SCIENCE AND PRACTICE" (RMGET-2022) 09/11/2022 - 11/11/2022 Dnipro, Ukraine. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012031>. (Scopus).

9. Почтарьов О.В. Дослідження впливу відхилення свердловини від проектного контуру на якість подрібнення руди / Почтарьов О.В., Калініченко О.В., Калініченко В.О., Кучерук, М. О. // «Вісник НУВГП» випуск 1 (97) 2022 р. - С. 189-194.

<https://ep3.nuwm.edu.ua/24830/1/Vt9717%20%281%29.pdf>.

### **Патенти України:**

10. Почтарьов О.В. Патент 150784 Україна, МПК E21C 41/16. Спосіб підготовки очисного блоку / Ступнік М.І., Калініченко В.О., Кривенко О.Ю, Калініченко О.В., Почтарьов О.В., Грищенко М.А.; заявл. 14.06.21; опубл. 20.04.22, Бюл. №16.

### **ANNOTATION**

Pochtarev O.V. Improvement of technological means of quality management of iron ore raw materials in underground mining. – Qualifying scientific work as a manuscript.

Thesis for a Doctor of Philosophy degree (speciality 184 Mining) – Kryvyi Rih National University of the Ministry of Education and Science of Ukraine, Kryvyi Rih, 2024.

The need to maintain high quality indicators of iron ore raw materials in accordance with requirements of metallurgical production is an important problem inherent in production of marketable products in iron ore underground mining. The issue of maintaining high quality indicators of mined iron ore has become especially acute due to transition to mining deep levels, deterioration of mining and geological conditions of deposits, the lag in modern mining technologies, especially those of ore breaking and drawing. These factors lead to a decrease in the ratio of balance ore reserves extraction to 80-84% of mine block resources. In addition, dilution of the broken ore mass with waste rocks results in a 1.5-12% (abs.) decrease in the iron content compared to the initial iron content in the ore massif. Thus, improvement of the technology of underground mining of iron ores in order to manage the quality of marketable raw materials is an urgent scientific and technical task of great scientific and practical importance leading to improvement of underground mining efficiency and increase in the ratio of mineral extraction from the subsoil.

The work aims to theoretically and experimentally substantiate and develop efficient technological means for iron ore extraction by the underground method, which ensure an increase in the quality of marketable raw materials and their compliance with requirements of metallurgical production.

The scientific novelty of the obtained results is characterized by the following:

- for the first time, the dependency of the universal integrated indicator of the value of the maximum deviation of boreholes  $\Delta l$  from the design contour on the length of the boreholes and the angle of the bit intersecting ore layers when mining stratified deposits of rich iron ores is established;
- quantitative dependencies of the diameter of an average piece of broken ore and the yield of oversized lumps of ore at different angles of intersection of the ore deposit layers, the length of longholes and the maximum deviation of the boreholes from the design contour are determined;

- for the first time, the iteration coefficient of deviation of the i-th borehole from the design contour is determined;
- for the first time, the regularities of distribution and correlation of the values of the maximum principal stresses  $\sigma_1$  of the rock massif in creating a vertical compensation room and the proposed high triangular prism-shaped compensation room are determined;
- for the first time, the dependency of the amount of broken ore losses in the “dead zone” of the deposit footwall on the dip and thickness of the ore deposit for technologies involving formation of “block collecting funnels” is determined;
- the theoretical bases for determining parameters of the connection of the draw trench with the loading niche at the frontal loader bucket digging-in angle of  $90^\circ$  to the muckpile are further developed.

The practical significance of the obtained results consists in developing:

- ways to solve the scientific and practical problem of improving technological means of quality management for iron ore raw materials in underground mining of iron ore deposits;
- methods for calculating drilling and blasting parameters considering the deviation of boreholes from the design contour depending on the length of the longholes, the angle of intersecting ore layers by the boreholes when mining stratified deposits of rich iron ores;
- methods for calculating the volume of the loading niche with the frontal load of ore in developing the innovative technology of its connection with the draw trench depending on the main technological parameters;
- methods for calculating broken ore losses on the deposit footwall for the recommended technology of ore extraction from the “dead zone” of the deposit footwall through “block collecting funnels”;
- highly efficient new technologies for rich iron ore extraction for various thicknesses of ore deposits, which enable improvement of the technological means

of managing the quality of iron ore raw materials in underground mining of ore deposits.

– methods of improving the quality indicators of iron ores through implementation of a new flowsheet which will bring the quality of marketable products to the global level.

The first section of the work presents the analysis of the current state of the Kryvbas raw material base and causes of high rates of ore losses and dilution in underground mining of iron ores in the basin.

It is established that production of marketable products during underground mining of iron ore deposits is accompanied by a quality decrease and high losses of broken ore. Deterioration of production indicators is due to incomplete extraction of balance reserves during ore breaking and drawing from the stoping space. Dilution of broken ore with waste rocks leads to a decrease in the iron content in the mined ore mass compared to that in the ore massif.

Based on the analysis conducted, it is determined that the quality of iron ore raw materials is the main indicator that ensures its competitiveness in the national and foreign markets. The quality of iron ore products is formed in the process of mining the ore mass and its processing into marketable produce.

The analysis conducted enables determining that the quality of the broken ore should be considered as a combination of several interdependent and mutually influential concepts of “quality”, namely:

- firstly, it is the concept of the quality of breaking or fragmentation of the broken ore;
- secondly, it is the concept of the quality of the extracted ore mass considering losses and dilution of the broken ore by waste rocks during its drawing from stoping blocks;
- thirdly, it is the concept of quality as a criterion for the iron content in ore supplied to metallurgical enterprises.

The second section of the work studies the impact of drilling and blasting on the qualitative indicators of broken ore extraction from stoping blocks.

It is emphasized that when designing drilling and blasting operations, it is necessary to determine the optimal indicators of breaking, which would meet the requirements for both the quality of ore fragmentation during breaking and the requirements for reducing the cost of drilling and blasting in general.

It is established that the quality of ore fragmentation by blasting directly impacts the subsequent processes of broken ore drawing and handling. Availability of oversized lumps increases the number of ore congestions in drawpoints, and small dusty particles are prone to caking and adversely impact the further iron ore processing into metallurgical products.

Deviation of boreholes from the design contour is identified as the key reason among the main ones for poor-quality ore fragmentation at drilling and blasting.

The research conducted enables identifying the main regularities of longhole curving.

It is established that the broken ore quality depends on the volume of the compensation space. The larger the compensation space is, the greater the amount of pure undiluted ore is extracted from the block.

Based on the research conducted, a high triangular prism shape is proposed for the compensation room

The value of the maximum principal stresses  $\sigma_1$  of the rock massif during creation of a vertical compensation room and the proposed prism-shaped compensation room is determined.

The modeling results are processed applying the mathematical statistics methods. The error does not exceed 12-15%.

The third section studies the impact of broken ore drawing and handling on the quality of the mined ore mass.

A decrease in the volume of broken ore losses in the slow-moving “dead zone” of the deposit footwall is identified as one of the main factors impacting the ratio of ore extraction from stoping blocks.

The main technologies of extraction of “dead zone” reserves are determined. High costs of waste rocks drawing and transportation and significant material costs for creating additional sub-level collecting workings are identified as the main disadvantage of the classical technologies.

To eliminate the above disadvantages, a technology for extracting ore from the slow-moving “dead zone” of the deposit footwall is proposed, which is called drawing through “block collecting funnels”.

The research conducted and the results of the multifactorial experiment obtained enable determining the dependency of the amount of broken ore losses in the “dead zone” of the deposit footwall on the ore deposit dip and thickness for the technologies involving formation of “block collecting funnels”.

It is established that with the modern development of equipment and technology, technologies applying efficient underground loaders and draw trenches are the most progressive method of broken ore drawing and transportation from stoping blocks.

It is proved that the main disadvantage of classical trench schemes is the incomplete loading of the machine bucket when digging in at an angle to the muckpile. This reduces efficiency of self-propelled loaders when transporting broken ore.

In addition, when the loader bucket digs in at an angle to the muckpile, the load on its one side increases, which causes negative transformations of the loader structure.

In order to eliminate the above disadvantages, structures of the block bottom are developed and proposed involving draw trenches with frontal ore loading when the loader bucket digs in at an angle of  $90^\circ$  to the muckpile.

The methods for calculating the volume of the loading niche depending on the main technological parameters are proposed.

It is proved that the proposed technologies enable an increase in the loading capacity of the bucket.



It is found that the frontal loading of ore at the loader bucket digging-in angle of 90° to the muckpile eliminates the negative effect of the increased one-sided load on one of the loader sides, which results in negative transformations of the loader that occur when applying traditional technologies.

The proposed technology provides maximum efficiency of the loader maneuvering and reduces the “loading-handling” cycle and the amount of secondary development.

Reducing the time of loading the bucket with broken ore and increasing the productivity of the loader result in reducing the negative impact of rock pressure on workings of the block bottom due to the reduced time of block mining.

The fourth section presents the results of implementing new highly efficient and environmentally friendly technologies for improving the quality of iron ore in underground mining. The highly efficient innovative technologies for mining rich iron ores at deposits of various thicknesses are proposed, which enable improvement of the technological means of managing the quality of iron ore raw materials in underground mining.

Based on the results of the research, considering the experience of Kryvbas enterprises, a flowsheet is recommended, which will bring the quality of marketable products to the global level.

The recommended flowsheet will enable high quality of marketable products obtained from Kryvbas iron ores mined by underground methods.

The research conducted makes it possible to establish that the mining and metallurgical industry, like other energy-intensive industries, faces problems of carbon dioxide emissions. To reduce them, traditional ways of steel production should undergo fundamental technological changes.

These changes require a new look at raw material resources. Requirements for ore quality, represented mainly by the iron content in the ore, are expected to rise in the coming decade.

The necessity of searching for new, modern ways to improve the quality of Kryvyi Rih iron ores is proved, possibly considering practices of applying state-of-the-art technologies of the world's leading mining companies.

Based on the innovative practices and prospects for the future, it can be concluded that in Ukraine basic innovative and unchallenged technological processes include ITmk3, FASTMET/FASTMELT and Midrex.

The research conducted enables formulation of the theoretical foundations and development of methods for determining the main parameters of technological means for managing the quality of iron ore raw materials in underground mining of iron ore deposits. Additional profit received from the sale of higher quality iron ore as a result of the proposed technology implementation, will amount to UAH 21,465,000 annually (Implementation Acts in Appendices B, C).

**Key words:** deposit, underground mining, ore, quality, compensation space, borehole, breaking, drilling and blasting, explosive charge, bulk blasting, drawing, concentrability, stress-strain state.

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	21
I. АНАЛІЗ ДОСЛІДЖЕНЬ З ПРОБЛЕМИ ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ТОВАРНИХ ЗАЛІЗНИХ РУД ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ.....	28
1.1. Аналіз основних вимог до якості залізорудної сировини.....	28
1.2. Аналіз впливу технології підземної розробки на якісні показники видобування руди з очисних блоків .....	33
1.3. Висновки.....	56
1.4. Список використаних джерел до 1 розділу.....	57
II. ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ НА ЯКІСНІ ПОКАЗНИКИ ВИДОБУВАННЯ ВІДБИТОЇ РУДИ З ОЧИСНИХ БЛОКІВ.....	69
2.1. Дослідження технологічних засобів управління якісними показниками відбійки руди в очисних блоках при буровибухових роботах.....	69
2.2. Дослідження впливу форми та параметрів компенсаційного простору на якісні показники видобутої руди.....	85
2.3. Висновки.....	96
2.4. Список використаних джерел до 2 розділу.....	99
III. ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСІВ ВИПУСКУ ТА ДОСТАВКИ ВІДБИТОЇ РУДИ НА ЯКІСТЬ ВИДОБУТОЇ РУДНОЇ МАСИ.....	104
3.1. Підвищення показників видобування при випуску відбитої руди з блоків з недостатніми кутами падіння.....	104
3.2. Удосконалення процесу випуску та доставки руди при застосуванні навантажувально-доставної техніки.....	120
3.3. Висновки.....	128
3.4. Список використаних джерел до 3 розділу.....	130
IV. РОЗРОБЛЕННЯ ВИСОКОЕФЕКТИВНИХ ТА ЕКОЛОГІЧНО БЕЗПЕЧНИХ ТЕХНОЛОГІЙ ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ РУДИ.....	138

4.1. Розроблення новітніх технологій, які дозволяють управляти якістю залізорудної сировини при підземній розробці залізорудних родовищ.....	138
4.2. Вплив гранулометричного складу залізних руд на насиченість Fe <sub>заг</sub> аглоруди криворізьких рудників.....	142
4.3. Декарбонізація та її вплив на гірничодобувну промисловість....	152
4.4. Висновки.....	157
4.5. Список використаних джерел до 4 розділу.....	159
ВИСНОВКИ.....	167
ДОДАТОК А.....	172
ДОДАТОК Б. Акт використання результатів дисертаційної роботи Почтарьова О.В. LAMET CZECH, s.r.o., Czech Republik.....	192
ДОДАТОК В. Акт використання результатів дисертаційної роботи Почтарьова О.В. ПрАТ «Суха Балка», Україна .....	193
ДОДАТОК Г. Список публікацій здобувача за темою дисертації та відомості про апробацію її результатів.....	194

## ВСТУП

**Актуальність теми.** Видобуток залізних руд на Криворіжжі здійснюється близько 150 років. На сьогодні шахти є технологічними, продуктивними та досить безпечними. Головним напрямком їх розвитку є повна механізація та вдосконалення технологій видобутку, що забезпечить ефективне управління якістю видобувної залізорудної сировини.

Однак збільшення глибини видобутку залізних руд та погіршення гірничо-геологічних умов залягання родовищ потребують удосконалення основних процесів підземних гірничих робіт. Установлено, що серйозною проблемою, яка супроводжує процес виробництва товарної продукції при підземній розробці залізорудних родовищ є зниження якості й високі втрати відбитої руди. Погіршення показників видобутку обумовлено неповним видобуванням балансових запасів руди при її відбійці й випуску з очисного простору. Засмічення відбитої руди пустими породами призводить до зниження вмісту заліза у видобутій рудній масі порівняно з вмістом заліза в рудному масиві.

Невідповідність якісних показників залізорудної сировини (ЗРС) вимогам металургійного виробництва суттєво знижує її цінність як на внутрішньому, так і на світовому ринках. В умовах високої конкуренції наша багата залізна руда може втратити свої позиції, а відновити їх в умовах розвинутого ринку ЗРС буде вкрай складно.

Погіршення показників видобутку з глибиною розробки обумовлене неповним видобуванням балансових запасів руди при її відбійці й випуску з очисного простору. Крім того, засмічення відбитої рудної маси пустими породами призводить до зниження вмісту заліза порівняно з вихідним вмістом заліза в рудному масиві.

Отже, удосконалення технології підземної розробки залізних руд з метою управління якістю товарної сировини є **актуальним науково-технічним завданням**, яке має важливе наукове та практичне значення для

підвищення ефективності підземних гірничих робіт та поліпшення повноти вилучення корисних копалин з надр.

**Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами.** Дисертаційна робота виконувалася відповідно до Загальнодержавної програми розвитку мінерально-сировинної бази України на період до 2030 року, затвердженої Законом України від 21 квітня 2011 року № 3268-VI. Вона відповідає тематиці науково-дослідних робіт Криворізького національного університету: «Виконання завдань перспективного плану розвитку наукового напрямку «Технічні науки» за науковим напрямом «Дослідження закономірностей стабілізації геодинамічних процесів у гірському масиві і розробка ресурсозберігаючих технологій видобутку різносортних залізних руд» (№ ДР 0121U111709), «Дослідження та науково-практичне обґрунтування технологічних засобів управління якістю сировини при видобутку руд на глибоких горизонтах» (№ ДР 0109U002336).

**Мета і завдання дослідження.**

Метою роботи є теоретичне і експериментальне обґрунтування та розроблення ефективних технологічних засобів очисного виймання залізних руд підземним способом, які забезпечують підвищення якості товарної сировини та її відповідність вимогам металургійного переділу.

Для досягнення поставленої мети в дисертаційній роботі вирішувалися такі завдання:

1. Проаналізувати дослідження з проблеми підвищення якості товарних залізних руд при підземній розробці рудних родовищ.
2. Дослідити вплив процесів підземних гірничих робіт на показники видобування відбитої руди з очисних блоків.
3. Розробити технологічні засоби та шляхи розв'язання проблеми підвищення якості товарних залізних руд при підземному способі розробки.
4. Удосконалити технологію відпрацювання рудних родовищ з метою забезпечення високої якості руди при її підземному видобуванні.

*Ідея роботи* полягає у використанні закономірностей впливу технології відбійки та випуску руди на якість залізорудної сировини при застосуванні самохідної навантажувально-доставної техніки.

*Об'єкт дослідження* – процеси підземних гірничих робіт при відпрацюванні залізних руд з високою повнотою вилучення.

*Предмет дослідження* – технологія підземного видобутку багатих залізних руд і параметри технологічних процесів при її застосуванні.

**Методи дослідження.** Для досягнення поставленої мети в роботі було використано комплексний метод досліджень, який включає аналіз та узагальнення літературних джерел з проблеми підвищення якості товарних залізних руд при підземній розробці рудних родовищ; аналітичні дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву при формуванні компенсаційних камер різноманітної форми та структури, теорію планування експерименту та фізичне моделювання випуску відбитої руди на моделях з еквівалентних матеріалів; дослідно-промислово перевірку результатів дисертаційної роботи та їх упровадження у виробництво.

*Обґрунтованість і достовірність* положень, висновків і рекомендацій підтверджені використанням апробованих методів теорії випуску відбитої руди, адекватністю розроблених математичних моделей реальним об'єктам і процесам гірничого виробництва, досліджень сипкого середовища при моделюванні випуску руди з блоків, коректним узгодженням результатів аналітичних досліджень відхилення свердловин з даними лабораторних дослідів і натурних спостережень (похибка не перевищує 10–15 %), результатами практичного використання розробок і рекомендацій в умовах шахт Криворізького басейну.

### **Наукова новизна отриманих результатів.**

*Наукові положення, які виносяться на захист:*

1. При відпрацюванні шаруватих покладів багатих залізних руд якість відбійки залежить від відстані між кінцями глибоких свердловин, яку доцільно зменшити на величину інтегрального показника величини

максимального відхилення свердловин від проєктного контуру  $\Delta l$ , який знаходиться в поліноміально ступеневій залежності від довжини свердловини та кута перетину свердловиною шару руди в покладі та при кутах перетину від  $\beta = 65^\circ$  до  $\beta = 25^\circ$  дозволяє зменшити відстань між кінцями свердловин на 7%...15%, при цьому діаметр середнього куска відбитої руди зменшується на 16% ... 18%, а вихід негабаритних кусків руди знижується в середньому на 68% ... 71%.

2. Якість видобутої з очисних блоків руди підвищується за рахунок зниження її втрат у «мертвій зоні» лежачого боку покладу при формуванні «блокових уловлювальних воронок» на 5,4...0,6 % порівняно з класичною технологією проведення додаткових уловлювальних горизонтів і знаходиться в поліноміально-логарифмічній залежності від кута падіння й потужності рудного покладу, що дозволяє зменшити витрати на проходку виробок додаткових уловлювальних горизонтів у середньому на 26 ... 31 %.

*Наукова новизна* одержаних результатів характеризується таким:

- уперше встановлено залежність універсального інтегрального показника величини максимального відхилення свердловин  $\Delta l$  від проєктного контуру залежно від довжини свердловин та кута перетину буровою коронкою пластів руди при відпрацюванні шаруватих покладів багатих залізних руд;

- визначено кількісні залежності діаметра середнього куска відбитої руди та виходу негабаритних кусків руди при різних кутах перетину шарів рудного покладу, довжини глибоких свердловин та максимального відхилення свердловин від проєктного контуру;

- уперше визначено коефіцієнт ітерації відхилення  $i - i$  свердловини від проєктного контуру;

- уперше визначено закономірності розподілу та співвідношення величин максимальних головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву при формуванні вертикальної компенсаційної камери та запропонованої



компенсаційної камери шатрової форми, яка має вигляд високої трикутної призми;

– уперше визначено залежність величини втрат відбитої руди в «мертвій зоні» лежачого боку покладу від кута падіння та потужності рудного покладу для технологій з формуванням «блокових уловлюючих воронок»;

– дістали подальший розвиток теоретичні основи визначення параметрів сполучення випускної траншеї з навантажувальною нішею при фронтальному зануренні ковша НДМ під кутом  $90^\circ$  до навалу відбитої руди.

*Наукове значення роботи* полягає в теоретичному обґрунтуванні залежностей діаметра середнього куска відбитої руди та виходу негабариту при різних кутах перетину шарів рудного покладу від довжини глибоких свердловин і відхилення свердловин від проектного контуру; установленні кореляційних залежностей розподілу та співвідношення величин максимальних напружень гірського масиву при формуванні вертикальної та запропонованої компенсаційної камери шатрової форми; визначенні залежностей втрат руди в «мертвій зоні» лежачого боку покладу від кута падіння та потужності рудного покладу для технологій із формуванням «блокових уловлювальних воронок» та розвитку теоретичних основ визначення параметрів сполучення випускної траншеї з навантажувальною нішею при фронтальному зануренні ковша НДМ, що дозволило вдосконалити технологію відпрацювання залізних руд підземним способом.

**Практичне значення отриманих результатів** полягає в розробці:

– шляхів розв'язання науково практичного завдання удосконалення технологічних засобів управління якістю залізородної сировини при підземній розробці залізородних родовищ;

– методики розрахунку параметрів БВР з урахуванням відхилення свердловин від проектного контуру залежно від довжини свердловин, кута перетину свердловиною пластів руди при відпрацюванні шаруватих покладів багатих залізних руд;

– методики розрахунку обсягу навантажувальної ніші з фронтальним навантаженням руди при формуванні новітньої технології її сполучення з випускною траншеєю залежно від основних технологічних параметрів;

– методики розрахунку втрат відбитої руди на лежачому боці покладу для рекомендованої технології видобутку руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу через «блокові уловлювальні воронки»;

– високоефективних новітніх технологій видобутку багатих залізних руд для різних потужностей рудних покладів, які дозволили удосконалити технологічні засоби управління якістю залізорудної сировини при підземній розробці рудних родовищ;

– методів поліпшення якісних показників залізних руд за рахунок упровадження нової технологічної схеми, яка дозволить підвищити якість товарної продукції до світових вимог.

Результати досліджень реалізовано шляхом розроблення методичних рекомендацій «Вибір та обґрунтування раціональних параметрів БВР з урахуванням викривлення свердловин» (додаток А).

Річний економічний ефект від упровадження у виробництво технологічних рішень, розроблених у дисертаційній роботі, складе на гірничодобувних підприємствах Криворізького басейну 21 465 000 грн на рік (акти впровадження у додатках Б, В).

**Особистий внесок здобувача** полягає у формулюванні наукової проблеми, мети, ідеї, завдань досліджень, наукових положень, новизни й висновків; у встановленні закономірностей відхилення свердловин від проектного контуру залежно від довжини свердловин, кута перетину свердловиною пластів руди при відпрацюванні шаруватих покладів багатих залізних руд; у встановленні залежності діаметра середнього куска відбитої руди та виходу негабаритних кусків руди при різних кутах перетину шарів рудного покладу, довжини глибоких свердловин та максимального відхилення свердловин від проектного контуру, що дозволило вдосконалити

технологічні засоби управління якістю залізорудної сировини при підземній розробці рудних родовищ. Зміст дисертації автор виклав особисто.

**Апробація результатів дисертації.** Основні положення дисертаційної роботи та результати досліджень доповідалися на міжнародних науково-практичних конференціях: E3S Web Conf. Volume 280, 2021 Second International Conference on Sustainable Futures: Environmental, Technological, Social and Economic Matters (ICSF 2021). 30 June 2021; "Розвиток промисловості та суспільства". Кривий Ріг, 2021; IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 970; III International Conference "Essays of Mining Science and Practice" 06/10/2021 - 08/10/2021 Dnipro; IV International Conference "ESSAYS OF MINING SCIENCE AND PRACTICE" (RMGET-2022) 09/11/2022 - 11/11/2022.

Основний зміст дисертації опубліковано в 10 працях, зокрема: 3 – статті у наукових фахових виданнях України, 5 – у виданнях, включених до міжнародних наукометричних баз, 1 – у наукових періодичних закордонних виданнях, 1 – патент України на корисну модель, 3 – у матеріалах міжнародних конференцій.

**Структура й обсяг дисертації.** Дисертація складається з анотації, вступу, чотирьох розділів, висновків, списку використаних джерел з 212 найменувань на 26 сторінках, 3 додатків на 21 сторінці. Загальний обсяг дисертації становить 197 сторінок, включає 38 рисунків та 19 таблиць.

## РОЗДІЛ 1

### АНАЛІЗ ДОСЛІДЖЕНЬ З ПРОБЛЕМИ ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ТОВАРНИХ ЗАЛІЗНИХ РУД ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ

#### 1.1. Аналіз основних вимог до якості залізорудної сировини

Якість залізорудної сировини вітчизняними та європейськими споживачами визначається чинними світовими стандартами. За цими стандартами оцінюють як хімічний склад, так і фізичні властивості залізних руд.

За хімічним складом основними показниками якості руди є вміст заліза, кремнезему, фосфору, марганцю, алюмінію, сірки, титану, кальцію та магнію, міді, фтору, натрію та калію, миш'яку, свинцю та цинку.

Залізні руди Кривбасу поділяються на дві великі групи:

- природно багаті залізні руди, які видобуваються на шахтах Кривбасу та гірничодобувним підприємством «Рудомайн»;

- бідні залізні руди, або магнетитові кварцити, які видобуваються на кар'єрах ГЗК Кривбасу та шахті ім. Колачевського ПрАТ «ЦГЗК».

За мінералогічним складом серед багатих залізних руд Кривбасу виділяють такі різновиди або типи: мартитові, гетито-гематито-мартитові, гетито-гематитові, магнетитові та гетито-гідрогетитові (бурі залізнякаи).

Мартитові руди становлять 51,2% загальних запасів. Головними рудними мінералами цих руд є мартит (70-75%), гематит (1-1,5%) та магнетит (1-4%). Вміст основних хімічних компонентів у мартитових рудах досягає наступних величин:  $Fe_{заг}$  – 46-68,9%;  $SiO_2$  – 0,70-29,2%;  $Al_2O_3$  – 0,50-0,83%;  $CuO$  – 0,01-0,1%;  $MgO$  – 0,01-0,07%;  $P$  – 0,017-0,055%;  $S$  – 0,016-0,017%.

Гетито-гематито-мартитові руди становлять 27,3% загальних запасів басейну. Залізовмісні мінерали в цьому типі руд представлені мартитом (40-50%), гематитом (20-30%) та гетит-гідро-гетитом (15-20%). Ці руди містять:

$Fe_{\text{заг}}$  – 48,5-68,5%;  $SiO_2$  – 3,8-18,1%;  $Al_2O_3$  – 3,92-5,63%;  $CaO$  – 0,02-0,105%;  $MgO$  – 0,01-0,73%;  $P$  – 0,112-0,019%; 0,008-0,009%.

Гетито-гематитові руди займають близько 10% від загальних запасів руд. Залізовмісні мінерали в них представлені гематитом (75-80%), гетитом (5-10%) та мартитом (1-4%). Руди містять  $Fe_{\text{заг}}$  – 46,5-62,8%,  $SiO_2$  – 5,94-17,3%,  $Al_2O_3$  – 2,17-12,12%,  $CuO$  – 0,12-0,72%,  $MgO$  – 0,088-0,094%,  $P$  – 0,044-0,096%,  $S$  – 0,009-0,017%.

Магнетитові руди розповсюджені переважно на Первомайському родовищі та становлять близько 11% усіх запасів басейну. Залізовмісними мінералами в них є магнетит (65-80%) і мартит (гематит) (0-10%). Руди містять:  $Fe_{\text{заг}}$  – 46,2-68,6%,  $SiO_2$  – 2,96-13,72%,  $Al_2O_3$  – 0,99-1,76%,  $CaO$  – 0,14-6,12%,  $MgO$  – 0,46-4,72%,  $P$  – 0,02-0,04%,  $S$  – 0,02-0,03%.

Бурі залізнякаи (гетито-гідрогетитові руди) поширені переважно на родовищі рудника «Інгулець». Питома вага цих руд становить 0,8% загальних запасів Кривбасу. Залізовмісні мінерали представлені гідрогетитом (70-85%) та гетитом (55%). Вміст основних компонентів досягає таких величин у бурих залізнях:  $Fe_{\text{заг}}$  – 46,6-56,5%,  $SiO_2$  – 6,14-22,1%,  $Al_2O_3$  – 4,80-6,95%,  $CaO$  – 0,06-0,30,  $MgO$  – до 0,07%,  $P$  – 0,051-0,79,  $S$  – 0,023-0,05%.

Товарні руди є сумішшю в тих чи інших кількостях усіх типів руд і розубожуючих порід (сланців, залізистих кварцитів).

Криворізькі руди за своїми фізичними властивостями дуже різноманітні – від дуже міцних кускових до порошкоподібних, пухких. Пористість перебуває в межах 18-25%. Об'ємна вага їх коливається від 3,3 до 3,8 т/м<sup>3</sup>. Масова частка вологи в рудах коливається в межах 4 – 4,5%.

У товарних рудах Кривбасу середній вміст заліза коливається від 46,9% (клас К) до 65,6% (клас 10) (табл. 1.1). В агломераційній руді (клас А), що становить 60-80% усієї товарної руди, середній вміст заліза 54,02-60,8%. За вмістом  $SiO_2$  руди належать до кислих. Основність багатих руд невелика й коливається в межах 0,02. Руди містять незначну кількість сірки (0,005-0,002%) та фосфору (0,01-0,04%).

Таблиця 1.1. Хімічний склад товарних руд Кривбасу

Типи руди	Вміст основних компонентів, %							
	Fe <sub>заг</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	P	S	Нерозчинний залишок
А	56,80	15,9	1,63	0,07	0,06	0,040	0,020	16,8
К	49,93	24,1	1,34	0,05	0,07	0,039	0,019	25,9
Р	53,1	19,6	1,89	0,05	0,02	0,029	0,013	21,4
10	64,70	5,85	0,57	0,04	0,03	0,014	0,005	6,1
50	55,80	15,5	1,47	0,05	0,08	0,031	0,010	16,5
21	62,23	9,21	1,04	0,10	0,11	0,030	0,022	9,55
22	58,76	12,84	1,30	0,08	0,2	0,039	0,019	13,46

Вимоги до якості залізорудної продукції, що експортується до Західної Європи, вищі, оскільки визначальною тенденцією металургійного виробництва в цьому регіоні є пряме відновлення заліза в рудах, минаючи доменний процес (табл. 1.2, 1.3).

Аналіз показує, що вміст заліза в товарних рудах Кривбасу нижчий, а вміст шкідливих домішок вищий, ніж у продукції зарубіжних гірничопромислових компаній.

Оскільки 98,5% залізорудної сировини використовують для потреб чорної металургії, то вимоги до якості залізних руд впливають з вимог до сталі, чавуну, а також з технологічних особливостей сталеплавильного виробництва.

Таблиця 1.2. Вимоги промисловості до якості залізорудної продукції

Призначення	Міні-мальна масова частка Fe <sub>заг.</sub>	Максимальний вміст, %								
		SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO	S	P	K <sub>2</sub> O	Ti <sub>2</sub> O
Електрометалургія	69,5	3,0	-	-	-	0,05	0,06	0,04	0,08	-
Акумуляторне виробництво	71,0	1,0	0,13	0,04	0,04	0,04	-	-	-	0,03
Порошкова металургія: низький сорт	71,4	0,4	0,20	0,10	0,10	0,50	0,05	0,03	-	0,08
середній сорт	71,8	0,3	0,10	-	0,04	0,30	0,02	0,02	-	0,04
вищий сорт	72,0	0,15	0,10	-	0,02	0,02	0,015	0,015	-	0,015

Таблиця 1.3. Хімічний склад залізорудної сировини, що використовується для прямого відновлення заліза

Вид сировини (країна)	Масова частка			Вміст породи, %	
	Fe <sub>заг</sub>	P	S	Усього	Зокрема SiO <sub>2</sub>
Кускова руда (Бразилія, ПАР, Японія, Мексика)	66,2-68,5	0,010-0,042	0,005-0,020	4,2-6,0	0,70-2,54
Окатиші (Швеція, Бразилія, Канада, США, Японія, Мексика)	66,4-68,1	0,012-0,061	0,002-0,020	3,0-5,8	1,01-2,18

Вимоги промисловості до якості та властивостей залізних руд різноманітні.

Так за вмістом заліза виділяють природно багаті та бідні (що вимагають збагачення) руди.

Багаті руди класифікуються на доменні та мартенівські.

Доменні руди, що використовуються для безпосереднього введення в доменну шихту, повинні бути представлені не менш ніж на 80% крупнокускуватими класами (10-100 мм), вміст заліза в магнетитових і гематитових рудах має бути більшим від 50%, гідрогетитових – більшим від 45%, шкідливих домішок не більше: сірки – 0,3 %, фосфору – 0,3 %, міді – 0,2 %, миш'яку – 0,07 %, цинку та свинцю – 0,1 % кожного, олова – 0,08 %.

Мартенівські руди, придатні для безпосередньої мартенівської переробки, повинні бути представлені не менш ніж на 75 % класами 10–250 мм, вміст заліза в магнетитових, гематитових, гідрогетитових та змішаних рудах – понад 57 %, шкідливих домішок не більше: кремнезему – 5 %, сірки та фосфору – 0,15%, міді, миш'яку, цинку, свинцю, нікелю, хрому – 0,04 % кожного, марганцю – 0,5 %.

Для якісної характеристики багатих руд важливе значення мають вміст і співвідношення нерудних домішок – шлакоутворювальних компонентів, що виражаються коефіцієнтом основності та кремнієвим модулем. Коефіцієнт основності (КО) є відношенням суми вмісту оксидів лужних земель (кальцію і магнію) до суми оксидів кислих компонентів (кремнію та алюмінію). За

величиною цього коефіцієнта залізні руди та їх концентрати поділяються на кислі, які трапляються найчастіше (КО менше 0,7), самофлюсові (КО 0,7-1,1) та основні (КО більше 1,1). Кращими є самофлюсові руди.

За кремнієвим модулем (щодо вмісту оксиду кремнію до оксиду алюмінію) обмежується використання залізних руд з модулем нижче 2.

Великий збиток при виплавці чавуну та феромарганцю завдає надлишок кремнезему. При виплавці чавуну підвищення вмісту кремнезему на 1% збільшує витрати коксу приблизно на 3%, флюсів на 4% і зменшує продуктивність доменної печі на 2-7%. Не вилучена із залізної товарної продукції нерудна складова впливає на показники доменної плавки подвійно: при співвідношенні  $\text{SiO}_2 / \text{Al}_2\text{O}_3 < 0,5$  (кремнієвий модуль) – позитивно, а при збільшенні цього модуля до 1,5 – негативно. Це пов'язано зі значним підвищенням в'язкості шлаків.

Вміст заліза в руді є одним із основних показників їх цінності, тому що визначає витрати коксу та флюсів, продуктивність печей, а отже, техніко-економічні показники.

Вимоги до концентратів для порошкової металургії обмежуються здебільшого вмістом кремнезему. Однак припустимий його вміст незначний і не повинен перевищувати 0,15-0,4% для різних сортів, оскільки якість металовиробів із залізних порошоків цілком залежить від наявності в них кремнезему. Вміст заліза в концентратах для порошкової металургії повинен складати 71,7-72,1%.

Значно впливають на металургійні властивості руд їхні фізичні властивості.

Практика показує, що залізо відновлюється з руди швидше, якщо менший розмір кусків. У той же час, наявність дрібної, «пилової» фракції призводить до злежування руди й погіршує її газопроникність відбудовними газами.

Зазвичай максимальний розмір куска руди приймають 50-80 мм, мінімальний – 6-10 мм.



Отже, на наш погляд, ураховуючи вище наведені вимоги, якість відбитої руди доцільно розглядати як об'єднання кількох взаємозалежних та взаємовпливових понять «якості», а саме [55–59,72–74]:

по-перше – це поняття якості відбійки або фрагментації відбитої руди;

по друге – це поняття якості вилученої рудної маси з урахуванням втрат та розубоження (засмічення) відбитої руди пустими породами при її випуску з очисних блоків;

по третє – це поняття якості, як критерію вмісту заліза в руді, яка постачається металургійним підприємствам.

## 1.2. Аналіз впливу технології підземної розробки на якісні показники видобування руди з очисних блоків

Серед основних процесів підземних гірничих робіт, які впливають на якісні показники видобування руди з очисних блоків, можна виділити декілька найбільш впливових технологічних процесів і технологій.

Серед них будуть основні процеси підземних гірничих робіт, а саме:

- процес відбійки руди або загалом буровибухові роботи (БВР);
- процес випуску відбитої руди;
- процес доставки відбитої руди.

Крім того, на якість видобутої руди з очисних блоків впливають технології підземної розробки родовищ, а саме застосовані системи розробки. Це можуть бути як системи розробки з обваленням руди та вміщуючих порід, так і камерні системи розробки та системи розробки із закладанням виробленого простору [76–79].

Ураховуючи те, що всі перераховані класи систем розробки використовують вище наведені процеси підземних гірничих робіт, є сенс розглядати вплив саме процесів підземних гірничих робіт на якість видобутої рудної маси з урахуванням класу систем розробки.

Відомо, що залізо видобувається з руди тим швидше, чим менше розмір кусків. На перший погляд, згідно з цією вимогою, потрібно відбивати руду якомога меншої фракції.

Однак наявність значної кількості дрібної «пилової» фракції вже досить негативно впливає на якість видобування заліза з руди. Дуже дрібний рудний пил у значному обсязі призводить до злежування пиловатих частинок, що в процесі металургійної переробки погіршує газопроникність руди відбудовними газами.

Тому при проектуванні параметрів БВР необхідно знайти такі оптимальні показники відбійки, які задовольняли б вимоги не тільки зниження собівартості БВР, а задовольняли й вимоги якості подрібнення руди при відбійці.

Крім того, якість подрібнення руди вибухом безпосередньо впливає на подальший випуск і доставку відбитої руди. Так наприклад, неякісне подрібнення гірського масиву збільшує кількість зависань руди в дучках, знижуючи продуктивність випуску й доставки руди до відкотних посудин.

Отже, початковий процес підземних гірничих робіт, яким є відбійка руди, безпосередньо впливає на всю технологічну лінійку видобутку руди по шахті, формуючи значною мірою якість видобутої сировини та собівартість її видобутку.

Серед основних причин неякісного подрібнення руди при БВР можна виділити такі:

- некоректний розрахунок параметрів БВР;
- викривлення свердловин відносно проектного контуру;
- потрапляння свердловин у законтурний простір або пусті породи;
- недобурювання свердловин відносно проектною довжини;
- неякісна вибухівка.

Кожен з цих чинників може бути вирішальним і впливати на якість фрагментації відбитої руди.

Однак, якщо немає людських помилок, то можна вважати, що розрахунок параметрів БВР виконано задовільно, недобурювання свердловин відносно проектної довжини відсутнє, а вибухівка є якісною.

У цьому разі основною причиною, яка впливає на якість подрібнення руди, є викривлення свердловин відносно проектного контуру, іноді з потраплянням свердловин у законтурний простір або пусті породи, рис.1.1.



Рис. 1.1. Можливе відхилення напрямку вибухових свердловин при розбурюванні масиву блока

Як показав аналіз виробничої діяльності шахти «Криворізька» відхилення напрямку вибухових свердловин може досягати значної величини іноді з виходом їх у законтурний простір, рис. 1.1.

Відхилення напрямку вибухових свердловин призводить до недоцільної відбійки пустих порід за виїмковим контуром рудного тіла з подальшим засміченням відбитої руди пустими породами та зниженням вмісту заліза у відбитій рудній масі на 2-12%.

Для ліквідації або контролю цих недоліків та прийняття адекватних технічних і технологічних рішень доцільно використовувати інклінометри для контролю положення глибоких свердловин у рудному масиві.

Електронний інклінометр призначений для контролю просторового положення глибоких свердловин у рудному масиві, що дозволяє визначати zenітний і азимутальний кути, а також оперативно контролювати стан свердловин у масиві. При цьому фіксується як викривлення, так і довжина свердловин [29 – 31].

Сумарна інформація, одержувана від інклінометрів та глибиномірів, дозволяє розробляти тривимірні моделі рудного масиву, що дає можливість прогнозувати якісні показники відбійки руди. Крім того, отримана інформація дає можливість оптимізувати кількість вибухових свердловин у масиві з урахуванням свердловин, відхилених за контурну зону в область «пустих порід».

Крім того, при значному запроектному відхиленні та великій відстані між свердловинами визначається необхідність буріння додаткових свердловин для зниження можливих втрат і розубоження руди або наднормативного виходу негабариту.

Для визначення величини можливого відхилення глибоких свердловин у законтурний масив пустих порід доцільно використовувати каротажний зонд. Такий зонд призначений для оперативного контролю вмісту заліза по всій глибині вибухових свердловин. Застосування відповідного програмного комплексу дає змогу створити 3D модель рудного масиву для більш коректного проектування буровибухових робіт.

Багато науковців стверджують, що основним негативним фактором при віяловому розташуванні глибоких свердловин, який впливає на якість подрібнення рудного масиву у процесі його відбійки з використанням станків типу НКР-100М, є їх викривлення [29–31,60–71]. Характер і величина викривлення свердловин залежать від їх довжини.

Для зниження негативного впливу викривлення свердловин на процес відбійки рекомендують визначати довжину свердловин за умови дотримання допустимого їх відхилення із формули:

$$l_{cv} = \frac{\Delta\omega}{\operatorname{tg}\xi}, \text{ м,}$$

де  $l_{cv}$  – допустиме лінійне відхилення свердловини від проектної відмітки, м (можна приймати для свердловин діаметром 105 мм – 1,04 м і для свердловин діаметром 60...85 мм - 0,47 м);

$\xi$  – середній кут відхилення при бурінні, град. (для шарошкового буріння –  $3^{\circ}14'$ , для ударно-обертального буріння –  $1^{\circ}36'$ ).

При застосуванні віялових схем розташування свердловин задовільна якість подрібнення руди забезпечується при їх середній довжині приблизно 25 м та довжині окремих свердловин до 30...35 м. При паралельних схемах довжину свердловин можна збільшувати до 40...50 м [65–71].

При розбурюванні масиву віялами глибоких свердловин необхідно ретельно витримувати кут закладання свердловин згідно з проектним розташуванням, який розраховується залежно від довжини свердловин у віялі.

Для зменшення негативних наслідків викривлення свердловин від проектного контуру рекомендується здійснювати оптимізацію їх довжини в межах якої зберігається допустиме проектне відхилення від заданого контуру (рис. 1.2).

Установлені залежності ступеня викривлення свердловин від кута їх закладання та довжини:

- при $0 - 50^{\circ}$	$\bar{Y}_x = 0,435 \cdot x^{1,08}, \text{ м;}$
- при $50 - 70^{\circ}$	$\bar{Y}_x = 0,385 \cdot x^{1,075}, \text{ м;}$
- при $70 - 90^{\circ}$	$\bar{Y}_x = 0,395 \cdot x^{0,915}, \text{ м,}$

де  $\bar{Y}_x$  – сума приросту кутів відхилення фактичного положення глибокої свердловини щодо проектного, град. ;

$x$  – довжина свердловини, м.

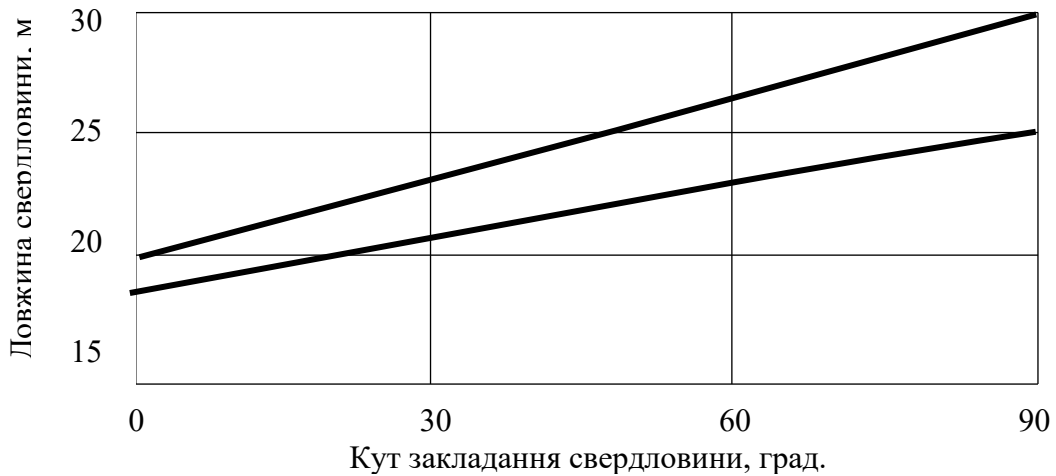


Рис. 1.2. Залежність оптимальної довжини свердловини від кута її закладання

За розрахованими вище формулами отримано такі залежності викривлення свердловин (рис. 1.3).

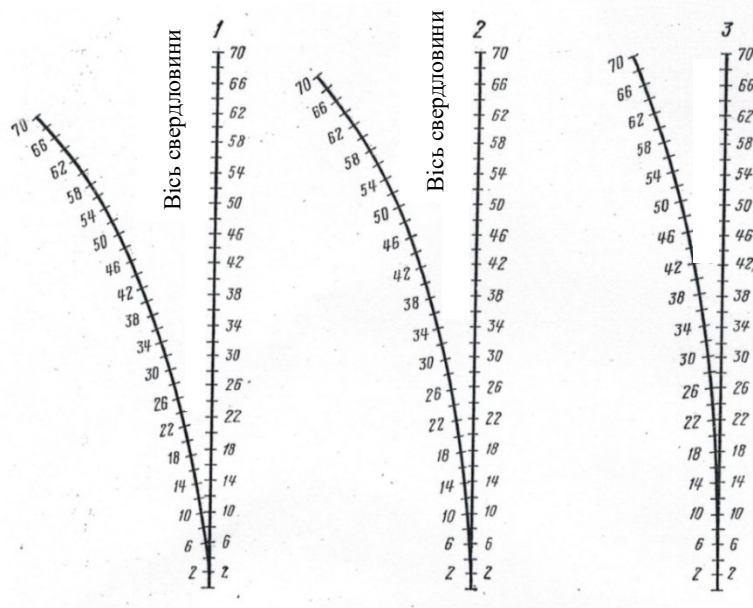


Рис. 1.3. Типові криві відхилення свердловин при заданих кутах закладання свердловини: 1–0...50°; 2–50...70°; 3–70...90°

Графічним методом можна встановити фактичне положення свердловини за допомогою лекала (рис. 1.4).

У цьому випадку при побудові проектного положення свердловини лекало, яке відповідає куту  $\alpha$ , накладається на лист (див. рис. 1.4) так, щоб

точки А і В лежали на одній кривій. Тоді кромка лекала вправо від кривої покаже напрям АВ', у якому задається вісь свердловини.

Залишається заміряти кут  $\alpha'$  між віссю АВ' і горизонталлю АС. Фактичне положення свердловини проводиться по кривій, при цьому кромка лекала суміщається із заданим напрямом свердловини АВ.

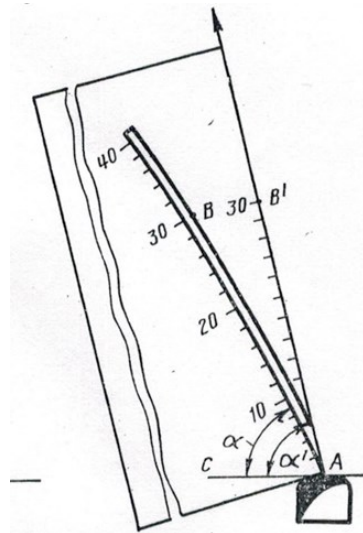


Рис. 1.4. Побудова осі свердловини й визначення кута її нахилу за допомогою лекала

При проектуванні БВР необхідно розуміти, що для зменшення шкідливого наслідку викривлення свердловин і зменшення їх втрат до початку заряджання ВР, у процесі буріння станком НКР-100М, необхідно зменшити довжину свердловин та коригувати значення ЛНО залежно від кута закладання свердловини.

Довжину свердловин необхідно також узгоджувати з тріщинуватістю масиву.

При рідкій мережі тріщин доцільно збільшувати довжину свердловин для того, щоб мінімальна кількість рудних ділянок, відокремлених тріщинами, була в інтервалах між зарядами ВР [29–31,63–68].

Після відбійки руди в межах очисного блока починається наступний процес – випуску та доставки відбитої руди.

У Криворізькому залізорудному басейні приблизно 50% видобутку багатих залізних руд підземним способом здійснюється за допомогою камерних систем розробки. Інші 50% багатих залізних руд видобуваються системами розробки з обваленням руди та вміщуючих порід.

При камерних системах розробки випуск відбитої руди здійснюється під прикриттям стелини. Це найкращий режим випуску, тому що видобування руди з очисних камер здійснюється без її розубоження пустими породами з мінімальними втратами. Таким чином ми отримуємо чисту руду з природною якістю.

Однак близько 50% багаті залізної руди видобувається системами розробки з обваленням руди та вміщуючих порід з подальшим випуском відбитої руди під налягаючими обваленими породами. При цих системах розробки відбита руда випускається з очисних блоків під тиском налягаючих обвалених порід. Налягаючі пусті породи рухаються вслід за відбитою рудою та значно збіднюють її. Таким чином знижуються основні якісні показники відбитої руди, особливо вміст заліза у видобутій рудній масі.

На сьогодні існує багато теорій випуску відбитої руди з очисних блоків. Найбільш поширеною є теорія випуску руди акад. Г.М. Малахова [1]. Згідно з цією теорією, випуск відбитої руди з очисних блоків здійснюється через випускні отвори з об'ємів, за своєю формою схожих на еліпсоїди обертання. Таку форму акад. Г.М. Малахов [1] назвав еліпсоїдом випуску відбитої руди, рис. 1.5.

Основні закономірності випуску відбитої руди з блока детально викладено в роботах В.Р. Безуха, В.О. Калініченка, О.В. Калініченко, В.А. Коржа, Г.М. Малахова, С.С. Мінаєва, П.Д. Петренка, М.І. Ступніка, М.Б. Федька та ін. [1-12, 15-32, 34-36, 41-59, 74].



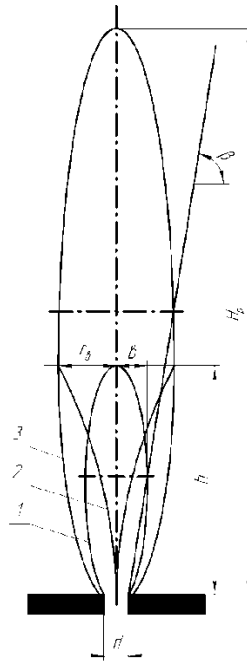


Рис. 1.5. Фігури випуску відбитої руди: 1 – еліпсоїд випуску; 2 – воронка випуску; 3 – еліпсоїд вторинного розпушення.

На сьогодні відпрацювання залізородних родовищ підземним способом в Україні здійснюється з досить великими втратами і розубоженням руди, які складають у середньому 14-20 і 10-16% відповідно. Таким чином при існуючих технологіях втрачається практично кожна п'ята тонна мінеральної сировини, зосередженої в надрах.

Ураховуючи це, досягнення максимальної ефективності підземної розробки багатих залізних руд може бути забезпечене шляхом оптимального співвідношення між значеннями показників видобування відбитої руди з надр і собівартістю її видобутку. Тому якість видобутої руди є одним із основних показників ефективності гірничодобувної промисловості [1-4].

На думку багатьох науковців [30-32], необхідність підвищення якості видобутої руди за рахунок мінімізації втрат і розубоження руди при випуску є однією з ключових вимог до технологій очисного виймання при підземній розробці багатих залізних руд.

Аналіз відомих досліджень і публікацій дає змогу стверджувати, що спроби вирішення зазначеної проблеми шляхом контролю якості видобувних

руд на окремих стадіях гірничого виробництва не дозволяє ефективно управляти показниками видобування з метою зниження втрат і розубоження руди [1-5, 7, 20, 27, 29].

На думку більшості авторів, більш раціональним є комплексний підхід, реалізація якого вимагає детального вивчення всіх факторів, що впливають на рівень видобування корисних копалин і формування його якісних показників [6, 7, 13, 16, 28, 30, 31].

Тому основним критерієм максимальної ефективності підземної розробки багатих залізних руд повинно бути забезпечення оптимального співвідношення між показниками видобування відбитої руди й собівартістю її видобутку.

Розв'язуючи поставлене завдання необхідно враховувати, що на сьогодні основною особливістю гірничих робіт у Криворізькому басейні є збільшення глибини розробки та високий гірський тиск, який є характерним для глибоких горизонтів.

Крім того, відносно м'які та нестійкі руди, тріщинуваті вміщуючі породи знижують перспективи використання високоефективних поверхово-камерних систем розробки.

У той же час, недостатньо круте падіння та середня потужність рудних покладів не дозволяють застосовувати високопродуктивні системи поверхового примусового обвалення руди та вміщуючих порід.

Ураховуючи наявні гірничо-геологічні та гірничотехнічні фактори, підземний видобуток багатих залізних руд у Криворізькому басейні здійснюється переважно підповерховими системами розробки з обваленням руди та вміщуючих порід.

З початку застосування підповерхового обвалення робилися неодноразові спроби підвищити показники видобування руд. Однак особливо позитивних результатів у цьому напрямку поки що не досягнуто. Втрати та розубоження відбитих залізних руд залишаються стабільно високими й потребують значного покращення.

Відомо, що втрати відбитої руди обумовлені, як правило, її розташуванням у малорухомій зоні лежачого боку покладів, кут падіння яких змінюється від 35-40° на шахті «Криворізька» до 55-65 ° на шахті «Тернівська».

Обсяг руди, що залишається на лежачому боці покладу (рис. 1.6), який ще називають «мертвою зоною», можна знайти за формулою, яку запропонував акад. Г.М. Малахов [1]

$$p_0 = \left( \frac{H}{\operatorname{tg} \lambda} + d \right) \frac{H}{2} s - Q'_{\text{элл}}, \quad (1.1)$$

де  $H$  – висота обваленого шару руди, м;

$\lambda$  – кут падіння рудного покладу, град.;

$d$  – діаметр випускного отвору, м;

$s$  – відстань між осями випускних отворів, м;

$Q'_{\text{элл}}$  – обсяг еліпсоїда випуску, усіченого додатково двома площинами, що проходять навхрест простягання по середині між випускними отворами, м<sup>3</sup>.

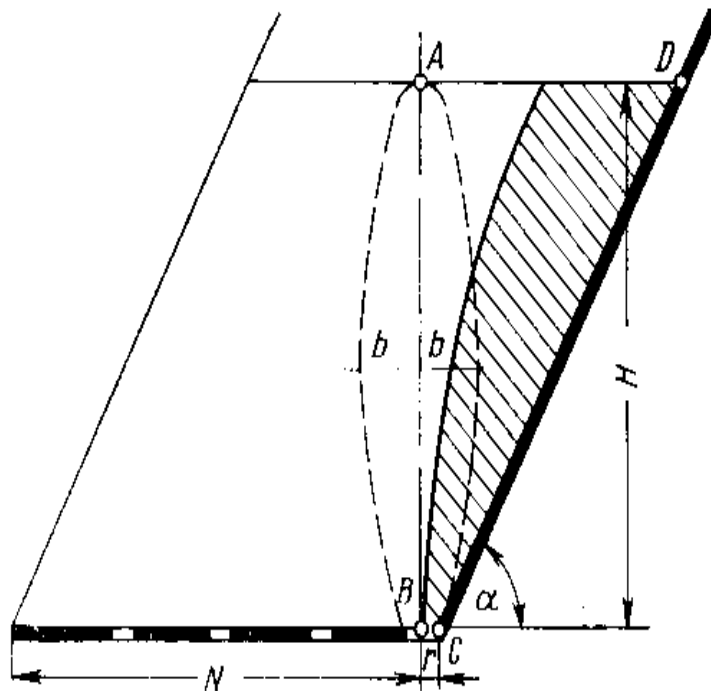


Рис. 1.6. Схема до розрахунку обсягу руди, що залишається в «мертвій зоні» на лежачому боці покладу

Втрати руди в «мертвій зоні» на лежачому боці покладу залежать від кута падіння й потужності покладу та можуть при недостатніх кутах падіння досягати 30-50% від загального відбитого запасу блока.

У цих умовах найбільш дієвими заходами, спрямованими на зменшення обсягу руди, що залишається в «мертвій зоні» лежачого боку покладу, є проходка додаткових воронок випуску в породах лежачого боку [1,15]. Оскільки проходка виробок здійснюється по пустих породах, бажано скорочувати обсяги прохідницьких робіт. Однак, з іншого боку, виробки повинні бути розташовані якомога частіше, щоб вилучити максимальний обсяг руди, що залишається на лежачому боці. У зв'язку з цим виникає завдання їх оптимізації, яке забезпечило б найкращі показники видобування з найменшими матеріальними витратами.

Так на шахті «Покровська», де відпрацювання покладів здійснюється системою підповерхового обвалення, застосовують «класичний варіант», при якому очисний блок розбивають на два підповерхи (рис.1.7, а).

Автори [26,75] запропонували варіант розташування випускних виробок у лежачому боці покладу з додатковим поділом підповерху на два випускних горизонти (рис.1.7, б). У цьому разі, на думку авторів, створюються умови для значного зниження втрат руди в «мертвій зоні» лежачого боку покладу.

При такому варіанті системи розробки зменшується кількість гребенів не випущеної руди на 30% порівняно з наявним варіантом.

В.Р. Чернокур, Г.С. Шкребко, В.І. Шелегеда у своїй праці [15] зазначають, що при випуску відбитої руди під обваленими породами в покладах невеликої потужності з кутом падіння 50-65° значна частина її залишається в лежачому боці за умови, що

$$h_u / m > \operatorname{tg} \alpha,$$

де  $h_u$  – висота обваленого шару руди, м;

$m$  – потужність рудного покладу, м;

$\alpha$  – кут падіння рудного покладу, м.

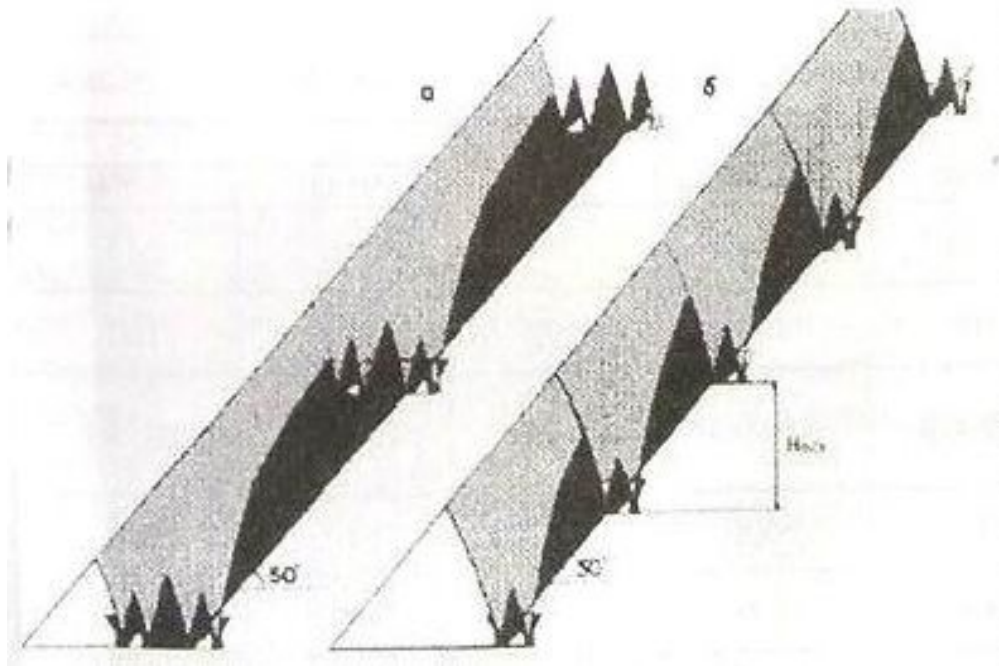


Рис. 1.7. Класичний варіант (а) та варіант розташування випускних виробок у лежачому боці покладу з додатковим поділом підповерху на два випускних горизонти (б)

Для визначення абсолютних втрат руди в «мертвій» зоні лежачого боку автори пропонують скористатися виразом

$$Q_n = \frac{h^2}{2} (\operatorname{ctg} \alpha_n - \operatorname{ctg} \alpha_e) l \gamma, \quad (1.2)$$

де  $h$  – висота обваленого шару руди, м;

$\alpha_n$  – кут падіння рудного покладу, град.;

$\alpha_e$  – кут випуску руди під обваленими породами, град.;

$l$  – довжина блока, м;

$\gamma$  – щільність обваленої руди, т/м<sup>3</sup>.

Далі автори [15] відзначають, що для зниження втрат руди на лежачому боці доцільно застосувати технологію попереднього відпрацювання трикутника пустих порід у лежачому боці покладу на основному горизонті випуску (рис. 1.8, а). У подальшому здійснюють випуск руди з основної частини запасів «мертвої зони».

На думку авторів, при цьому досягається висока повнота вилучення руди в лежачому боці покладу й безпечні умови праці.

До недоліків способу слід віднести значний обсяг прохідницьких робіт і додаткові витрати коштів на відбійку та транспортування пустих порід з лежачого боку покладу.

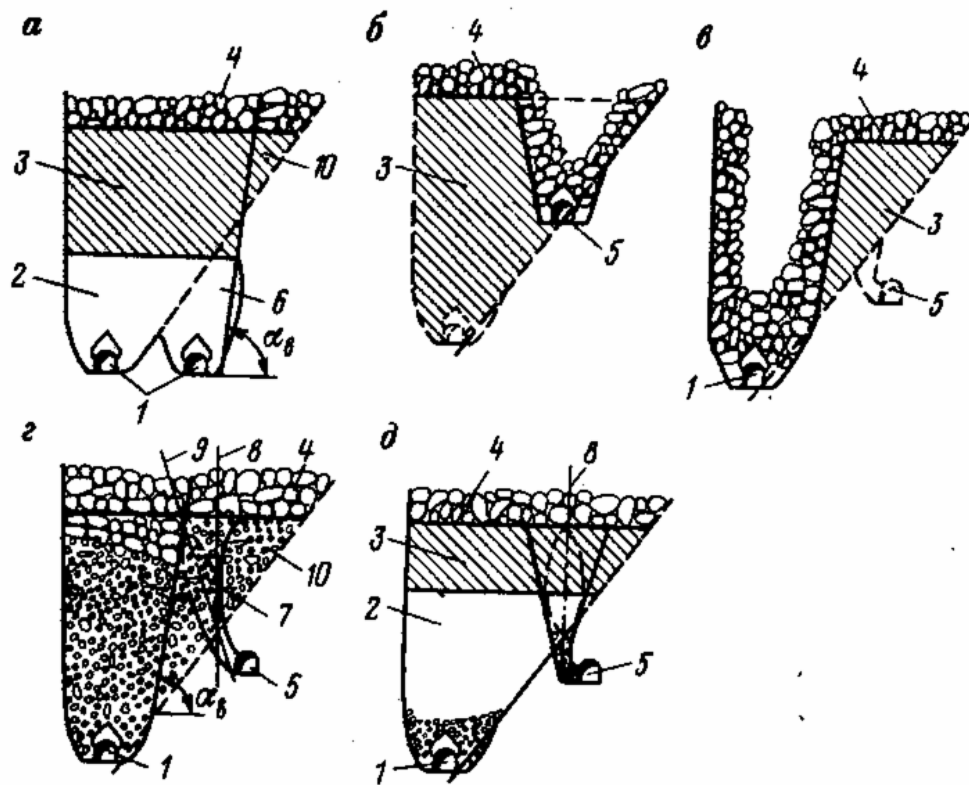


Рис. 1.8. Схеми відпрацювання запасів руди в лежачому боці покладів: 1,5 – виробки доставки основного й додаткового горизонтів; 2 – компенсаційний простір; 3 – рудний масив; 4 – налягаючі породи; 5 – уловлювальний підповерх; 6 – відбиті породи лежачого боку; 7 – еліпсоїд випуску; 8,9 – вертикальна і похила осі еліпсоїдів випуску; 10 – безповоротні втрати руди в лежачому боці покладу

При першочерговому відпрацюванні трикутника лежачого боку (рис.1.8, б) у рудному масиві вище основного приймального горизонту проходять штрек скреперування з подальшим розворотом з нього двосторонніх або односторонніх (при проходці штреку скреперування по пустих породах) випускних отворів.

Перевагою цього способу є відсутність витрат на вилучення пустих порід лежачого боку.

До недоліків слід віднести збільшення витрат нарізних виробок на 1-1,2м на 1000 т запасів. Однак при незначних запасах відбитої руди такі витрати є недоцільними.

Іноді, у складних гірничо-геологічних умовах, застосовують відпрацювання трикутника лежачого боку в другу чергу (рис. 1.8, в). У цьому разі випуск руди й підтримка гірничих виробок ускладнюються розвитком гірського тиску в міру відпрацювання основного запасу камери. На практиці цей спосіб застосовується вкрай рідко.

Найбільш поширеним способом видобування відбитої руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу є варіант з проходкою додаткових випускних виробок у породах лежачого боку (рис. 1.8, г,д).

Існує технологія попереднього відпрацювання камери лежачого боку, пройденої для формування похилого компенсаційного простору [15], рис. 1.9.

Суть запропонованої технології полягає в тому, що після випуску обваленої руди з компенсаційної камери в лежачому боці покладу, автори пропонують проводити відбійку запасів блока на утворений компенсаційний простір, переміщаючи підірвану руду з центру на лежачий бік покладу. Отже, досягнуті на першому етапі високі показники видобування відбитої руди з лежачого боку покладу зводяться нанівець наступними етапами відпрацювання блока.

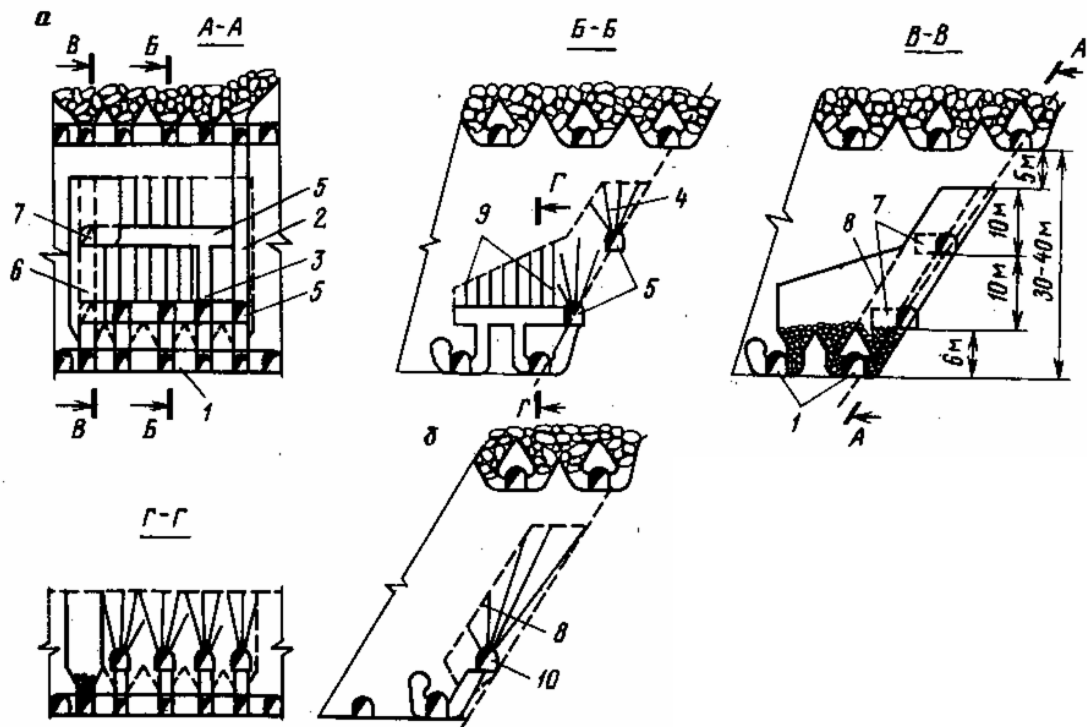


Рис. 1.9. Відпрацювання блока з утворенням похилого компенсаційного простору на лежачому боці покладу: а – на два штреки; б – на один штрек

Для ліквідації вказаного недоліку автори праці [10] запропонували інноваційний метод підвищення ефективності видобування руди при системах з обваленням руди та вміщуючих порід.

Запропоновано варіант системи розробки з обваленням руди та вміщуючих порід із формуванням «піонер-камери» в лежачому боці покладу (рис. 1.10).

Суть варіанта полягає в тому, що відпрацювання очисного блока починається з формування в лежачому боці очисної камери, причому її бічній поверхні надають форму, близьку до бічної поверхні сусіднього еліпсоїда випуску.



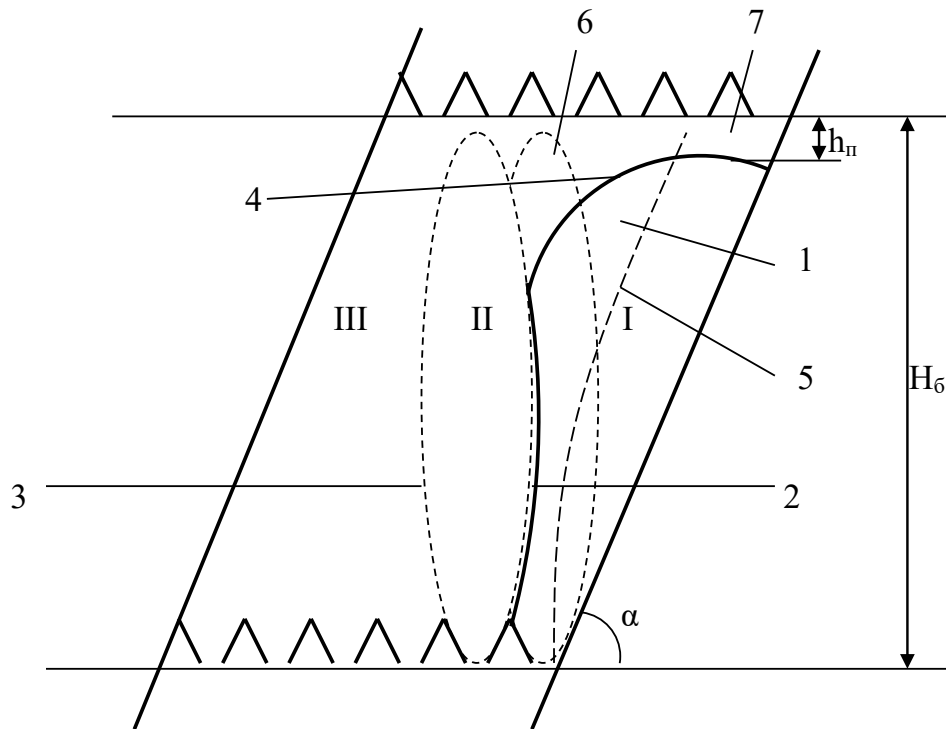


Рис. 1.10. Технологія формування очисної «піонер-камери» лежачого боку: 1 – очисна «піонер-камера» лежачого боку; 2 – бокова поверхня камери; 3 – еліпсоїд випуску обваленої руди другого ряду випускних воронок; 4 – купол очисної «піонер-камери» лежачого боку; 5 – контур «мертвої зони» обваленої руди лежачого боку; 6 – еліпсоїд випуску обваленої руди першого ряду випускних воронок; 7 – стелина;  $\alpha$  – кут падіння рудного покладу, град; I, II, III – зони випуску обваленої руди

При цьому досягається:

- 1) повний випуск відбитої руди з очисної «піонер-камери» лежачого боку;
- 2) відбита руда характеризується високими якісними показниками внаслідок відсутності розубоження пустими породами й низького рівня втрат.

Після повного випуску відбитої руди з очисної «піонер-камери» лежачого боку виконують обвалення стелини, заповнюючи «піонер-камеру»

пустими породами. Далі виконується відбійка основного масиву блока класичним варіантом системи розробки з обваленням руди та вміщуючих порід. Випуск відбитої руди здійснюють під налягаючими обваленими породами.

Наведена технологія дозволяє досягти високих показників видобування корисних копалин без здійснення додаткових витратних заходів.

Технологічною складністю запропонованого методу є формування бічної поверхні «піонер–камери», близької до форми бічної поверхні еліпсоїда випуску.

В.А. Корж [27] пропонує використовувати технологію переміщення «мертвої зони» випуску з обваленої руди в породи лежачого боку. При всіх інших перевагах технологія рекомендована для покладів з кутами падіння не менше 60°. Крім цього, відбійка порід лежачого боку призводить до додаткових матеріальних витрат, що підвищує собівартість видобутку залізних руд.

Отже, незважаючи на часткове вдосконалення окремих технологічних операцій при випуску та доставці відбитої руди з очисних блоків, удосконалення варіантів систем розробки з обваленням руди та вміщуючих порід, показники видобування обваленої руди кардинально не покращилися. Рівень втрат і розубоження залишаються високими й потребують подальшого всебічного вдосконалення.

Доцільність і необхідність зниження втрат відбитої руди, особливо на лежачому боці покладів, підвищення якості видобувної сировини не викликають сумнівів і підтверджуються роботами багатьох вітчизняних і закордонних учених [1,11–13,15,27,32–41].

Для визначення обсягу руди, що залишилася на лежачому боці покладу до початку розубоження, найбільш доцільно застосовувати формулу (1.1). Однак на практиці, обсяг руди, що залишається на лежачому боці покладу, є меншим за рахунок часткового випуску рудної маси після початку

розубоження. Отже, фактичний обсяг чистої руди, що залишається на лежачому боці покладу, буде дещо меншим.

Відповідно, з урахуванням обсягів випущеної розубоженої рудної маси, втрати чистої руди, що залишаються в «мертвій зоні» на лежачому боці покладу, будуть становити

$$\Pi = \left( \frac{H^2 l}{2 \operatorname{tg} \alpha} - 0,5 n Q_{\text{вв}} \right) / Q_{\text{бл}}, \quad \text{при } H \leq m \operatorname{tg} \alpha. \quad (1.3)$$

При  $H > m \operatorname{tg} \alpha$  втрати чистої руди, що залишається в «мертвій зоні» на лежачому боці покладу

$$\Pi = \left( 1 - \frac{R}{m} \right) - 0,5 \operatorname{tg} \alpha \frac{m}{H} \left( 1 - 2 \frac{R}{m} + \frac{R^2}{m^2} \right), \quad (1.4)$$

де  $R$  – радіус воронки випуску, м;

$$R = 2b = 0,14 h + d, \quad (1.5)$$

де  $h$  – висота еліпсоїда випуску, визначається із виразу

$$h = m \operatorname{tg} \alpha, \quad (1.6)$$

тоді

$$R = 2b = 0,14 h + d = 0,14 m \operatorname{tg} \alpha + d. \quad (1.7)$$

З урахуванням перетворень, остаточні втрати руди, що залишаються в «мертвій зоні» на лежачому боці покладу, дорівнюватимуть

$$P = \left(1 - \frac{0,14mtg\alpha + d}{m}\right) - 0,5tg\alpha \frac{m}{H} \left(1 - \frac{0,28tg\alpha + 2d}{m} + \frac{(0,14mtg\alpha + d)^2}{m^2}\right), \quad (1.8)$$

де  $P$  – втрати чистої руди в «мертвій зоні» на лежачому боці покладу, дол.

од.;

$H$  – висота відпрацьованої панелі (підповерху), м;

$l$  – ширина відпрацьованої панелі, м;

$\alpha$  – кут нахилу покладу, град.;

$Q_{\text{вв}}$  – обсяг воронки випуску, м<sup>3</sup>;

$Q_{\text{бл}}$  – запаси блоку, м<sup>3</sup>;

$n$  – кількість випускних виробок у лежачому боці покладу на основному горизонті випуску;

$d$  – діаметр випускного отвору, м;

$b$  – мала піввісь еліпсоїда випуску, м;

$m$  – потужність покладу, м.

За дослідженнями деяких авторів встановлено, що на наш час питома вага процесу випуску та доставки відбитої руди становить 22,4% у собівартості франко-люк [35].

Отже, необхідність удосконалення процесу випуску відбитої руди, забезпечення мінімального рівня втрат і максимальної якості відбитої руди при одночасному скороченні питомих витрат гірничих виробок не викликає сумніву.

Важливим заходом для досягнення високих показників видобування відбитої руди, скорочення обсягів нарізних робіт і забезпечення високої швидкості проведення виробок є застосування на очисних роботах самохідних навантажувально-доставних машин (НДМ) та комплексів.

Продуктивність навантажувально-доставочних машин, залежно від типорозміру й довжини доставки, може коливатися від 500 – 800 до 2500 –

3000 т/зміну. При цьому середня довжина доставки може сягати 300 – 500 м [37–48].

Важливим фактором забезпечення високої продуктивності самохідних НДМ є застосування раціональних конструкцій днищ блоків на приймальних горизонтах.

На сьогодні конструкції днищ блоків відрізняються лише розмірами доставних виробок, що визначаються габаритами машин і конструкцією випускних виробок [15].

На рис. 1.11 представлено конструкцію днища блока з торцевою випускною воронкою та доставкою відбитої руди самохідними НДМ.

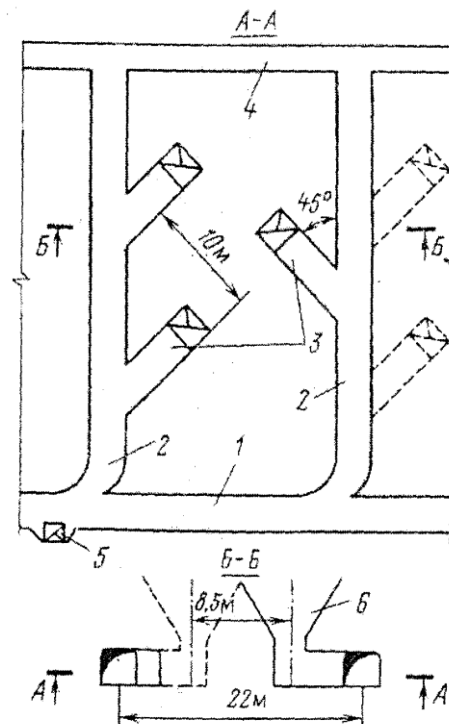


Рис. 1.11. Днище блока з навантаженням відбитої руди самохідними НДМ з торцевої воронки випуску: 1 і 2 – доставні виробки; 3 – навантажувальні заходки; 4 – вентиляційна виробка; 5 – рудоперепускний підняттявий; 6 – випускні воронки

Представлена конструкція днища блока застосовується, зазвичай, у рудах середньої та нижче середньої міцності та стійкості. Виробки, зазвичай, кріпляться арочним металевим кріпленням.

Перевагами цієї конструкції є можливість фронтального навантаження відбитої руди, якісне провітрювання, безпечні умови праці.

До недоліків належать низька продуктивність буровибухових робіт (БВР) при формуванні випускних воронок за допомогою шпурів, можливість зависань негабаритних кусків руди в дучці випускних воронок, значні втрати відбитої руди в ціликах між випускними воронками.

Більш поширеним на світових і вітчизняних рудниках є випуск відбитої руди з формуванням спеціальних випускних траншей [15,26,40,49].

З-поміж основних варіантів випускних траншей при застосуванні самохідної техніки можна виділити траншеї з двостороннім або одностороннім випуском (рис. 1.12).

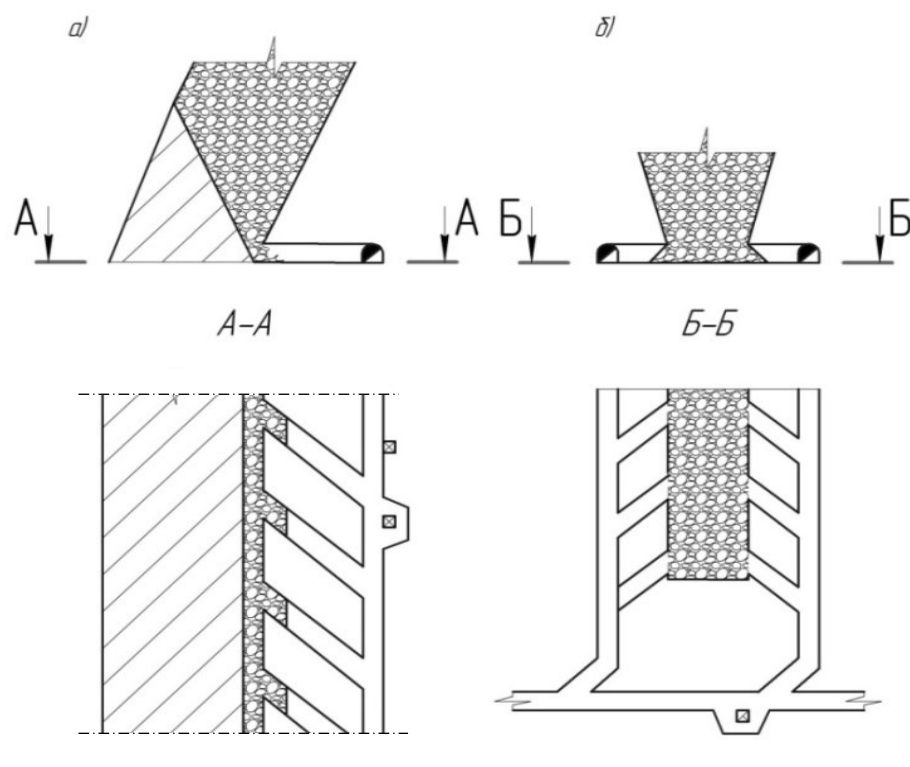


Рис. 1.12. Види випускних траншей: *а* – для одностороннього випуску відбитої руди з траншеї; *б* – для двостороннього випуску відбитої руди з траншеї

Траншеї з одностороннім випуском застосовують, зазвичай, при відпрацюванні покладів потужністю до 20 – 25 м, рис. 1.12, *a*. У цьому разі в породах лежачого боку проходять транспортний штрек, а на контактї руди з породами лежачого боку проводиться траншейний штрек з формуванням відповідної траншеї. Траншейний штрек збивають з транспортним штреком навантажувальними заходками.

При формуванні траншеї з двостороннім випуском очисну камеру розташовують навхрест простягання покладу. У цьому разі в лежачому боці проходять транспортний штрек, а у висячому боці відповідно вентиляційно-господарчий штрек, які збивають доставними ортами. У центрі блока проходять траншейний орт, з якого формують траншею. З траншеї до доставних ортів проходять навантажувальні заходки.

Кут між осями доставної виробки й навантажувальної заходки приймають, зазвичай, приблизно 60-70°. При менших кутах погіршується стійкість ціликів між заходками, але скорочується довжина заходок. Мінімальна ширина цілика між заходками за умови його стійкості не може бути меншою від 4-5 м [41].

Перевагами траншей порівняно з воронками є те, що руду в траншеях відбивають свердловинами, які забезпечують високу продуктивність БВР порівняно зі шпуровою відбійкою при формуванні випускних воронок. Крім того, перевагами траншей порівняно з воронками є скорочення обсягів прохідницьких робіт і можливість суміщення прохідницьких, бурових і очисних робіт на одному горизонті.

Головним недоліком траншейних схем є неповнота навантаження ковша машини при зануренні його під кутом до навалу відбитої руди, що зменшує ефективність використання самохідних НДМ на доставці відбитої руди. Крім того, при зануренні ковша НДМ під кутом до навалу збільшується навантаження на один з боків машини, що викликає відповідні негативні трансформації конструкції НДМ.

Отже, одним із основних методів забезпечення проєктних показників видобування руди й економічної ефективності очисних робіт є правильний вибір параметрів випуску, їх параметричної й технологічної адаптації (оптимізації) для конкретних геологічних, гірничотехнічних і економічних умов, у яких здійснюється відпрацювання родовища.

### 1.3. Висновки

На підставі виконаного аналізу встановлено, що відпрацювання залізорудних родовищ підземним способом в Україні здійснюється з втратами і засміченням руди на рівні 14-20 і 10-16%, відповідно. У результаті цього втрачається практично кожна п'ята тонна відбитої руди.

Доведено, що досягнення максимальної ефективності розробки може бути забезпечене за рахунок установлення оптимального співвідношення між якісними показниками видобування відбитої руди й собівартістю її видобутку.

Якість залізорудної сировини є основним показником, який забезпечує його конкурентоспроможність на внутрішньому й зовнішньому ринках. Якість залізорудної продукції формується в процесі видобутку рудної маси та її переробки в товарну продукцію.

Виконаний аналіз дозволив установити, що залізо відновлюється з руди тим швидше, чим менший розмір кусків. У той же час, наявність дрібної, «пилової» фракції призводить до злежування руди й погіршує її газопроникність відбудовними газами.

Установлено, що максимальний розмір куска руди доцільно приймати 50-80 мм, мінімальний – 6-10 мм.

Проведений аналіз дозволив визначити, що якість відбитої руди доцільно розглядати як об'єднання кількох взаємозалежних і взаємовпливових понять «якості», а саме:

по-перше – це поняття якості відбійки або фрагментації відбитої руди;



по друге – це поняття якості видобутої рудної маси з урахуванням втрат та розубоження (засмічення) відбитої руди пустими породами при її випуску з очисних блоків;

по третє – це поняття якості, як критерію вмісту заліза в руді, яка постачається металургійним підприємствам.

Результати аналізу основних вимог до якості залізорудної сировини та впливу технології підземної розробки на якісні показники видобування руди з очисних блоків, наведені в розділі, автор опублікував у таких роботах [55-59,72-74].

#### 1.4. Список використаних джерел до 1 розділу

1. Малахов Г.М., Безух В.Р., Петренко П.Д. Теория и практика выпуска руды. – М.: Недра, 1968. – 311с.

2. Шепель О.Л. Про питання зниження втрат руди на лежачому боці покладів / В.О.Калініченко, В.М.Тарасютін, С.В. Письменний, О.Л. Шепель // Гірничий вісник Криворізького національного університету. – 2015. – № 99. – С. 42–45.

3. Косенко А.В. Комп'ютерне моделювання інтенсифікації технологічного процесу випуску руди під обваленими пустими породами / Косенко А.В., Тарасютін В.М., Шепель О.Л. // Гірничий Вісник. – 2018. – Вип. 104. – С. 92-96. (Index Copernicus, Research Bible, Academic Keys).

4. Римарчук Б.І. Про питання зниження гірничого тиску при випуску руди з обвалених блоків / Б.І. Римарчук, О.Л. Шепель, М.В. Худик // Вісник Криворізького національного університету. – 2020. – № 50. – С. 82–87. doi: 10.31721/2306-5451-2020-1-50-82-87.

5. Шепель О.Л. Дослідження питання зниження гірничого тиску при випуску руди за різних умов, що впливають / Шепель О.Л., Худик М.В., Косенко А.В. // Вісник Криворізького національного університету. – 2022. – Вип. 54. – С. 131-137. (Index Copernicus, Research Bible, Academic Keys).

6. Peremetchyk, A., N Shvaher, Pysmennyi, S., Fedorenko, S., Podoynitsyna, T. Modeling and Prediction of Iron Ore Quality Indicators. *Inżynieria mineralna – journal of the Polish*, tom 1 nr 1 (2023), 119–128.

<https://doi.org/10.29227/IM-2023-01-15>.

7. Peremetchyk A., Kulikovska O., Chukharev S., N Shvaher, Fedorenko S., Moraru R., Panayotov V. Predictive geometrization of grade indices of an iron-ore deposit. *Mining of Mineral Deposits*, 2022. 16(3), 67-77.

<https://doi.org/10.33271/mining16.03.067>.

8. Шепель О.Л. Обґрунтування шляхів зниження втрат руди при розробці покладів / О.Л. Шепель // «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі»: міжн. наук.-техн. Інтернет-конф. (14 грудня 2016 р.). – Кривий Ріг: ДВНЗ «КНУ», 2016. – С. 105.

9. Шепель О.Л. Аналіз лабораторних досліджень з встановлення умов випуску руди, що визначають способи покращення й удосконалення технології відпрацювання потужних рудних покладів системами підповерхового обвалення руди / О.Л. Шепель // «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі»: II міжн. наук.-техн. інтернет-конф. (14 грудня 2017 р.). – Кривий Ріг: ДВНЗ «КНУ», 2017. – С. 123.

10. Калиниченко В.А., Калиниченко Е.В. Повышение эффективности извлечения руды при системах с обрушением // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: Изд-во КТУ. - 2001. - Вып.74. – С. 65-68.

11. Корж В.А. Технологія видобування без втрат руди в „мертвій” зоні лежачого боку. // Відомості Академії гірничих наук України. – Кривий Ріг: Мінерал. – 1999. - №1. – С.36-39.

12. O.L. Shepel Concerning a definition question Conditions of an ore drawing, which Promote improvement Technologies of mining of ore deposits Systems of a sublevel caving of ore / O.L. Shepel // «Innovative Development of Resource-Saving Technologies of Mineral Mining and Processing»: International Scientific and Technical Internet Conference. (14 december 2018). – Romania: University of Petroșani, 2018. – P. 44.

13. S. Pysmennyi, D. Brovko, I. N Shvaher, Kasatkina, D. Paraniuk, O. Serdiuk. Development of complex-structure ore deposits by means of chamber systems under conditions of the Kryvyi Rih iron ore field. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*, 5(1(95)), 33- 45.

<https://doi.org/10.15587/1729-4061.2018.142483>.

14. S. Pysmennyi, M. Fedko, S. Chukharev. Mining of rich iron ore deposits of complex structure under the conditions of rock pressure development. *E3S Web of Conferences*, (201), 01022.

<https://doi.org/10.1051/e3sconf/202020101022>.

15. Чернокур В.Р., Шкребко Г.С., Шелегеда В.И. Добыча руд с подэтажным обрушением. – М.: Недра, 1992. – 271с.

16. Шепель О.Л. Щодо питання визначення оптимальних умов випуску руди при системах підповерхового обвалення руди / О.Л. Шепель // «Розвиток промисловості та суспільства–2020»: міжн. наук.-техн. конф. (17–20 лист. 2020 р.). – Кривий Ріг: «КНУ», 2020. – С. 19.

17. Шепель О.Л. Технологія вибухового зміщення руди з лежачого боку покладу в активну зону випуску за допомогою вертикальних концентрованих зарядів / О.Л. Шепель // «Сталий розвиток промисловості та суспільства–2014»: міжн. наук.-техн. конф. (27–30 трав. 2014 р.). – Кривий Ріг: «КНУ», 2014. – С. 9.

18. Калініченко О.В. Підвищення показників вилучення залізних руд при випуску обваленої рудної маси на контакті з твердіючим штучним масивом / Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2017. Вип. 45. С. 118–122.

19. Калініченко О.В. Управління процесами підземних гірничих робіт з урахуванням впливу на них напружено-деформованого стану гірського масиву / Вчені записки Таврійського національного університету ім. В.І. Вернадського. Серія «технічні науки», 2018. Том 29 (68). №2. С.232–236.

20. Войтенко Ю.И., Кравец В.Г., Коробийчук В.В. О синергетике поведения горных пород в условиях горного и пластового давления. *Технічна інженерія*. 2020. № 2 (86). С. 150–161.

21. Безух В.Р., Петренко П.Д., Кудрявцев М.С., Суденко А.И. О фигурах выпуска сыпучих материалов // *Сборник научных трудов КГРИ*. - Вып. XXIII. – Госгортехиздат.- 1963. – С.43-45.

22. Калініченко В.О., Письменний С.В., Калініченко О.В. Розкриття запасів залізних руд Криворізького басейну підземним способом нижче глибини 1500...1700 м / *Збірник наукових праць "Вісник НУВГП"*. Рівне, 2018. Випуск 1 (81). Серія "Технічні науки". С.229-240.

23. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Грищенко М.А. Випуск руди з малорухомої зони на лежачому боці покладу похилим очисним вибоєм. *Гірничий вісник: Науково-технічний збірник*. – Кривий Ріг. – 2018. – Вип. 104. – С. 3–8.

24. Калініченко В.О., Колосов В.О., Ступнік М.І. Основи підземної розробки рудних родовищ. – Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 2015. – 323 с.

25. Kalinichenko V., Pysmennyi S., Shvaher N., Kalinichenko O. Selective underground mining of complex structured ore bodies of Kryvyi Rih Iron Ore Basin / *E3S Web of Conferences*, 60, art. no. 00041 (2018). 10p. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/20186000041>. (Scopus).

26. Калініченко В.О., Ступнік М.І., Федько М. Б. Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ: [підручник]. – Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 2017. – 278 с.

27. Корж В.А. Розробка ресурсозберігаючих технологій очисної виїмки на основі закономірностей випуску руди з неоднорідними сипучими властивостями. – Автореф. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук. – Кривий Ріг: Мінерал, 2001. – 35 с.

28. Калініченко В.О. Розвиток наукових основ раціонального використання сировинної бази Кривбасу при включенні в розробку

втрачених руд і магнетитових кварцитів. – Автореф. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук. – Кривий Ріг, 2008. – 36 с.

29. А.А. Азарян. Пути снижения потерь и засорения железной руды подземной добычи в Кривбассе / А.А. Азарян, А.С. Батареев 2, Ф.И. Караманиц 3, В.А. Колосов 4, В.С. Моркун // Nauka innov. 2018, Выпуск14(4). С. 18-26.

30. Азарян А.А. Комплекс ресурсо- і енергозберігаючих геотехнологій видобутку та переробки мінеральної сировини, технічних засобів їх моніторингу із системою керування та оптимізації гірничорудних виробництв / Вілкул Ю.Г., Капленко Ю.П., Караманиць Ф.І., Колосов В.О., Моркун В.С., Пілов П.І., Сидоренко В.Д., Темченко А.Г., Федоренко П.Й. // Кривий Ріг, Мінерал, 2006. С. 261.

31. Азарян А.А. Инструкция по нормированию, прогнозированию и учету показателей извлечения руды из недр при подземной разработке железорудных месторождений / Азарян А.А., Колосов В.А., Моргун А.В., Попов С.О., Ступник Н.И. // Кривой Рог: Минерал, 2012. С. 167

32. Плеханов В.К. Инструкция по определению, учету, экономической оценке и нормированию потерь железной руды при подземной разработке месторождений Криворожского бассейна / Плеханов В.К. - Кривой Рог: НИГРИ, 1979. -136 с.

33. Калініченко О.В. Дослідження напружено-деформованого стану масиву при відпрацюванні і закладці очисних камер першої черги твердіючою закладкою/ Вісник НУВГП. Технічні науки: зб. наук. праць. – Рівне, 2018. Вип. 4(84). С.78–88.

34. Калініченко О.В. Методика та порядок виконання експериментальних досліджень на моделях з еквівалентних матеріалів / Вісник НУВГП. Технічні науки: зб. наук. праць. Рівне, 2018. Вип. 3(83). С.155-161.

35. Колосов В.А. Повышение качества железорудной продукции и показателей работы шахт на основе совершенствования технологии добычи и переработки: Дис...докт. техн. наук: 05.15.02. - Кривой Рог, - 2002. - 446с.

36. Капленко Ю.П., Корж В.А., Хівренко О.А. Технологія очисної виїмки з комбінованим отваленням і почергово-стадійним випуском // Відомості Академії гірничих наук України. – Кривий Ріг: Мінерал. – 1998. - №1. - С.61-64.

37. Чухарєв С.М., Плужник Ю.А., Калініченко О.В. Перспективи підземної розробки у Криворізькому залізорудному басейні / Перспективи розвитку сучасної науки: матеріали Міжнар. наук.-практ. конф. Київ: МЦНД, 2015 р.). С. 53, (заочна участь).

38. Куліковська О.Є. Науково обґрунтована модель комплексного управління розвитку гірничодобувних регіонів – інструмент розв'язання екологічних і соціальних проблем / Збалансований (сталій) розвиток України – пріоритет національної політики: Всеук. наук.-практ. конф. 25–26 жовтня 2010 р.: тези допов. Центр екологічної освіти та інформації. Київ, 2010. С. 74–78.

39. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В. Економічна оцінка ризиків можливих геомеханічних порушень денної поверхні в полях шахт Кривбасу / Науковий вісник Національного гірничого університету. Дніпропетровськ, 2012. №6(132). С. 126–130.

40. Сучасні технології розробки рудних родовищ: Збірник наукових праць за результатами роботи II Міжнародної науково-технічної конференції (Кривий Ріг, 23–24 березня 2012 р.). Кривий Ріг: Видавничий дім, 2012. 140 с.

41. Цариковский В.В., Григорьев А.П., Яценко Е.И., Сакович А.В. и др. Перспективные пути повышения эффективности добычи богатых руд Кривбасса на больших глубинах / В.В. Цариковский, А.П. Григорьев, Е.И. Яценко, А.В. Сакович // Сб. научн. трудов НИГРИ. – Кривой Рог: НИГРИ. – 2000. – С. 62-67.

42. 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.

43. Перспективы технического и технологического перевооружения подземной добычи руды на глубоких горизонтах шахт Кривбасса / В. Я. Тарапата, Ф. И. Караманиц, В. С. Ричко, Ю. А. Плужник // Вісник КТУ – 2011 – вип. 28 – С. 3-6.

44. Комбінований спосіб доставки руди при відпрацюванні потужних рудних покладів / Д. Ф. Зенюк, В. М. Тарасютін, О. Я. Хівренко, М. Б. Федько // Вісник КНУ – 2012. – №29 – С. 20-25.

45. 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. Зб.наук.праць. – Кривий Ріг: КНУ. – 2016. – Вип.41. – С. 141-146.

46. Ступник Н. И. Пути совершенствования технологии подземной разработки богатых железных руд Кривбасса / Ступник Н. И, Кудрявцев М. И., Басов А. М. // Вісник КТУ – 2010. – №26 – С. 4-6.

47. Разработка ресурсосберегающих технологий добычи руды на глубоких горизонтах шахт Кривбасса / Тарапата В. Я., Караманиц Ф. И., Ричко В. С., Плужник Ю. А. // Вісник КТУ. – Вип. 26. – 2010. – С. 77-79.

48. Чухарев С.М., Плужник Ю.А., Калініченко О.В. Перспективи підземної розробки у Криворізькому залізорудному басейні / Перспективи розвитку сучасної науки : матеріали Міжнар. наук.-практ. конф. (м. Київ, 24-25 червня 2015 р.). К.: МЦНД, 2015. С. 53.

49. Калініченко В.О., Швагер Н.Ю., Калініченко О.В. та ін. Дослідження та удосконалення технології відпрацювання покладів із застосуванням самохідної доставочної техніки / Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2015. Вип. 40. С. 3–8.

50. Parisean W.G. Estimation of support load requirements of underground mine openings by computer simulation of mining sequence / *Trans. Soc. MiningEng. AJME*, 1987. Vol. 262. №2 (june). P. 100–109.

51. Калініченко О.В. Удосконалення концепції системного управління процесами підземних гірничих робіт з урахуванням впливу на них напружено-деформованого стану гірського масиву / *Гірничий вісник: наук.-техн. збірник*. Кривий Ріг, 2016. Вип. 100. С. 27–31.

52. Хоменко О. Є. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений: справочное пособие / О. Є. Хоменко, М. Н. Кононенко, Д. В. Мальцев // – Д.: Национальный горный университет, 2011. – 448 с.

53. Калініченко О.В. Підвищення показників вилучення залізних руд при випуску обваленої рудної маси на контакт з твердіючим штучним масивом / *Вісник Криворізького національного університету* : зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2017. Вип. 45. С. 118–122.

54. М.І. Ступнік, В.О. Калініченко, М.Б. Федько, О.В. Калініченко, С.В. Письменний. Процеси підземних гірничих робіт: підручник. – Кривий Ріг: Сінельников Д.А., 2017. – 195 с.

55. Ступнік М.І., Хівренко О.Я., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Почтарьов О.В. Підвищення якості відбійки руди в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» / *Вісник Криворізького національного університету*: зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2021. Вип. 52. С. 3 – 10.

<http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/4105>.

56. M.I. Stupnik, V.O. Kalinichenko, O.V. Kalinichenko, A. Pochtarev. Technological measures to enhance efficiency of mining ore from stopes applying self-propelled equipment / *E3S Web Conf. Volume 280, 2021 Second International Conference on Sustainable Futures: Environmental, Technological, Social and Economic Matters (ICSF 2021)*. 30 June 2021. P. 1–8.

<https://doi.org/10.1051/e3sconf/202128008010>. (Scopus).



57. Stupnik M. Improvement of ore drawing technology and mined iron ore grade in underground mining / M. Stupnik, V. Kalinichenko, A. Pochtarev // Innovative development of resource-saving technologies and sustainable use of natural resources : proceeding of the 4rd International scientific and technical conference. – Petroșani, Romania : UNIVERSITAS Publishing, 2021. – Edition 4. – P. 137–139. <http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/4138>. (Scopus).

58. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Почтарев А. Підвищення якості руди при використанні самохідної навантажувально-доставочної техніки / Матеріали науково-технічної інтернет-конференції "Розвиток промисловості та суспільства". Кривий Ріг, 2021. С. 3. [http://www.knu.edu.ua/storage/files/2/Наука/Конференції/Конференції%202021/Розвиток/Тези\\_%202021\\_%20OK2.pdf](http://www.knu.edu.ua/storage/files/2/Наука/Конференції/Конференції%202021/Розвиток/Тези_%202021_%20OK2.pdf).

59. Mykola Stupnik, Vsevolod Kalinichenko, Olena Kalinichenko and Alexey Pochtarev. Improvement of extracted iron ore grade in underground mining / IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 970, III International Conference "Essays of Mining Science and Practice" 06/10/2021 - 08/10/2021 Dnipro. P. 1–8. <https://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/970/1/012048>. (Scopus).

60. Shepel, O., Rymarchuk, B. About a question of a decrease of a rock pressure at an ore drawing from the brought down blocks. Multi-authored monograph. - Petroșani, Romania: UNIVERSITAS Publishing, 2020. – 514 p. (181–197). <https://doi.org/10.31713/m912>.

61. Rymarchuk, B., Shepel, O. (2020). Ways of increase of efficiency of drilling-and-blasting. E3S Web of Conferences, 166, art. no. 03001. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016603001>. (Scopus).

62. Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних об'єктів: монографія / Н.В. Зуєвська, К.С. Іщенко, О.К. Іщенко, В.В. Коробійчук.– Київ:КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2021. –392 с.

63. С.А., Іщенко О.К., Коба Д.В., Іщенко К.С. Нові методичні підходи щодо обґрунтування вибору вибухової речовини для руйнування міцних гірських порід. Геотехническая механика. Межведомственный сборник научных трудов ИГТМ НАН Украины.– Днепропетровск: – 2019.– №145 – С. 36-47.

64. Крысин Р.С., Домничев В.Н. Современные взрывчатые вещества местного приготовления. –Днепроп-ск.: Наука и образование, 1998. -140с.

65. O. Ishchenko, D. Koba and K. Ishchenko Selection and justification of drilling and blasting parameters using genetic algorithms. Scientific bulletin of NMU. – Dnipro. – 2023.– №4. – PP.57-65. Scopus.

66. Ishchenko O.K., Konoval V.M. Ishchenko K. S. Physical and simulation modelling of solid media fracturing by means of explosive charges of different cross-sectional shapes. Mining of Mineral Deposits. 2022. Volume 16. Issue 4. PP.122-131. Scopus and Web of Science Core Collection.

67. Захаренков Е.И. Состояние взрывного дела на Украине. Государственный надзор в сфере обращения со взрывчатыми материалами промышленного назначения / Украинский союз инженеров горняков. Информационный бюллетень №4, 2010. - С. 3-8.

68. <http://www.ukr-prom.com/nomid3398/>.

69. Коновал В.М., Іщенко К.С. Теоретичні і експериментальні дослідження різноградієнтного вибухового навантаження твердого середовища по довжині заряду змінного перерізу. Вчені Записки Таврійського НТУ ім. Вернадського. Том 33 (72), № 1. 2022. С.229-240.

70. Л.Н. Шиман, Е.Б. Устименко. Передовые high-tech технологии для обеспечения безопасности проведения буровзрывных работ / Украинский союз инженеров горняков. Информационный бюллетень №11, 2008, с. 17-29.

71. Барон В.Л., Кантор В.Х. Техника и технология взрывных работ в США. –М., Недра, 1989. 376с.

72. Mykola Stupnik, Olena Kalinichenko, Mykhailo Fedko, Mykhailo Hryshchenko, Vsevolod Kalinichenko, Serhii Chukharev, Sofiia Yakovleva, Alexey

Pochtarev. Study and enhancement of underground mining technologies to prevent earth's surface failures / Revista Minelor / Mining Revue (MinRv). University of Petrosani, Romania. 2022 - Vol 28: Nr. 1. P. 46 – 53.

<https://sciendo.com/it/article/10.2478/minrv-2022-0004>.

73. Stupnik, Mykola; Kalinichenko, Vsevolod; Kalinichenko, Olena; Pochtarev, Alexey; Fedko, Mykhaylo; Pysmennyi, Serhii. Methodology enhancement for determining parameters of room systems when mining uranium ore in the SE “SKHIDGZK” underground mines, Ukraine / Mining of Mineral Deposits. ISSN 2415-3443 (Online) | ISSN 2415-3435 (Print). Journal homepage <http://mining.in.ua>. Volume 16 (2022), Issue 2, pp. 33-41. <https://doi10.33271/mining16.02.033>. (Scopus).

74. Mykola Stupnik, Tetiana Oliinyk, Alexey Pochtarev, Olena Kalinichenko and Vsevolod Kalinichenko. Enhancement of the quality of marketable iron ore products of Kryvyi Rih iron ore basin. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 1156, IV International Conference "ESSAYS OF MINING SCIENCE AND PRACTICE" (RMGET-2022) 09/11/2022 - 11/11/2022 Dnipro, Ukraine. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012031>. (Scopus).

75. N Shvaher, Pysmennyi, S., Shepel, O. Kovbyk, K., Dolgikh O. Development of resource-saving technology when mining ore bodies by blocks under rock pressure. E3S Web of Conferences, (166), 02006.

<https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016602006>.

76. В.А. Колосов. Организация системы управления показателями извлечения железных руд при подземной разработке месторождений. – Технічні науки. Вісник Криворізького національного університету, вип. 32, 2012. С. 23-28.

77. Гірничий закон України. Відомості Верховної Ради. - 1999. — №50.

78. A Peremetchyk, S Pysmennyi, S Chukharev, N Shvaher, S Fedorenko and R Moraru. Geometrization of Kryvbas iron ore deposits. OP Conference

Series: Earth and Environmental ScienceThis link is disabled., 2023, 1254(1), 012067

<https://doi.org/10.1088/1755-1315/1254/1/012067>.

79. Дослідження рекультиваційних перспектив відвалу № 4 Центрального гірничо-збагачувального комбінату, підпрацьованого підземними гірничими роботами / М. І. Ступнік, Д. В. Бровко, В. О. Калініченко та ін. // Гірничий вісник : наук.-техн. зб. – Кривий Ріг, 2023. – Вип. 111. – С. 3–11.

## РОЗДІЛ 2

### ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ НА ЯКІСНІ ПОКАЗНИКИ ВИДОБУВАННЯ ВІДБИТОЇ РУДИ З ОЧИСНИХ БЛОКІВ

2.1. Дослідження технологічних засобів управління якісними показниками відбійки руди в очисних блоках при буровибухових роботах

Виконаний вище аналіз дозволив Установити, що залізо відновлюється з руди тим швидше, чим менший розмір кусків. У той же час, наявність значної кількості дрібної, «пилової» фракції погіршує показники видобування металу з рудної маси.

Дослідницьким і промисловим шляхом було встановлено, що максимальне вилучення заліза з руди відбувається при розмірах кусків у межах від 6-10 мм до 50-80 мм.

Безумовно, досягти таких показників фрагментації виключно за рахунок буровибухових робіт практично неможливо та й узагалі недоцільно.

Тому при проектуванні буровибухових робіт необхідно визначити оптимальні показники відбійки, які задовольняли б вимоги не тільки до якості подрібнення руди при відбійці, а й вимоги зниження собівартості БВР по блоку.

Безперечно, якість фрагментації руди вибухом безпосередньо впливає на подальші процеси випуску й доставки відбитої руди. Наявність великих негабаритних кусків збільшує кількість зависань руди в дучках, а дрібні пилюваті частинки схильні до злежування відбитої руди. Усе це погіршує і знижує продуктивність випуску й доставки відбитої руди до відкотних посудин і підвищує собівартість видобутку руди по блоку.

Окрім того, наявність значної кількості великих кусків руди та дрібної пилової фракції негативно впливає на подальші процеси переробки залізної руди в металургійну продукцію.

Отже, початковий процес підземних гірничих робіт, яким є відбійка руди, значною мірою впливає на всю технологічну лінійку як видобутку руди в шахті, так і її подальшу переробку в металургійну продукцію.

Серед основних причин неякісного подрібнення руди при БВР було визначено ключову причину, яка найбільшим чином впливає на якість відбитої руди. Якщо виключити людський чинник, який полягає в неякісному розрахунку параметрів БВР, недобурюванні або перебурюванні свердловин, наявності вибухівки низької якості, то залишається головна гірничо-геологічна причина, на яку практично не впливає людський чинник.

Такою головною причиною, на наш погляд, є викривлення свердловин відносно проєктного контуру, іноді з потраплянням свердловин у законтурний простір або пусті породи.

Слід наголосити, що викривлення свердловин є досить загальним терміном. Під ним розуміють і відхилення свердловини від проєктного контуру в результаті помилки при забурюванні, і саме викривлення свердловин при перетині шарів руди, особливо різної міцності.

У першому випадку відхилення свердловини від проєктного контуру пояснюється людським чинником і не носить постійного характеру. Тому ці випадки можна ігнорувати як випадкові.

Відхилення свердловини від проєктного контуру в результаті несправності або некоректної роботи обладнання також не має сталого характеру, тому ним можна знехтувати.

Отже, основні проблеми з викривлення свердловин спостерігаються при перетині шарів руди, особливо різної щільності, міцності та тріщинуватості.

Слід наголосити, що викривлення свердловин змінює параметри БВР, особливо величину ЛНО та відстань між кінцями глибоких свердловин. Це призводить до того, що відстань між кінцями сусідніх свердловин може:

– збільшитися, що призведе до непрогнозованого виходу негабаритних кусків відбитої руди з подальшими проблемами;

– зменшитися, що призведе до додаткового виходу дрібної пилюватої фракції, що також є недоцільним.

Для аналізу фактичного стану БВР, а саме проблеми викривлення свердловин при розбурюванні віял глибоких свердловин, було досліджено схеми відбійки руди глибокими свердловинами, пробуреними згідно з проектом № -2-22 нарізних та очисних робіт у панелі 102-106а осі гор.1387 м у п/поверсі гор.1390/1345 м покладу "Основний-95" (штр. 1-2, орти) ш. «Криворізька» АТ «Криворізький залізорудний комбінат» (КЗРК). Такі умови є характерними для родовищ багатих залізних руд Криворізького залізорудного басейну.

Балансовий запас проєктованого блока становить 117,0 тис. т із середнім вмістом заліза 60,05%.

Ділянка покладу «Основний – 95», на якій проводилися дослідження викривлення свердловин, розташована в центральній частині шахтного поля та представлена пластоподібним рудним тілом зі звивистим контуром.

Поклад «Основний – 95», у межах проведення робіт, представлений рудою мартитовою п'ятого залізистого горизонту, та ускладнений у південній частині ділянки малопотужним вкрапленням мартитових кварцитів. Горизонтальна потужність рудного покладу обмежена розмірами панелі та на горизонті 1387 м складає 35 м. Падіння порід західне під кутами 45-55°.

Поклад достатньо розвіданий для проєктування очисних робіт.

Корисна копалина в межах проєктованої ділянки представлена рудою мартитовою п'ятого залізистого горизонту .

Руда мартитова ( $PR_1Sx^{5f}$ ), синього кольору, тонкошаруватої текстури, міцністю 5-7 балів (середня 6) за шкалою професора М.М. Протодьяконова, інтенсивної тріщинуватості,  $K_{стр.} < 0,5$ , надто низької стійкості, брилової окремості. Руда схильна до утворення вивалів та відшарувань з покрівлі та стінок виробок, особливо тих, що проходяться за простяганням порід. Об'ємна вага руди становить 3,65 т/м<sup>3</sup>.

Середній вміст заліза в масиві проєктованої панелі складає 60,05%.

Вміщуючі породи представлені кварцитами мартитовими п'ятого залізного горизонту.

Кварцити мартитові, ( $PR_1Sx^{5f}$ ), синього та синьо-бурого кольору, середньошаруватої текстури, міцністю 12-14 балів (середня 13 балів) за шкалою професора М.М. Протодьяконова, інтенсивної тріщинуватості,  $K_{стр.} < 0,5$ , середньої стійкості, плитчастої окреможі. Їх об'ємна вага становить 3,4 т/м<sup>3</sup>.

Висячий бік складений кварцитами гідрогематитовими, шостого сланцевого горизонту. Кварцити бурого кольору, грубошаруватої текстури, міцністю 7-9 (середня 8) за шкалою професора М.М. Протодьяконова, інтенсивної тріщинуватості,  $K_{стр.} < 0,5$ , низької стійкості, плитчастої окреможі. Об'ємна вага становить 2,97 т/м<sup>3</sup>. Вміст заліза в породах висячого боку складає 42,56 % .

З лежачого боку розташований масив руди мартитової з середнім вмістом заліза в масиві 59,56%.

Великих тектонічних порушень у межах проєктованої ділянки не виявлено, розвинені різнонаправлені тріщини сколювання, відриву та розшарування.

На підставі гірничо-геологічної характеристики покладу в панелі 102-106а (штр.1-2, орти) гор.1387 м прийнято систему підповерхового обвалення з відбійкою руди вертикальними віями свердловинних зарядів з одночасним утворенням підсічки. Утворення підсічки виконується глибокими свердловинами.

Параметри панелі (табл. 2.1) визначені конструктивно та перевірені за інструкцією НДГРІ [2].

У табл. 2.2 представлено розподіл запасів панелі за видами робіт.



Таблиця 2.1. Параметри очисної панелі

Панель	Довжина, м	Ширина, м	Ширина підсічки, м	Площа підсічки, м <sup>2</sup>	Об'єм підсічки м <sup>3</sup> /тис.т.	Об'єм компенсаційно го простору, м <sup>3</sup> /тис.т.
102-106а (штр. 1-2, орти) гор.1387м	32	28,5	11,5	203,5	915,8/3,3	6063/22,1

Таблиця 2.2. Розподіл запасів у панелі

Найменування панелі	Запаси, відбиті свердло винами, тис.т.	Запаси, відбиті штанго вими шпурами тис.т.	Від нарізн их робіт, тис.т.	Усього запасу, тис.т.		Пусті породи, тис.т	Прокітні втрапи, т.т	Fe у балансо- вих записах, %	Fe у виймково- му запасі, %	Строк відпрацюваня, міс. (рекомендовано)
				Б	В					
102-106а (штр. 1-2, орти) гор.1387м	109,0	8,0	9,5	117,0	117,0			60,05	60,05	4,7

Відстань між ортами скреперування 10 м, між дучками – 5,5м.  
Розрахунок ЛНО виконано відповідно до інструкції КГРІ за методикою проф.  
Ю.П. Капленка [1].

Згідно з методикою, ЛНО глибоких свердловин буде дорівнювати

$$W = k \cdot d \cdot \rho \cdot \eta \cdot c,$$

де  $k$  – коефіцієнт неоднорідності масиву (0,9);

$d$  – діаметр свердловин (0,1м);

$\rho$  – щільність заряджання (0,93);

$\eta$  – перевідний коефіцієнт (1,0);

$c$  – показник вибуховості.

$$W = 0,90 \cdot 0,1 \cdot 0,93 \cdot 1,0 \cdot 36,5 = 3,0 \text{ м.}$$

Оптимальна відстань між віями свердловин  $a = 3,0 \cdot 1,0 = 3,0 \text{ м.}$

Цим проєктом планується застосування віял глибоких свердловин діаметром 110 мм. Прийнята схема буріння масиву забезпечує можливість використання ефективних методів керування дії вибухом, мінімальний динамічний вплив на конструктивні елементи системи розробки.

Для дослідження закономірностей впливу викривлення свердловин на зміну параметрів БВР, особливо величину ЛНО та відстань між кінцями глибоких свердловин, було виконано виміри та обробку результатів викривлення свердловин.

Виконані дослідження дозволили виявити основні закономірності викривлення глибоких свердловин. Так встановлено, що при бурінні вертикальних віял глибоких свердловин навхрест простягання рудного покладу (рис. 2.1) напрямок викривлення свердловин та величини викривлення від проєктного контуру залежить від кількох основних чинників.

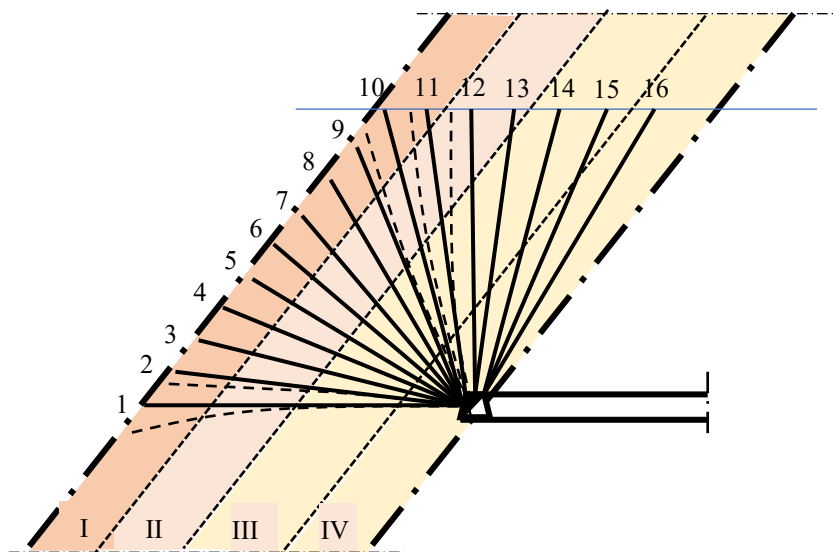


Рис. 2.1. Схема розбурювання рудного покладу вертикальним віялом глибоких свердловин з їх проєктним та прогнозним контуром: 1,2,3... номери свердловин у віялі; I,II,III, IV – шари рудного покладу

По–перше, величина викривлення свердловин залежить від довжини пробурених свердловин.

По–друге, величина викривлення свердловин залежить від діаметра глибоких свердловин.

По–третє, величина та напрямок викривлення свердловин залежить від кута забурювання глибоких свердловин відносно шарів руди.

При бурінні вертикальних віял глибоких свердловин за простяганням рудного покладу напрямок відхилення свердловин і величини викривлення від проєктного контуру залежать від аналогічних основних чинників.

Практичні вимірювання викривлення глибоких свердловин виконано за допомогою маркшейдерської служби шахти «Криворізька» для віяла 1 глибоких свердловин, пробурених з бурового орту 104а гор.1367 м (рис. 2.2).

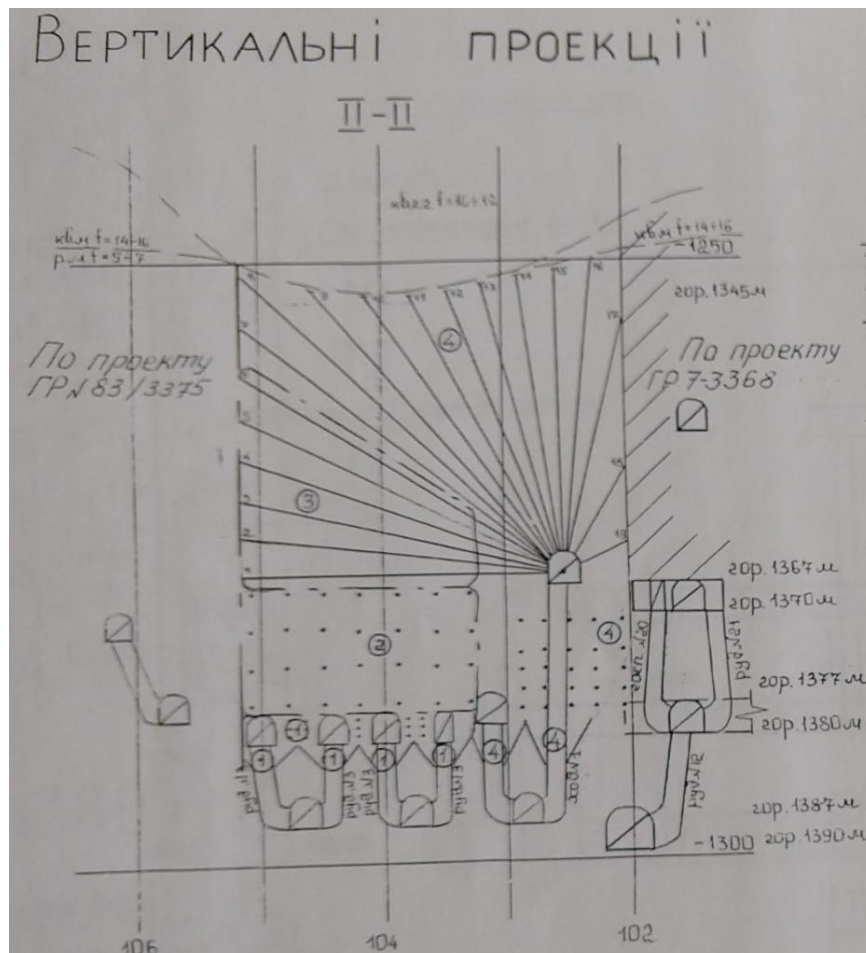


Рис. 2.2. Вертикальна проєкція віяла 1, пробуреного з бурового орту 104а гор.1367 м

Віяло 1 глибоких свердловин, пробурених з бурового орту 104а гор.1367 м є найдовшим і найбільш повно характеризує можливі відхилення свердловин від проєктного контуру.

Результати дослідження відхилення свердловин від проєктного контуру для першого віяла глибоких свердловин з максимальною довжиною, пробурених з бурового орту 104а гор.1367 м, представлено в табл. 2.3.

Таблиця 2.3. Результати практичних вимірювань глибоких свердловин, пробурених з бурового орту 104а гор.1367 м

№ свердловин	Довжина, м	Відхилення від проєктного контуру, м
Віяло 1 бурового орту 104а гор.1367 м		
1	25	0,0
2	25	0,0
3	26	0,2
4	27	0,3
5	27	0,3
6	29	0,5
7	31	0,5
8	34	0,6
9	29	0,4
10	26	0,4
11	24	0,2
12	23	0,3
13	23	0,1
14	23	0,2
15	23	0,1
16	24	0,2
17	20	0,1
18	8	0,0
19	6	0,0

Як видно з табл. 2.3 мінімальні відхилення свердловин спостерігалися в перших свердловинах. Це можна пояснити тим, що перші свердловини пробурені паралельно шарам руди і практично не змінюють свого напрямку. Далі всі інші свердловини бурилися під різними кутами до напластування,

що позначилося на їх відхиленні від проєктного контуру. Крім того, значний вплив на величину відхилення мала довжина свердловин.

У результаті досліджень було оброблено виміри 77 свердловин, які були вибурені згідно з проєктом №-2-22 нарізних та очисних робіт у панелі 102-106а осі гор.1387 м у п/поверсі гор.1390/1345м покладу "Основний-95" (штр. 1-2, орти) ш. «Криворізька» АТ «Криворізький залізорудний комбінат» (КЗРК).

Загалом, результати виконаних досліджень дозволили виявити такі закономірності.

При бурінні свердловин перпендикулярно шарам руди відхилення напрямку цих свердловин від проєктного практично відсутнє. При виборі правильного кута забурювання напрям пробурених свердловини буде відповідати проєктному. Це стосується свердловин № 4,5,6,7 на рис. 2.1, які практично не схильні до викривлення.

Інша картина спостерігається при бурінні свердловин, які розташовані під кутом до шарів руди. Це значною мірою стосується як нижніх свердловин у віялі (свердловини № 1,2,3 на рис. 2.1), так і верхніх свердловин, наприклад свердловини № 9,10,11,12,13,14 на рис. 2.1). Відхилення свердловини від проєктного контуру відбувається при перетині буровим інструментом пласта (шару) руди під різними кутами за рахунок зсуву коронки по площині пласта.

Згідно з отриманими результатами вимірів, відхилення напрямку цих свердловин від проєктного контуру збільшується зі зменшенням кута перетину буровим інструментом кожного наступного шару руди в покладі. За отриманими даними, максимальна величина викривлення деяких свердловин у досліджених віялах досягала 0,5...0,7 м при середній довжині свердловин 26...28 м.

У результаті виконаних досліджень встановлено закономірності відхилення свердловин від проєктного контуру  $\Delta l$  залежно від довжини

свердловин та кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі (рис. 2.3), які визначаються за такими виразами:

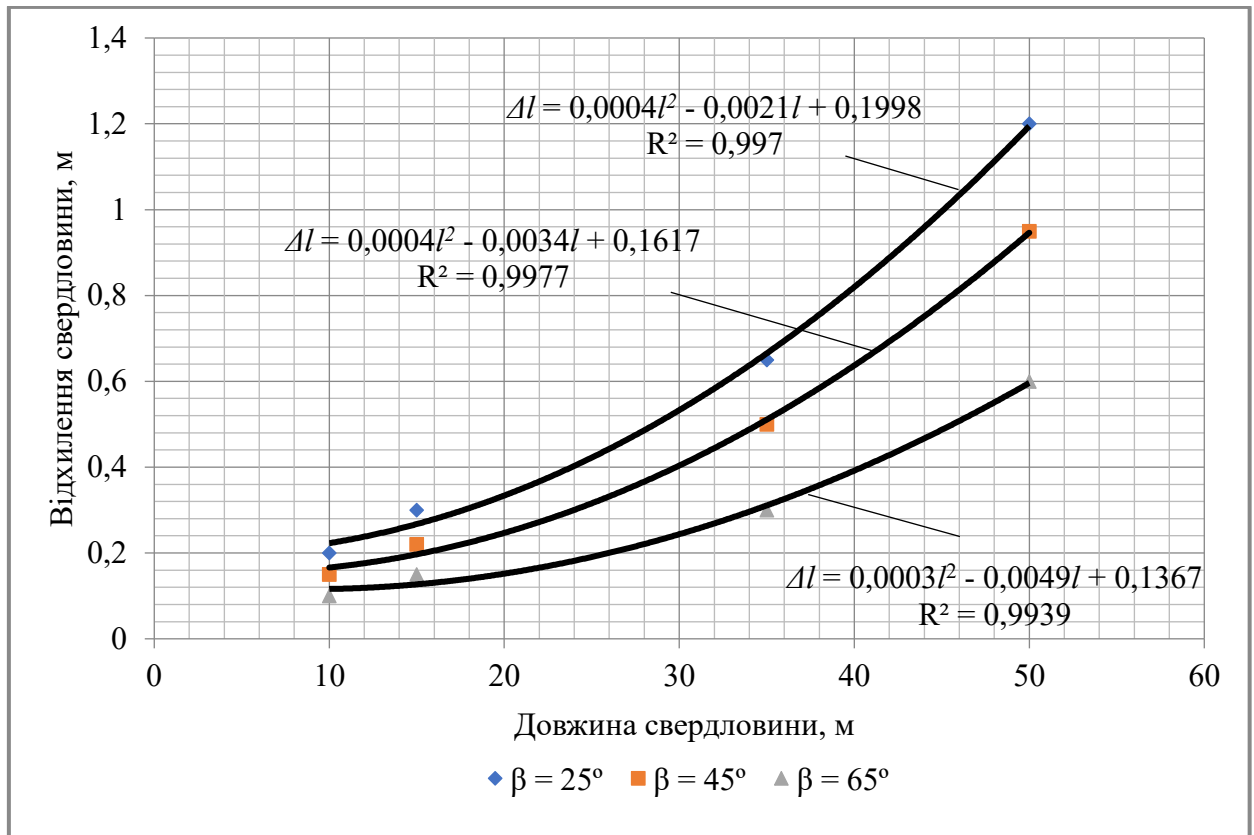


Рис. 2.3. Величина відхилення свердловин від проєктного контуру  $\Delta l$  залежно від довжини свердловин та кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі

– для кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі  $\beta = 25^\circ$ :

$$\Delta l = 0,0004 l^2 + 0,0021l + 0,1998, \quad (2.1)$$

$$R^2 = 0,997;$$

де  $l$  – довжина свердловини, м;

$R^2$  – достовірність апроксимації;

– для кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі  $\beta = 45^\circ$ :

$$\Delta l = 0,0004 l^2 + 0,0034l + 0,1617; \quad (2.2)$$

$$R^2 = 0,9977.$$

– для кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі  $\beta = 65^\circ$ :

$$\Delta l = 0,0003 l^2 + 0,0049l + 0,1367; \quad (2.3)$$

$$R^2 = 0,9939.$$

Слід зазначити, що реальна довжина свердловин у панелі не перевищувала 35 м. Величина відхилення свердловин  $\Delta l$  від проєктного контуру для свердловин завдовжки 35...50 м є величиною прогнозованою. Ця величина враховує те, що в панелі відпрацьовують мартитову руду тонкошаруватої текстури, міцністю  $f = 5 \dots 7$ , інтенсивної тріщинуватості, брилової окремої. Така руда схильна до утворення відшарувань, особливо за простяганням порід, що сприяє значному відхиленню свердловин від проєктного контуру.

Ураховуючи отримані результати багатofакторних експериментів визначаємо універсальний інтегральний показник величини максимального відхилення свердловин від проєктного контуру  $\Delta l$  залежно від довжини свердловин і кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі:

$$\Delta l = (0,0003l^2 + 0,0049l + 0,1367) \cdot (30,592 \beta^{-0,833}), \text{ м}; \quad (2.4)$$

де  $\Delta l$  – величина максимального відхилення свердловин від проєктного контуру, м;

$l$  – довжина свердловини у віялі, м;

$\beta$  – кут перетину буровою коронкою шару руди в покладі, град.

Визначивши величину максимального відхилення свердловин від проєктного контуру ми можемо побудувати фактичну вісь свердловини. На рис. 2.4 наведено схему побудови фактичної осі свердловини. Графічно це можна зробити таким чином.

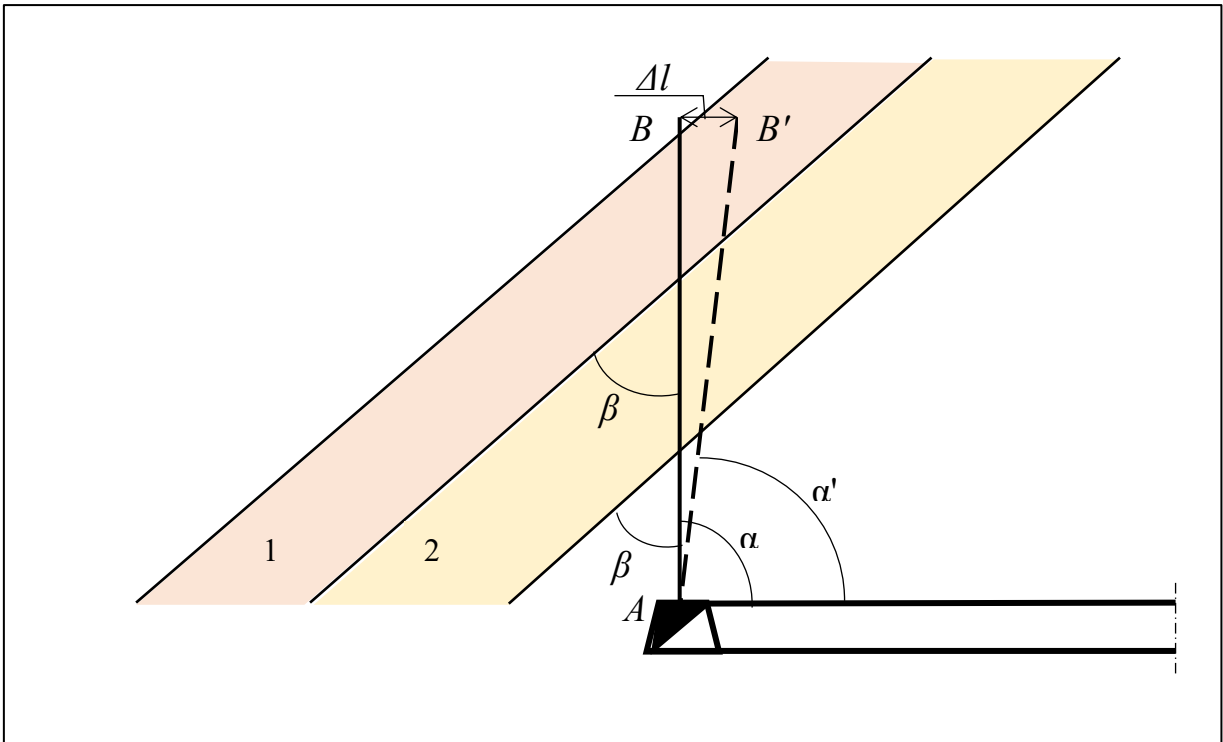


Рис. 2.4. Графічна побудова фактичної осі відхилення свердловин від проєктного контуру

Якщо згідно з проєктом необхідно пробурити свердловину завдовжки  $l$  під кутом  $\alpha$  з точки  $A$  в точку  $B$ , то ці точки необхідно з'єднати. Далі згідно з виразом (2.4) визначаємо величину максимального відхилення свердловини  $\Delta l$  від проєктного контуру з урахуванням проєктної довжини свердловини  $l$  та кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі  $\beta$ , рис. 2.3.

Потім із точки  $B$  проводиться пряма  $BB'$ , яка дорівнює величині відхилення  $\Delta l$  викривленої свердловини від проєктного контуру. Точки  $A$  і  $B'$  з'єднують прямою. Кут  $\alpha'$  між прямою  $AB'$  і горизонталлю є реальним кутом нахилу відхилення свердловини від проєктного контуру.

Безумовно, відхилення викривленої свердловини від проєктного контуру в реальних умовах збільшує відстань між кінцями свердловин на величину  $\Delta l$ . Це призводить до збільшення розмірів відбитого куска руди і підвищеного виходу негабариту загалом по блоку [3,4].

Визначимо величину збільшення розмірів середнього куска руди та вихід негабаритних фракцій при заданому діаметрі кондиційного куска для



проектної та реальної схем відбійки руди з урахуванням відхилення свердловини від проектного контуру.

Для цього визначаємо основні показники для проектного контуру свердловин [1].

Діаметр відносного середнього куска визначають за емпіричними формулами, м:

$$D_{cp}^0 = 134,321 \cdot \left( \frac{R}{D} \right)^{-7,356} \cdot e^{1,192 \cdot \left( \frac{R}{D} \right)}; \quad (2.5)$$

де  $D = \sqrt[3]{\lambda}$  – умовний поперечний розмір куска до подрібнення, м;

$\lambda$  – вихід руди на 1 м свердловини, м<sup>3</sup>.

При віяловому розташуванні свердловин:

$$\lambda = \frac{a \cdot W}{2}, \quad (2.6)$$

$R$  – довжина твірної воронки викиду, м:

$$R = \sqrt{W^2 + C_0^2 \cdot d_{np}^2}, \quad (2.7)$$

де  $d_{np}$  – приведений діаметр свердловинного заряду, м:

$$d_{np} = d \cdot \sqrt{\Delta} \cdot \delta, \quad (2.8)$$

де  $\delta$  – коефіцієнт відносної роботоздатності ВР;

$d$  – діаметр свердловин, м;

$\Delta$  – щільність заряджання ВР, г/см<sup>3</sup>;

Діаметр середнього куска  $D_{cp}$  визначають з виразу, м:

$$D_{cp} = D_{cp}^0 \cdot d_{np}. \quad (2.9)$$

Вихід негабаритних фракцій при заданому діаметрі кондиційного куска  $D_k$  визначається за формулою, %:

$$B_n = 100 \cdot \left( 1 - \exp \left( -\alpha \cdot \left( \frac{D_{cp}}{D_k} - 0,2 + \left| \frac{D_{cp}}{D_k} - 0,2 \right|^\beta \right) \right) \right), \quad (2.10)$$

де  $\alpha, \beta$  – коефіцієнти, значення яких можна визначити з виразів:

$$\alpha = 9,11 \cdot D_k \cdot \exp(-11,2 \cdot D_k); \quad (2.11)$$

$$\beta = 1,2 + 1,5 \cdot d_k. \quad (2.12)$$

Визначимо величину середнього куска руди та вихід негабаритних фракцій при заданому діаметрі кондиційного куска для проектної схеми відбійки руди.

Вихід руди з 1 м свердловини:

$$\lambda = \frac{3 \cdot 3}{2} = 4,5 \text{ м}^3/\text{Т};$$

Діаметр середнього куска при підриванні свердловин:

$$D = \sqrt[3]{4,5} = 1,65 \text{ м};$$

$$d_{пр} = 0,110 \cdot \sqrt{1,0} \cdot 1 = 0,110 \text{ м};$$

$$R = \sqrt{3,0^2 + 36,86^2 \cdot 0,110^2} = 5,04 \text{ м};$$

$$D_{cp}^0 = 134,321 \cdot \left( \frac{5,04}{1,65} \right)^{-7,356} \cdot e^{1,192 \cdot \left( \frac{5,04}{1,65} \right)} = 1,39 \text{ м};$$

$$D_{cp} = 1,39 \cdot 0,110 = 0,153 \text{ м}.$$

Вихід негабаритних кусків при такій якості подрібнення руди та розмірові кондиційного куска  $D_k = 0,40$  м становитиме:

$$\alpha = 9,11 \cdot 0,4 \cdot \exp(-11,2 \cdot 0,4) = 0,041 ;$$

$$\beta = 1,2 + 1,5 \cdot 0,4 = 1,8 ;$$

$$B_n = 100 \cdot \left( 1 - \exp \left( -0,041 \cdot \left( \frac{0,153}{0,4} - 0,2 + \left| \frac{0,153}{0,4} - 0,2 \right| \right)^{1,8} \right) \right) = 0,7\% .$$

Визначимо величину збільшення розмірів середнього куска руди та вихід негабаритних фракцій при заданому діаметрі кондиційного куска для схеми відбійки руди з урахуванням відхилення свердловини від проектного контуру.

Розрахунки виконуємо для середньої довжини свердловин  $l = 30$  м, середнього кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі  $\beta = 45^\circ$ . Середнє відхилення свердловини від проектного контуру для цих умов становить  $\Delta l = 0,4$  м.

Вихід руди з 1 м свердловини:

$$\lambda = \frac{3,4 \cdot 3,4}{2} = 5,8 \text{ м}^3/\text{Т} ;$$

Діаметр середнього куска при підриванні свердловин:

$$D = \sqrt[3]{5,8} = 1,8 \text{ м} ;$$

$$d_{\text{пр}} = 0,110 \cdot \sqrt{1,0} \cdot 1 = 0,110 \text{ м} ;$$

$$R = \sqrt{3,4^2 + 36,86^2 \cdot 0,110^2} = 5,3 \text{ м} ;$$

$$D_{\text{ср}}^0 = 134,321 \cdot \left( \frac{5,3}{1,8} \right)^{-7,356} \cdot e^{1,192 \cdot \left( \frac{5,3}{1,8} \right)} = 1,61 \text{ м} ;$$

$$D_{\text{ср}} = 1,61 \cdot 0,110 = 0,18 \text{ м} .$$

Вихід негабаритних кусків при такій якості подрібнення руди та розмірові кондиційного куска  $D_k = 0,40$  м становитиме:

$$\alpha = 9,11 \cdot 0,4 \cdot \exp(-11,2 \cdot 0,4) = 0,041 ;$$

$$\beta = 1,2 + 1,5 \cdot 0,4 = 1,8 ;$$

$$B_n = 100 \cdot \left( 1 - \exp \left( -0,041 \cdot \left( \frac{0,18}{0,4} - 0,2 + \left| \frac{0,18}{0,4} - 0,2 \right| \right)^{1,8} \right) \right) = 1,2 \% .$$

Виконані дослідження дозволили встановити, що величина максимального відхилення свердловин від проєктного контуру  $\Delta l$  при відпрацюванні шаруватих покладів багатих залізних руд залежить від довжини свердловини та кута перетину свердловиною шарів руди в покладі. При кутах перетину від  $\beta = 65^\circ$  до  $\beta = 25^\circ$  і довжині свердловини 25 – 30 м величина максимального відхилення свердловин  $\Delta l$  збільшує відстань між кінцями свердловин на 7% ... 15%. При цьому діаметр середнього куска відбитої руди збільшується з  $D_{cp} = 0,153$  м до  $D_{cp} = 0,18$  м, або в середньому на 16% ... 18 %, а вихід негабаритних кусків руди збільшується з  $B_n = 0,7$  % до  $B_n = 1,2$  %, тобто на 0,5% в абсолютному вимірі, або на 68% ... 71% у відносному вимірі.

Отже, при розрахунку параметрів БВР для зменшення виходу негабаритних кусків руди та діаметра середнього куска відбитої руди відстань між свердловинами доцільно зменшити на величину максимального відхилення свердловин  $\Delta l$  від проєктного контуру, що дозволить, своєю чергою, зменшити діаметр середнього куска відбитої руди в середньому на 16% ... 18% та вихід негабаритних кусків руди в середньому на 68% ... 71% у відносному вимірі.

Отже, доведено і наукове положення, згідно з яким при відпрацюванні шаруватих покладів багатих залізних руд якість відбійки залежить від відстані між кінцями глибоких свердловин, яку доцільно зменшити на величину інтегрального показника величини максимального відхилення свердловин від проєктного контуру  $\Delta l$ , який знаходиться в поліноміально ступеневій залежності від довжини свердловини та кута перетину свердловиною шару руди в покладі та при кутах перетину від  $\beta = 65^\circ$  до  $\beta =$

25° дозволяє зменшити відстань між кінцями свердловин на 7%...15%, при цьому діаметр середнього куска відбитої руди зменшується на 16% ... 18%, а вихід негабаритних кусків руди знижується в середньому на 68% ... 71%.

Отже, відстань між кінцями кожної наступної свердловини  $a_i$  буде змінюватися на величину відхилення  $\Delta l_i$  від проєктного контуру свердловини. Такі розрахунки необхідно багаторазово повторювати для кожної наступної свердловини. Тому для спрощення розрахунків доцільно ввести коефіцієнт ітерації відхилення свердловин  $k_{i\text{вс}}$ , який дозволить корегувати фактичну відстань між свердловинами з урахуванням відхилення кожної свердловини [7–12].

Ураховуючи виконані дослідження, коефіцієнт ітерації відхилення  $i$  – ї свердловини можна визначити за формулою:

$$k_{i\text{вс}} = \frac{a - (0,0003l_i^2 + 0,0049l_i + 0,1367) \cdot (30,592\beta_i^{-0,833})}{a}, \quad (2.13)$$

де  $k_{i\text{вс}}$  – коефіцієнт ітерації відхилення  $i$  – ї свердловини;

$a$  – проєктна відстань між кінцями свердловин, м;

$l_i$  – проєктна довжина  $i$  – ї свердловини, м;

$\beta_i$  – кут перетину  $i$  – ю свердловиною шару руди в покладі, град.

2.2. Дослідження впливу форми та параметрів компенсаційного простору на якісні показники видобутої руди

Як відомо, якість відбитої руди залежить від обсягу компенсаційного простору. Чим більший компенсаційний простір, тим більшу кількість чистої, незасміченої руди буде видобуто з блока [5,6]. Тому вдосконалення технології підземного видобутку залізних руд значною мірою залежить від

оптимізації конструкції блока (панелі) і збільшення компенсаційного простору до максимально можливих розмірів.

Такі технічні рішення доцільно приймати на підставі наукового обґрунтування геометричних параметрів компенсаційних просторів з урахуванням напружено-деформованого стану гірського масиву в зоні очисних робіт.

Отже, збільшення обсягу компенсаційної камери можливе з урахуванням таких умов.

По – перше, необхідно враховувати напружено-деформований стан масиву.

По – друге, необхідно враховувати форму компенсаційної камери для різних панелей, розташованих як навхрест простягання, так і за потужністю покладу.

По – третє, необхідно враховувати стійкість оголень компенсаційного простору.

Для прикладу розглянемо панель 102-106а (штр.1-2, орти) гор.1387 м ш. «Криворізька» АТ «КЗРК», основні гірничо-геологічні та технологічні параметри якої представлено в табл. 2.4 і 2.5.

Таблиця 2.4. Технологічні параметри панелі 102-106а (штр.1-2, орти) гор.1387 м

№ п/п	Вихідні дані	
1	Клас покладу	II
2	Черговість відпрацювання	III
3	Глибина відпрацювання, м	1387
4	Міцність руди (середня)	6
5	Горизонтальна потужність, м	27
6	Висота підповерху, що відпрацьовується, м	33
7	Кількість вертикальних контактів з обваленими породами	1
8	Розмір панелі за простяганням, м	32
9	Розмір панелі навхрест простягання, м	28,5
10	Тривалість випуску, міс. (що рекомендована)	4,7

Таблиця 2.5. Розрахункові параметри параметрів панелі

1	Еквівалентна ширина панелі	$B_{\epsilon}=20,8$
2	Тиск на днище запроєктованої панелі (рис.7.5)	$\sigma=1,4$
3	Допустима тривалість випуску при $f=6$ (рис.7.3)	$t_d=9$ міс.
4	Значення розрахункових функціональних характеристик при запроєктованих розмірах компенсаційної камери: - розмір камери за простяганням - розмір камери навхрест простягання - висота камери а) еквівалентний прогін горизонтального оголення (рис.7.16) б) еквівалентний прогін вертикального оголення (рис.7.16)	$l_k=18,5\text{м}$ $b_k=11,5\text{м}$ $h_k=28,5\text{м}$ $m_r=9\text{м}$ $m_b=15,5\text{м}$
5	Граничні значення розрахункових функціональних характеристик для заданих умов без обліку тривалості компенсаційної камери (рис.7.12)	$L_{в/г}/M_r=0,6$ $m_r^{\circ}=8,8$ $m_b^{\circ}=10,6$
6	Коефіцієнт впливу часу (ф.7.15)	$\eta=1,1$
7	Допустима тривалість існування компенсаційної камери (рис.7.1)	$t_{д.к.}=1,3$ міс.
8	Розрахункова тривалість випуску з компенсаційної камери	$t_{р.к.}=0,9$ міс.
9	Тривалість випуску	$t=3,8$ міс.

Балансовий запас панелі – 117,0 тис. т.

Виїмковий запас панелі – 117,0 тис. т.

Об'єм компенсаційної камери – 6063/22,1 тис. т.

Інтенсивність випуску руди в панелі – 25 тис. т./міс.

Тривалість випуску руди по панелі – 4,7 міс.

Як видно з проєктних розрахунків, обсяг компенсаційної камери дорівнює 22,1 тис. т, що складає приблизно 19 % від балансових запасів очисної панелі. Отже, з компенсаційної камери ми видобуваємо близько 19 % чистої залізної руди з природною якістю 60,05 % заліза.

У подальшому, у процесі очисного виймання, вміст заліза у видобутій рудній масі знижується до 57,36 %. При цьому втрати руди в панелі досягають 18,87 % при розубоженні 13,15 %.

Для збільшення видобутку чистої руди та зменшення втрат і розубоження доцільно збільшити обсяги компенсаційної камери. В той же час, збільшення розмірів компенсаційних камер потребує дослідження їх стійкості.

Першим кроком таких досліджень є вибір найбільш стійкої форми камери та її оголень.

Як відомо, компенсаційна камера з горизонтальною стелиною є найменш стійкою штучною виробкою й для умов нестійких руд середньої та нижче середньої міцності ш. «Криворізька» є непридатною та не рекомендованою до використання.

Вертикальна компенсаційна камера має значну перевагу в стійкості оголень, але за умов недостатнього кута падіння рудного покладу не завжди придатна до застосування.

Крім того, горизонтальне оголення (стелина) вертикальної компенсаційної камери також може бути зруйноване внаслідок можливих порушень технології її утворення, зокрема, відхилення параметрів буровибухових робіт та значного часу існування камери.

Тому на сьогодні, основною формою компенсаційної камери, яка задовольняє вимоги стійкості, технологічності формування є компенсаційна камера з похилою стелиною.

Така форма стелини застосовується при відпрацюванні практично всіх очисних панелей на ш. «Криворізька». У вище наведеному прикладі така компенсаційна камера з похилою стелиною забезпечує видобування 22,1 тис. т чистої руди природної якості, що складає приблизно 19 % від балансових запасів очисної панелі.

Установлено, що рекомендований кут нахилу похилого оголення (покрівлі камери) повинен бути не меншим за  $35-40^\circ$ , що дозволяє суттєво зменшити абсолютні значення розтягжних напружень у покрівлі камери і, відповідно, значно підвищити загальну стійкість такої компенсаційної камери.

У той же час, похиле оголення має значно меншу стійкість, ніж вертикальне.



Ураховуючи виконаний загальний аналіз різних форм стелин компенсаційних камер, було запропоновано варіант, який, на нашу думку, є більш привабливим і технологічним, ніж попередні варіанти.

Ми запропонували шатрову форму компенсаційної камери, яка має вигляд високої трикутної призми, рис. 2.5.

Шатрова компенсаційна камера у вигляді високої трикутної призми має безперечну перевагу серед інших форм камер.

Так шатрова компенсаційна камера має збільшений обсяг очисного простору, а відповідно й можливість видобутку значно більшої кількості чистої, нерозубоженої руди високої природної якості.

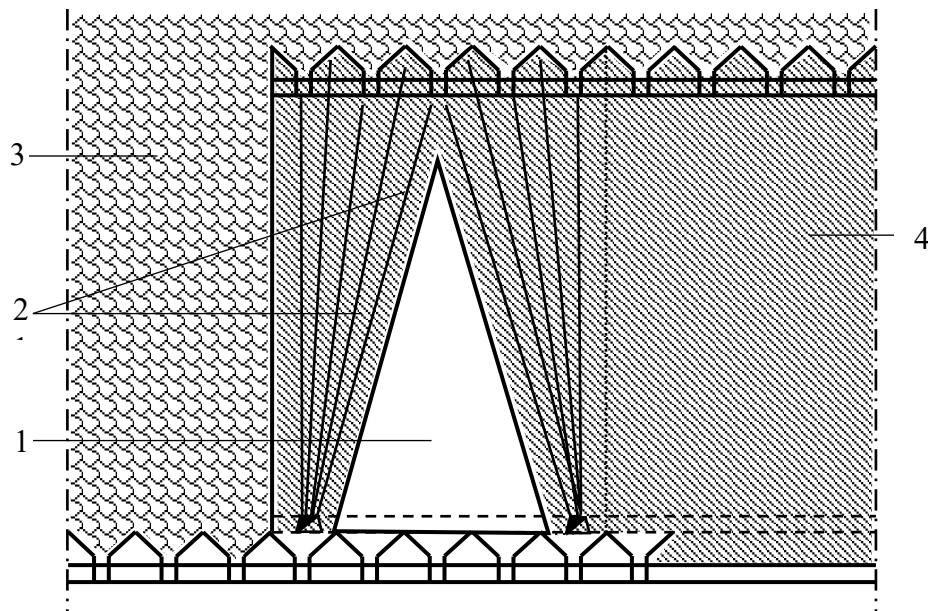


Рис. 2.5. Схема відбійки руди в панелі з формуванням шатрової компенсаційної камери у вигляді високої трикутної призми

Бокові оголення компенсаційної камери такої форми мають нахил їхньої площини поверхні близький до вертикального, що підвищує стійкість такого оголення порівняно з похилими компенсаційними камерами.

Крім того, при такій формі зовсім відсутня горизонтальна стелина, як наприклад, у вертикальних компенсаційних камерах, що дозволяє

припустити її більшу стійкість порівняно з вертикальними компенсаційними камерами.

Для перевірки зроблених висновків було виконано аналітичні дослідження стійкості запропонованих шатрових компенсаційних камер у вигляді високої трикутної призми порівняно з найбільш стійкими вертикальними компенсаційними камерами.

Розрахунок напружень було проведено за допомогою програми Ansys 16.2. Розмір кінцевого елемента складає 1 м. Значення напружень на ізолініях вказано у МПа [13–18].

У табл. 2.6 подано фізико-механічні властивості руди та пустих гірських порід.

Таблиця 2.6. Фізико-механічні властивості руди та гірських порід

Параметр	Од. виміру	Руда				Порода		
		1Р $f=3-5$	2Р $f=4-6$	3Р $f=5-7$	4Р $f=6-8$	1П $f=4-6$	2П $f=5-7$	3П $f=8-10$
Модуль Юнга	МПа	22000	25000	28000	32000	22000	33000	40000
Питома вага	кг/м <sup>3</sup>	3700	3650	3600	3500	2800	2900	3000
Межа міцності на стиснення	МПа	30	40	50	60	45	55	80
Межа міцності на розтягнення	МПа	3	4	5	6	4,5	5,5	8
Коефіцієнт Пуассона	–	0,30	0,28	0,26	0,25	0,26	0,24	0,24

Таблиця 2.7. Тиск обвалених порід на масив

Параметр	Од. виміру	Р <sub>1</sub>	Р <sub>2</sub>	Р <sub>3</sub>
Тиск обвалених порід на масив вертикальний/бічний	МПа	7,0/2,5	8,5/3,0	10,0/3,5

На рис. 2.6 представлено результати розрахунку й ізолінії головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву при формуванні в очисній панелі вертикальної компенсаційної камери: руда – ЗР, порода в/б – ЗП, порода л/б – ЗП, тиск –  $P_1$  (глибина розробки  $H_p=1200$  м).

На рис. 2.7 представлено результати розрахунку й ізолінії головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву при формуванні в очисній панелі запропонованої шатрової компенсаційної камери у вигляді високої трикутної призми: руда – ЗР, порода в/б – ЗП, порода л/б – ЗП, тиск –  $P_1$  (глибина розробки  $H_p = 1200$  м).

Для коректного порівняння об'єми обох камер приймалися практично однаковими. Так об'єм вертикальної компенсаційної камери склав приблизно  $Q_в = 4900$  м<sup>3</sup>, у той час як об'єм шатрової компенсаційної камери склав приблизно  $Q_ш = 5700$  м<sup>3</sup>, або на 16 % більше.

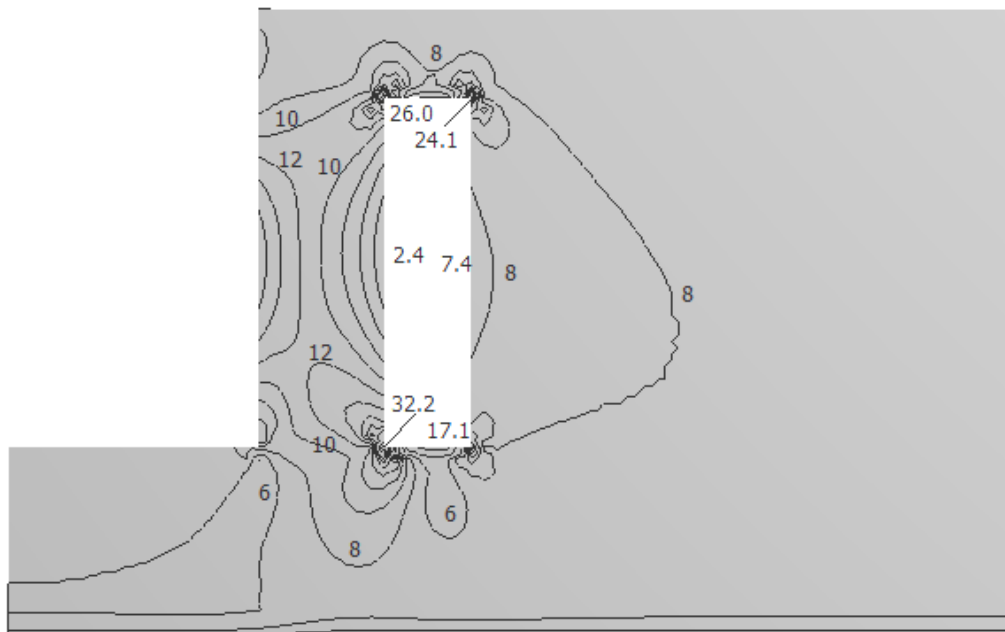


Рис. 2.6. Результати розрахунку й ізолінії головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву при формуванні в очисній панелі вертикальної компенсаційної камери

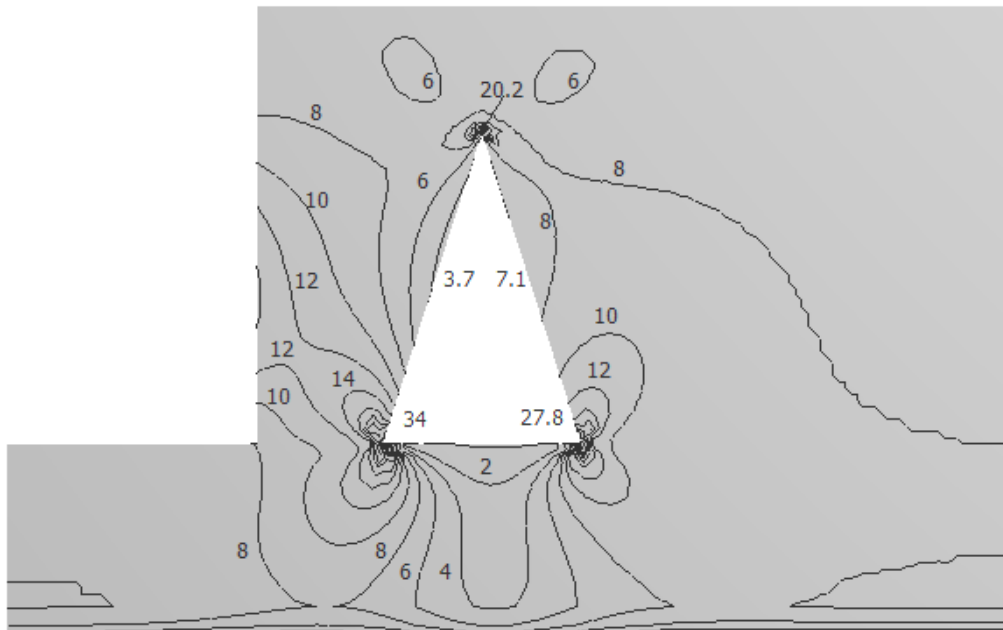


Рис. 2.7. Результати розрахунку й ізолінії головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву при формуванні в очисній панелі запропонованої шатрової компенсаційної камери у вигляді високої трикутної призми

Аналіз результатів розрахунку напружено–деформованого стану гірського масиву [19–24] при формуванні в очисній панелі вертикальної та запропонованої компенсаційної камер на глибинах розробки близько  $H_p=1200$  м (тиск –  $P_1$ ) дає змогу виявити такі закономірності.

Максимальна величина головних напружень  $\sigma_1$  у верхніх кутах вертикальної компенсаційної камери є на 19 % – 29 % вищою порівняно з максимальними головними напруженнями в верхньому куту шатрової компенсаційної камери у вигляді високої трикутної призми, відповідно 24,1 МПа та 26 МПа проти 20,2 МПа.

У нижніх кутах вертикальної та запропонованої компенсаційної камер величини максимальних головних напружень  $\sigma_1$  є практично однаковими, відповідно 32,2 МПа та 17,1 МПа проти 34 МПа та 27,8 МПа.

На бокових оголеннях вертикальної та запропонованої компенсаційної камер величина максимальних головних напружень  $\sigma_1$  є також практично однаковою, відповідно 2,4 МПа та 7,4 МПа проти 3,7 МПа та 7,1 МПа.

Отже, як висновок можна констатувати, що на основному горизонті відпрацювання  $H_p=1200$  м (тиск –  $P_1$ ) величина максимальних головних напружень є практично однаковою як при формуванні в очисній панелі вертикальної, так і запропонованої компенсаційної камери.

Однак менші головні напруження у верхньому куті шатрової компенсаційної камери порівняно з аналогічними напруженнями у верхніх кутах вертикальної компенсаційної камери дають змогу припустити, що стійкість компенсаційної камери із запропонованою шатровою формою у вигляді високої трикутної призми є дещо вищою порівняно з класичною вертикальною компенсаційною камерою.

Аналогічні дослідження напружено–деформованого стану масиву виконаємо для глибини  $H_p = 1750$  м (тиск –  $P_3$ ).

На рис. 2.8 представлено результати розрахунку та ізолінії головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву при формуванні в очисній панелі вертикальної компенсаційної камери.

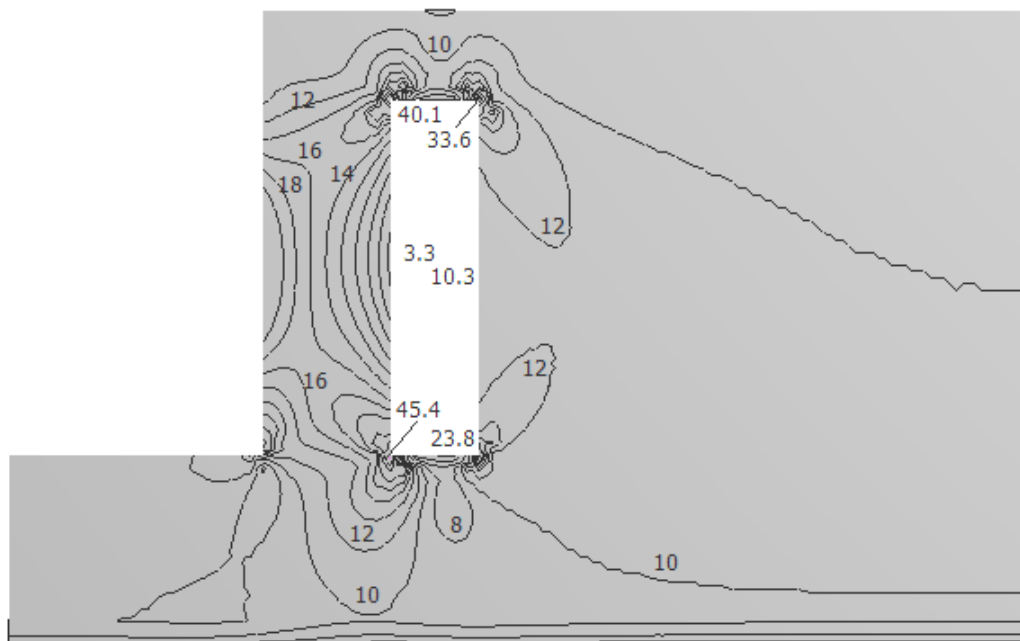


Рис. 2.8. Результати розрахунку й ізолінії головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву при формуванні в очисній панелі вертикальної компенсаційної камери

Вихідні дані: руда – ЗР, порода в/б – ЗП, порода л/б – ЗП, тиск –  $P_3$  (глибина розробки  $H_p = 1750$  м).

На рис. 2.9 представлено результати розрахунку й ізолінії головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву при формуванні в очисній панелі запропонованої шатрової компенсаційної камери у вигляді високої трикутної призми: руда – ЗР, порода в/б – ЗП, порода л/б – ЗП, тиск –  $P_3$  (глибина розробки  $H_p = 1750$  м).

Аналіз результатів розрахунку напружено–деформованого стану гірського масиву при формуванні в очисній панелі вертикальної та запропонованої компенсаційної камер на горизонті  $H_p=1750$  м (тиск –  $P_3$  ) дав змогу виявити практично аналогічні закономірності.

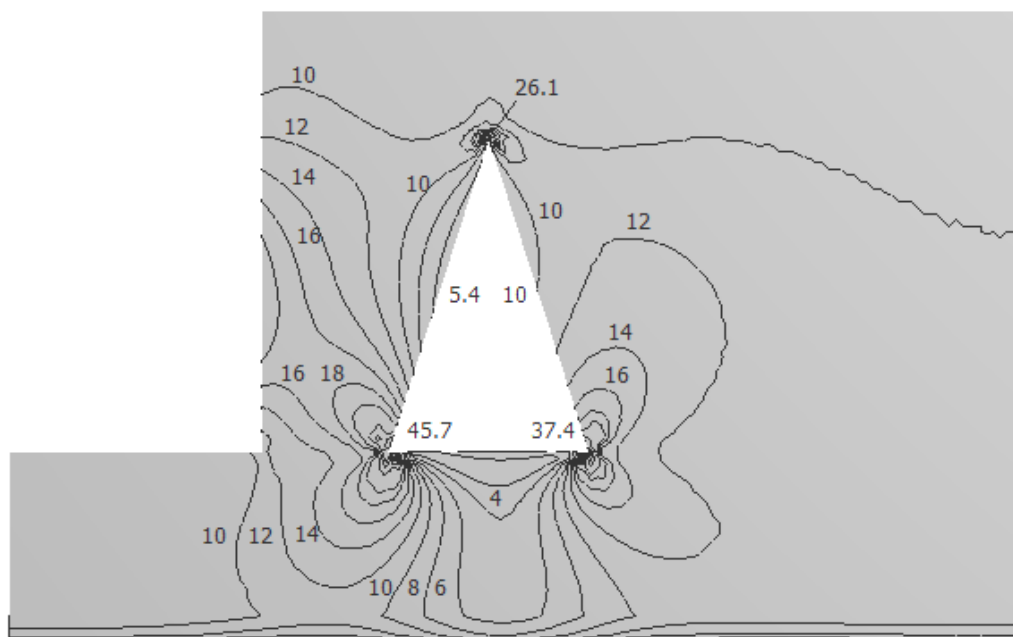


Рис. 2.9. Результати розрахунку й ізолінії головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву при формуванні в очисній панелі запропонованої шатрової компенсаційної камери у вигляді високої трикутної призми

Максимальна величина головних напружень  $\sigma_1$  у верхніх кутах вертикальної компенсаційної камери є на 29 % – 54 % вищою порівняно з

максимальними головними напруженнями у верхньому куті шатрової компенсаційної камери у вигляді високої трикутної призми, відповідно 33,6 МПа та 40,1 МПа проти 26,1 МПа.

У нижніх кутах вертикальної та запропонованої компенсаційної камери величини максимальних головних напружень  $\sigma_1$  є практично однаковими, відповідно 45,4 МПа та 23,8 МПа проти 45,7 МПа та 37,4 МПа.

На бокових оголеннях вертикальної та запропонованої компенсаційної камер величина максимальних головних напружень  $\sigma_1$  є також практично однаковою, відповідно 3,3 МПа та 10,3 МПа проти 5,4 МПа та 10,0 МПа.

Отже, як висновок можна констатувати, що на основному горизонті відпрацювання  $H_p=1750$  м (тиск –  $P_3$ ) величина максимальних головних напружень є практично однаковою як при формуванні в очисній панелі вертикальної, так і запропонованої компенсаційної камери.

Однак менші головні напруження у верхньому куті шатрової компенсаційної камери порівняно з аналогічними напруженнями у верхніх кутах вертикальної компенсаційної камери дають змогу стверджувати наступне.

Стійкість компенсаційної камери із запропонованою шатровою формою у вигляді високої трикутної призми є дещо вищою порівняно з класичною вертикальною компенсаційною камерою.

На наш погляд, така перевага досягається за рахунок відсутності в компенсаційних камерах із запропонованою шатровою формою у вигляді високої трикутної призми горизонтальної стелини [25–29].

На нашу думку, горизонтальна стелина, яка є присутньою в вертикальних компенсаційних камерах, є найбільш «слабким елементом» загалом у достатньо стійких вертикальних компенсаційних камерах.

Ураховуючи результати досліджень, можемо визначити величину головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву у верхній точці компенсаційної камери шатрової форми у вигляді високої трикутної призми:

$$\sigma_1 = 11,133 e^{0,0005 H_p}, \text{ МПа};$$

де  $\sigma_1$  – величина головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву у верхній точці компенсаційної камери шатрової форми, МПа;

$H_p$  – глибина розробки рудного покладу, м.

Отже, при дещо більшому обсязі шатрової компенсаційної камери у вигляді високої трикутної призми порівняно з класичною вертикальною компенсаційною камерою ми маємо кілька позитивних результатів.

По – перше, маючи збільшений на 16 % об'єм компенсації шатрова компенсаційна камера дозволяє видобувати на 16 % більше чистої руди природної якості порівняно з класичною вертикальною компенсаційною камерою.

По – друге, маючи збільшений на 16 % об'єм компенсації, шатрова компенсаційна камера має стійкість, яка не поступається вертикальній компенсаційній камері, а в деяких елементах і перевищує її стійкість, а отже і надійність вертикальної компенсаційної камери загалом.

### 2.3. Висновки

Виконаними дослідженнями встановлено, що максимальне видобування заліза з руди відбувається при розмірах кусків у межах від 6-10 мм до 50-80 мм.

Наголошено, що при проєктуванні буровибухових робіт необхідно визначати оптимальні показники відбійки, які задовольняли б вимоги як щодо якості подрібнення руди при відбійці, так і вимоги щодо зниження собівартості БВР загалом.

Установлено, що якість фрагментації руди вибухом безпосередньо впливає на подальші процеси випуску й доставки відбитої руди. Наявність великих негабаритних кусків збільшує кількість зависань руди в дучках, а дрібні пилюваті частинки схильні до злежування відбитої руди та негативно



впливають на подальші процеси переробки залізної руди в металургійну продукцію.

Серед основних причин неякісного подрібнення руди при БВР було визначено ключову причину, якою, на наш погляд, є відхилення свердловин відносно проєктного контуру.

Виконані дослідження дозволили виявити основні закономірності викривлення глибоких свердловин. Так встановлено, що при бурінні вертикальних віял глибоких свердловин відхилення свердловин від проєктного контуру залежить від кількох основних чинників.

По – перше, величина відхилення свердловин залежить від довжини пробурених свердловин.

По – друге, величина відхилення свердловин залежить від діаметра глибоких свердловин.

По – третє, величина та напрямок відхилення свердловин залежить від кута забурювання глибоких свердловин відносно шарів руди та інших менш впливових чинників.

Ураховуючи отримані результати багатофакторних експериментів встановлена залежність універсального інтегрального показника величини максимального відхилення свердловин від проєктного контуру  $\Delta l$  від довжини свердловин та кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі.

Установлено, що величина максимального відхилення свердловин від проєктного контуру  $\Delta l$  при відпрацюванні шаруватих покладів багатих залізних руд залежить від довжини свердловини та кута перетину свердловиною шарів руди в покладі.

Доведено, що при кутах перетину від  $\beta = 65^\circ$  до  $\beta = 25^\circ$  і довжині свердловини 25 – 30 м величина максимального відхилення свердловин  $\Delta l$  збільшує відстань між кінцями свердловин на 7% ... 15%. При цьому діаметр середнього куска відбитої руди збільшується з  $D_{cp} = 0,153$  м до  $D_{cp} = 0,18$  м, або в середньому на 16% ... 18 %, а вихід негабаритних кусків руди

збільшується з  $B_n = 0,7\%$  до  $B_n = 1,2\%$ , тобто на  $0,5\%$  в абсолютному вимірі або на  $68\% \dots 71\%$  у відносному вимірі.

Отже, на підставі виконаних досліджень рекомендовано при розрахунку параметрів БВР для зменшення виходу негабаритних кусків руди та діаметра середнього куска відбитої руди відстань між свердловинами зменшити на величину максимального відхилення свердловин  $\Delta l$  від проектного контуру, що дозволить, своєю чергою, зменшити діаметр середнього куска відбитої руди в середньому на  $16\% \dots 18\%$  та вихід негабаритних кусків руди в середньому на  $68\% \dots 71\%$  у відносному вимірі.

Ураховуючи виконані дослідження, визначено коефіцієнт ітерації відхилення  $i - \bar{i}$  свердловини від проектного контуру.

Установлено, що якість відбитої руди залежить від обсягу компенсаційного простору. Чим більший компенсаційний простір, тим більшу кількість чистої, незасміченої руди буде видобуто з панелі.

На підставі виконаних досліджень запропоновано шатрову форму компенсаційної камери, яка має вигляд високої трикутної призми.

Визначено величину максимальних головних напружень  $\sigma_1$  гірського масиву при формуванні вертикальної компенсаційної камери та запропонованої компенсаційної камери шатрової форми.

Установлено, що, маючи збільшений на  $16\%$  об'єм компенсації шатрова компенсаційна камера порівняно з класичною вертикальною компенсаційною камерою має кілька позитивних переваг.

По – перше. Маючи збільшений на  $16\%$  об'єм компенсації рекомендована шатрова компенсаційна камера має стійкість, яка не поступається вертикальній компенсаційній камері, а в деяких елементах і перевищує її, а значить, загалом має більш високу надійність, ніж класична вертикальна компенсація.

На наш погляд, така перевага досягається за рахунок відсутності в компенсаційних камерах із запропонованою шатровою формою у вигляді високої трикутної призми горизонтальної стелі. На нашу думку,

горизонтальна стелина, яка присутня у вертикальних компенсаційних камерах, є найбільш «слабким елементом» загалом у достатньо стійких вертикальних компенсаційних камерах.

По – друге, маючи збільшений об'єм компенсації, шатрова компенсаційна камера дозволяє видобувати на 16 % більше чистої руди природної якості порівняно з класичною вертикальною компенсаційною камерою.

Результати досліджень, наведені в розділі 2 дисертаційного дослідження, автор опублікував у працях [7–12, 25–29].

#### 2.4. Список використаних джерел до 2 розділу

1. М.І. Ступнік, В.О. Калініченко, М.Б. Федько, О.В. Калініченко, С.В. Письменний. Процеси підземних гірничих робіт: підручник. – Кривий Ріг: Сінельников Д.А., 2017. – 195 с.

2. Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд. Інструкція по застосуванню / Є.К. Бабець та ін. - Кривий Ріг: Ротапринт ДП «НДГРІ», 2010. – 122 с.

3. Шепель О.Л. Щодо питання визначення оптимальних умов випуску руди при системах підповерхового обвалення руди / О.Л. Шепель // «Розвиток промисловості та суспільства–2020»: міжн. наук.-техн. конф. (17–20 лист. 2020 р.). – Кривий Ріг: «КНУ», 2020. – С. 19.

4. Ishchenko O.K., Konoval V.M. Ishchenko K. S. Physical and simulation modelling of solid media fracturing by means of explosive charges of different cross-sectional shapes. Mining of Mineral Deposits. 2022. Volume 16. Issue 4. PP.122-131. Scopus and Web of Science Core Collection.

5. Ступнік М.І., Калініченко О.В.. Дослідження та моделювання напружено-деформованого стану стелин шатрової та склепистої форми /

Геотехнічна механіка: міжвідомчий збірник наукових праць. Дніпро, 2018. Вип. 139. С.70–77.

6. Stupnik, M., Kalinichenko, O., Kalinichenko, V., Pysmennyi, S., & Morhun, O. Choice and substantiation of stable crown shapes in deep-level iron ore mining / *Mining of Mineral Deposits*, 2018. 12(4). P.56-62.

<https://doi.org/10.15407/mining12.04.056>. (Scopus).

7. Ступнік М.І., Хівренко О.Я., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Почтарьов О.В. Підвищення якості відбійки руди в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» / *Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг*, 2021. Вип. 52. С. 3 – 10.

<http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/4105>.

8. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Pochtarev A. Підвищення якості руди при використанні самохідної навантажувально-доставочної техніки / *Матеріали науково-технічної інтернет-конференції "Розвиток промисловості та суспільства"*. Кривий Ріг, 2021. С. 3.

[http://www.knu.edu.ua/storage/files/2/Наука/Конференції/Конференції%202021/Розвиток/Тези\\_%202021\\_%20OK2.pdf](http://www.knu.edu.ua/storage/files/2/Наука/Конференції/Конференції%202021/Розвиток/Тези_%202021_%20OK2.pdf).

9. Mykola Stupnik, Vsevolod Kalinichenko, Olena Kalinichenko and Alexey Pochtarev. Improvement of extracted iron ore grade in underground mining / *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, Volume 970, III International Conference "Essays of Mining Science and Practice" 06/10/2021 - 08/10/2021 Dnipro. P. 1–8. <https://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/970/1/012048>. (Scopus).

10. Mykola Stupnik, Tetiana Oliinyk, Alexey Pochtarev, Olena Kalinichenko and Vsevolod Kalinichenko. Enhancement of the quality of marketable iron ore products of Kryvyi Rih iron ore basin. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, Volume 1156, IV International Conference "ESSAYS OF MINING SCIENCE AND PRACTICE" (RMGET-2022) 09/11/2022 - 11/11/2022 Dnipro, Ukraine. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012031>. (Scopus).

11. Почтарьов О.В., Калініченко О.В., Калініченко В.О. Дослідження впливу відхилення свердловини від проектного контуру на якість подрібнення руди / «Вісник НУВГП» випуск 1 (97) 2022 р. Серія "Технічні науки". - С. 177-181.

12. Пат. 150784 Україна, МПК E21C 41/16. Спосіб підготовки очисного блоку / Ступнік М.І., Калініченко В.О., Кривенко О.Ю., Калініченко О.В., Почтарьов О.В., Грищенко М.А.; заявл. 14.06.21; опубл. 20.04.22, Бюл. №16.

13. Stupnik M., Kalinichenko V., Pysmennyi S., Kalinichenko O., Fedko M. Method of simulating rock mass stability in laboratory conditions using equivalent materials / Mining of Mineral Deposits, National Mining University, 2016. Volume 10. Issue 3. P. 46 – 52.

<https://doi.org/10.15407/mining10.03.046>. (Web of Science, Scopus).

14. Калініченко О.В. Дослідження напружено-деформованого стану масиву математичними методами / Вчені записки Таврійського національного університету ім. В.І. Вернадського. Серія «технічні науки», 2018. Том 29 (68). №5. С.133–137.

15. Калініченко В.О., Письменний С.В., Бровко Д.В., Калініченко О.В. Моделювання стійкості штучних споруд при розробці залізних руд / Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. Кривий Ріг, 2018. Вип. 103. С.39–44.

16. Калініченко О.В. Фізичне моделювання стійкості масиву при формуванні та підтримці підземних гірських виробок / Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2018. Вип. 47. С. 97-102.

17. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В. Дослідження трансформації напружено-деформованого стану масиву при відпрацюванні покладу камерними системами розробки з закладкою камер відходами гірничого виробництва / Гірничий вісник: зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2019. Вип. 105. С. 3–8.

18. Стренг Г., Фикс Дж. Теория метода конечных элементов. – М.: Мир, 1977. – 349с.
19. Parisean W.G. Estimation of support load requirements of underground mine openings by computer simulation of mining sequence // Trans. Soc. Mining Eng. AJME. – 1987. – Vol. 262. - № 2 (June). – P.100-109.
20. Стренг Г., Фикс Дж. Теория метода конечных элементов. Мир, 1977. 349 с.
21. Хикс И. Основные принципы планирования эксперимента: Пер. с англ. – М.: Мир, 1967. – 406с.
22. Ishchenko O.K., Konoval V.M. Ishchenko K. S. Physical and simulation modelling of solid media fracturing by means of explosive charges of different cross-sectional shapes. Mining of Mineral Deposits. 2022. Volume 16. Issue 4. PP.122-131. Scopus and Web of Science Core Collection.
23. Talobre J.A. La mécanique des roches. Paris: Dunod, 1967. 443 p.
24. Sakhno I.G., Molodetskyi A.V., Sakhno S.V. Identification of material parameters for numerical simulation of the behavior of rocks under true triaxial conditions / Naukovyi Visnyk NHU, 2018. № 5. PP. 48-53.
25. Патент №151817 Україна МПК E21C 41/00 (2006.01). Спосіб підготовки вироблених просторів для довготривалого використання при підземній розробці родовищ корисних копалин камерно-стовпвою системою / Ступнік М.І.; Кушнерьов І.П.; Калініченко В.О.; Кривенко Ю.Ю.; Кушнерьов О.І.; Почтарьов О. В.; Морозов В. В. – № u202201460; дата подання 06.05.2022; опубл. 15.09.2022, Бюл. № 37/2022
26. M.I. Stupnik, V.O. Kalinichenko, O.V. Kalinichenko, A. Pochtarev. Technological measures to enhance efficiency of mining ore from stopes applying self-propelled equipment / E3S Web Conf. Volume 280, 2021Second International Conference on Sustainable Futures: Environmental, Technological, Social and Economic Matters (ICSF 2021). 30 June 2021. P. 1–8.  
<https://doi.org/10.1051/e3sconf/202128008010>. (Scopus).

27. Stupnik M. Improvement of ore drawing technology and mined iron ore grade in underground mining / M. Stupnik, V. Kalinichenko, A. Pochtarev // Innovative development of resource-saving technologies and sustainable use of natural resources : proceeding of the 4rd International scientific and technical conference. – Petrosani, Romania : UNIVERSITAS Publishing, 2021. – Edition 4. – P. 137–139. <http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/4138>. (Scopus).

28. Mykola Stupnik, Olena Kalinichenko, Mykhailo Fedko, Mykhailo Hryshchenko, Vsevolod Kalinichenko, Serhii Chukharev, Sofiia Yakovleva, Alexey Pochtarev. Study and enhancement of underground mining technologies to prevent earth's surface failures / Revista Minelor / Mining Revue (MinRv). University of Petrosani, Romania. 2022 - Vol 28: Nr. 1. P. 46 – 53.

<https://sciendo.com/it/article/10.2478/minrv-2022-0004>.

29. Stupnik, Mykola; Kalinichenko, Vsevolod; Kalinichenko, Olena; Pochtarev, Alexey; Fedko, Mykhaylo; Pysmennyi, Serhii. Methodology enhancement for determining parameters of room systems when mining uranium ore in the SE “SKHIDGZK” underground mines, Ukraine / Mining of Mineral Deposits. ISSN 2415-3443 (Online) | ISSN 2415-3435 (Print). Journal homepage <http://mining.in.ua>. Volume 16 (2022), Issue 2, pp. 33-41. <https://doi10.33271/mining16.02.033>. (Scopus).

30. Янов Є. К. Удосконалення технології відбійки руди на компенсаційні простори різної форми на глибоких горизонтах шахт Кривбасу: автореф. Дис.. канд. техн. наук. / Янов Є. К. – Кривий Ріг. – 2012. – 19 с.

### РОЗДІЛ III

## ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСІВ ВИПУСКУ ТА ДОСТАВКИ ВІДБИТОЇ РУДИ НА ЯКІСТЬ ВИДОБУТОЇ РУДНОЇ МАСИ

### 3.1. Підвищення показників видобування при випуску відбитої руди з блоків з недостатніми кутами падіння

Виконаний аналіз та проведені дослідження дозволяють стверджувати, що на високорозвинених гірничодобувних підприємствах світу головним напрямом раціонального використання сировинної бази родовищ є заходи із забезпечення високих показників видобування відбитої руди, особливо із блоків з недостатньо крутими кутами падіння. Для залізорудних шахт Криворізького басейну, де половина родовищ має недостатньо круті кути падіння, ця проблема є вельми актуальною.

Безумовно, що наявна проблема негативними чином впливає на загальні показники видобування руди по шахтах. Так на сьогодні реальні втрати відбитої руди в надрах Кривбасу по деяких шахтах досягають 20% і більше. Отже, практично кожна п'ята шахта Кривбасу, умовно, не видає жодної тонни руди. Не важко спрогнозувати, що зниження втрат руди хоча б на 5 – 7% дозволить збільшити показники видобування багатих залізних руд без значних капітальних витрат [1–6, 8, 10–12, 14, 16–25 ].

Отже, розв'язання актуального питання підвищення показників видобування відбитої руди з очисних блоків є стратегічно важливим напрямком розвитку гірничодобувної промисловості басейну. Розроблення та впровадження сучасних технологій випуску й видобування руди з надр дозволять впровадити політику дбайливого й раціонального використання природних ресурсів. Це стосується не тільки Криворізького басейну, а й інших гірничодобувних районів України з підземним видобутком корисних копалин [7, 9, 13, 15, 26–37].



Важливим чинником необхідності підвищення повноти видобування відбитих залізних руд з очисних блоків є загальні економічні тенденції на ринку залізорудної сировини (ЗРС). На сьогодні змінюються економічні вимоги до якості залізних руд. Підвищені вимоги обумовлені запитом світового ринку ЗРС на високоякісну сировину й установлюють споживачі залізорудної продукції. Вимоги світової економіки стосуються підвищення якості та конкурентоспроможності залізорудної продукції, особливо в умовах високої конкуренції з якісними Бразильськими й Австралійськими залізними рудами. Тому забезпечення високої повноти видобування руд із надр, підвищення якості залізної руди, яка видобувається з із очисних блоків є головним завданням вітчизняної гірничої науки та гірничодобувної промисловості.

У Криворізькому басейні застосовують два основні класи систем розробки. Це камерні системи розробки й системи розробки з обваленням руди та вміщуючих порід.

Для систем розробки з обваленням руди та вміщуючих порід основним фактором, який впливає на повноту видобування руди з обвалених блоків, є питання зменшення обсягів втрат відбитої руди в малорухомій «мертвій зоні» лежачого боку покладу, рис. 3.1.

На сьогодні на лежачому боці покладів залишаються тисячі тонн багаті залізної руди. Особливо така тенденція збільшилася з глибиною розробки та погіршенням гірничо-геологічних умов залягання покладів [8,9–12,16,21,23,29,31–33,36,37,46].

Для визначення обсягу руди, який залишається на лежачому боці покладу до моменту початку розубоження (рис. 3.1), використовують формулу, яку запропонував акад. Г.М. Малахов [1].

$$p_0 = \left( \frac{H}{tg\lambda} + d \right) \frac{H}{2} s - Q'_{el}, \quad (3.1)$$

де  $H$  – висота шару відбитої руди, м;

$\lambda$  – кут падіння рудного покладу, град.;

$d$  – діаметр випускного отвору, м;

$s$  – відстань між осями випускних отворів, м;

$Q'_{el}$  – обсяг еліпсоїда випуску, усіченого додатково двома площинами, що проходять навхрест простягання по середині між випускними отворами, м<sup>3</sup>.

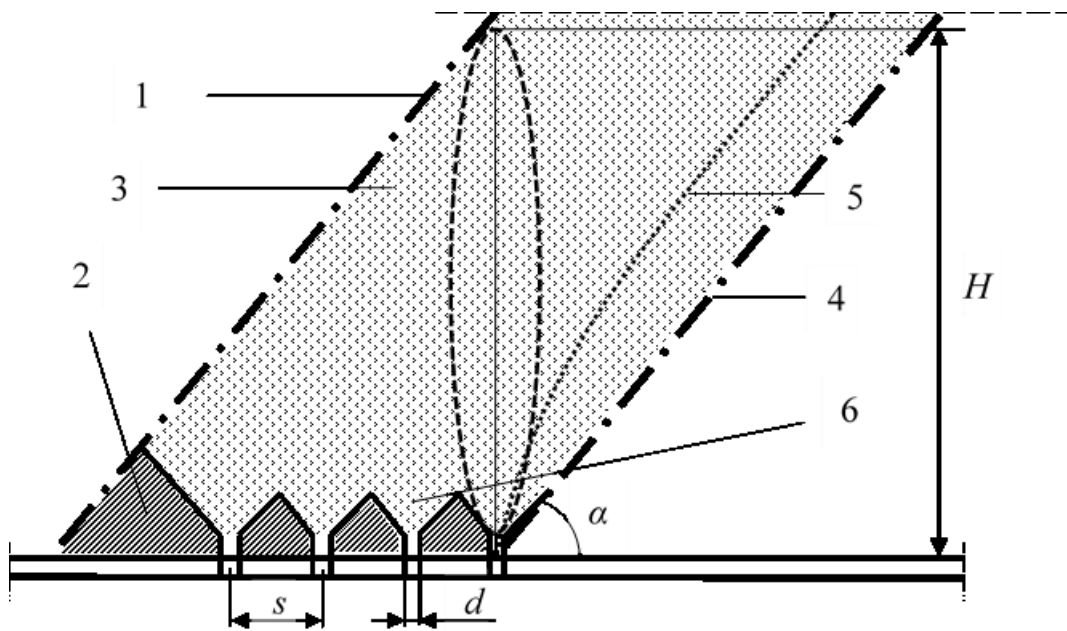


Рис. 3.1. Схема до розрахунку обсягу відбитої руди, що залишається на лежачому боці покладу до початку розубоження: 1 – контур рудного покладу; 2 – недоторканий рудний масив; 3 – відбита руда; 4 – лежачий бік покладу; 5 – контур обсягу відбитої руди, що залишається на лежачому боці покладу до початку розубоження; 6 – воронки випуску

Ураховуючи те, що відбита руда, яка залишається на лежачому боці покладу в процесі випуску може бути теоретично видобута, є сенс віднести її до «умовних втрат».

З огляду на практику відпрацювання багатих залізних руд підземним способом, можна виділити основні фактори, що впливають на показники видобування відбитої руди з лежачого боку родовищ.

Першочергово, величина «умовних втрат» руди на лежачому боці покладу залежить від гірничо-геологічних умов залягання та кута падіння рудного покладу і може, як наприклад на шахтах Кривбасу, досягати 30-50% від загальних запасів блока.

У таких умовах найбільш раціональними заходами, спрямованими на зменшення обсягу руди, що залишається в межах «мертвої зони» лежачого боку покладу, є проходка додаткових випускних воронок у породах лежачого боку.

Оскільки проходка виробок здійснюється по пустих породах, бажано, якщо це можливо, скоротити обсяг прохідницьких робіт.

Однак, з іншого боку, випускні виробки повинні бути розташовані якомога частіше, щоб випустити максимальний обсяг руди, що залишається на лежачому боці.

У зв'язку з цим виникає завдання оптимізації параметрів випуску з метою забезпечення високих показників видобування відбитої руди з найменшими матеріальними витратами.

Класичними варіантами зменшення втрат відбитої руди на лежачому боці покладів є технології підривання порід лежачого боку для випуску відбитої руди з "мертвої зони" очисного блока, (див. розділ 1).

Перевагою такої технології є простота технологічного процесу.

Головним недоліком цієї технології є значні витрати на підривання, випуск та доставку пустих порід. Такі витрати значно підвищують собівартість очисних робіт і, як наслідок, підвищують загальну собівартість видобутку руди. Крім того, підвищуються витрати на підйом та складування пустих порід на денній поверхні. Такі витрати є марними й не задовольняють концепції раціонального використання природних ресурсів.

Іншою розповсюдженою технологією зменшення втрат відбитої руди в «мертвій зоні» лежачого боку очисних блоків є технології, які передбачають проходку додаткових уловлювальних горизонтів, або підповерхів, з формуванням уловлювальних виробок у породах лежачого боку, рис. 3.2.

Кількість таких підповерхів залежить від висоти блока (панелі), що відпрацьовується та кута падіння покладу. На шахтах, зазвичай, застосовують 1-2 таких додаткових уловлювальних горизонти.

Конструкція такого горизонту включає проведення в породах лежачого боку штреку скреперування, проходку додаткових випускних воронок у породах лежачого боку та додаткових рудозвалочного та вентиляційно-господарчого та ходового підняттяєвих.

Безсумнівною перевагою цих технологій є великий виробничий досвід, який було накопичено за багато десятиліть підземної розробки рудних родовищ.



Рис. 3.2. Технологічна схема зменшення втрат відбитої руди в «мертвій зоні» лежачого боку покладу шляхом проходки додаткових підповерхових горизонтів з формуванням уловлювальних виробок у породах лежачого боку: 1 – контур рудного покладу в межах очисного блока; 2 – пусті породи після випуску відбитої руди з очисного блока; 3 – залишкові втрати руди на лежачому боці покладу після випуску відбитої руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу через уловлювальні воронки додаткового підповерхового горизонту; 4 – штрек скреперування додаткового уловлювального горизонту; 5 – перепускний підняттяєвий;  $h_{у п/п}$  – висота розташування уловлювального підповерху

У той же час, основним недоліком цих технологій є високі матеріальні витрати на проходку додаткових підповерхових уловлювальних виробок. Практично ми проєктуємо та впроваджуємо в сучасні технології додатковий уловлювальний підповерх, а іноді й декілька таких додаткових підповерхів.

Однак втрати відбитої руди на лежачому боці покладу будуть зменшуватися при збільшенні кількості додаткових підповерхів та випускних воронок. Збільшення кількості випускних виробок, своєю чергою, призведе до збільшення гірського тиску на них.

Отже, крім збільшення витрат на проходку виробок, ми будемо мати збільшення витрат на підтримання виробок у безпечному стані.

Проєктуючи додаткові уловлювальні підповерхи необхідно розуміти, що крім основних матеріальних витрат на проходку підповерхових уловлювальних виробок, необхідна організація додаткового провітрювання таких підповерхів, бажано за рахунок загальношахтної депресії.

Крім того, додаткові уловлювальні підповерхи характеризуються високим рівнем втрат та розубоження руди при випуску.

Оскільки проходка виробок здійснюється по пустих породах, бажано, наскільки це можливо, скоротити обсяг прохідницьких робіт. Значна кількість додаткових виробок на уловлювальних підповерхах, проведених іноді для випуску досить незначної кількості відбитої руди «мертвої зони», підвищує собівартість видобутку по системі розробки загалом.

Крім того, залишкові втрати руди після застосування додаткових уловлювальних горизонтів залишаються доволі значними.

Для визначення рівня залишкових втрат руди було виконано лабораторні дослідження для усереднених умов шахт Криворізького залізорудного басейну для покладів з різними кутами падіння. На моделях кут падіння коливався від  $40^\circ$  до  $60^\circ$ , потужність покладу – 25 м, висота підповерху 40 м, кількість додаткових уловлювальних горизонтів – 2, рис. 3.3.

Додаткові уловлювальні горизонти були розташовані на висоті 15 м і 25 м від основного горизонту випуску. На рис. 3.3 представлено основні стадії випуску руди з малорухомої «мертвої зони» лежачого боку покладів:

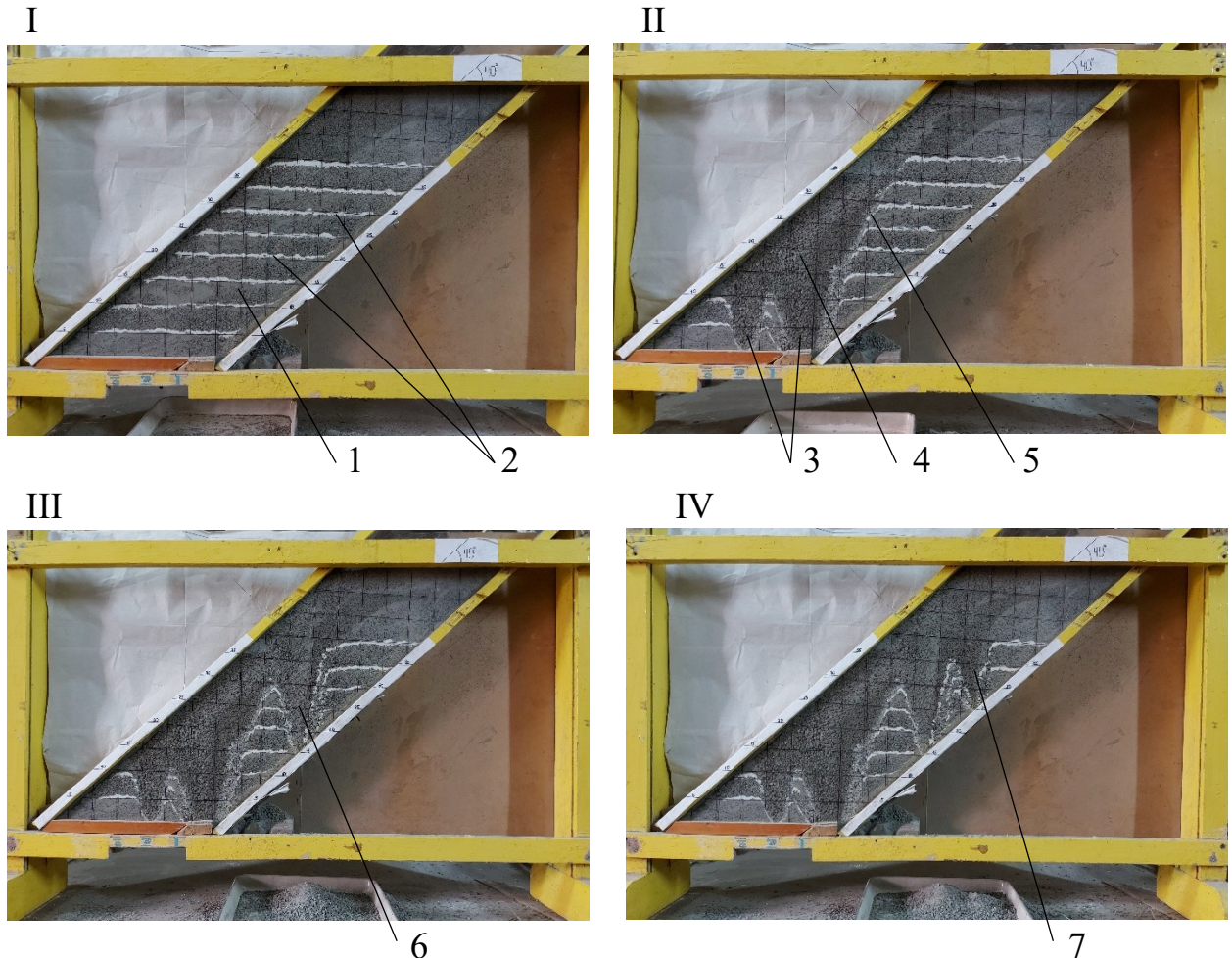


Рис. 3.3. Стадії випуску відбитої руди з малорухомої «мертвої зони» лежачого боку покладів: 1 – відбита руда, 2 – крейда, 3 – випускні воронки основного горизонту, 4 – пуста порода, 5 – контур «мертвої зони», 6 – випускні воронки додаткового уловлювального горизонту +15 м, 7 – випускні воронки додаткового уловлювального горизонту +25 м

I стадія – модель очисного блока з відбитою рудою перед її випуском через випускні отвори.

II стадія – випуск руди з випускних виробок основного горизонту випуску з формуванням малорухомої «мертвої зони» відбитої руди на лежачому боці покладу.

III стадія – випуск руди з випускних виробок додаткового уловлювального горизонту +15 м для видобування відбитої руди з малорухомої «мертвої зони» на лежачому боці покладу.

IV стадія – випуск руди з випускних виробок додаткового уловлювального горизонту +25 м для додаткового видобування відбитої руди з малорухомої «мертвої зони» на лежачому боці покладу.

Для отримання коректних результатів було виконано по 5 експериментів для кожного кута падіння покладу з однаковими умовами випуску. Втрати та загальні запаси руди розраховувалися в грамах, але для спрощення сприйняття загальної картини випуску відбитої руди були переведені у відсотки.

Для візуального сприйняття процесу випуску шари відбитої руди пересипалися крейдою через кожні 5 см.

У табл. 3.1 представлено результати моделювання випуску руди при стандартній технології вилучення відбитої руди з малорухомої «мертвої зони» на лежачому боці покладу за вказаними стадіями.

Таблиця 3.1. Результати моделювання випуску руди при стандартній технології видобування відбитої руди з «мертвої зони» на лежачому боці покладу

№ експерименту	Обсяг умовних втрат руди в «мертвій зоні» після випуску з виробок основного горизонту, %	Обсяг втрат руди після випуску з гор. +15м, %	Обсяг втрат руди після випуску з гор. +25м, %
Кут падіння покладу, $\alpha = 40^\circ$			
1	56	32	22
2	59	34	20
3	55	28	18
4	54	31	24
5	56	30	21
Середнє	56	31	21
Кут падіння покладу, $\alpha = 45^\circ$			
1	51	29	19
2	52	28	18

3	52	29	18
4	48	26	15
5	50	27	17
Середнє	51	28	17
Кут падіння покладу, $\alpha = 50^\circ$			
1	44	24	16
2	42	23	14
3	40	21	14
4	40	22	14
5	39	21	13
Середнє	41	22	14
Кут падіння покладу, $\alpha = 60^\circ$			
1	23	14	11
2	21	12	8
3	25	14	11
4	25	15	12
5	22	11	9
Середнє	23	13	10

За результатами лабораторних досліджень встановлено, що втрати відбитої руди на лежачому боці покладу для кутів падіння  $40...45^\circ$  склали понад 50 %. Проектування додаткових уловлювальних горизонтів дозволило знизити ці втрати в середньому до 17 – 21 %, що для таких кутів падіння та недостатньо потужних покладів є адекватною величиною порівняно з шахтними показниками видобування.

При кутах падіння покладу  $50...60^\circ$  втрати відбитої руди в «мертвій зоні» на лежачому боці покладу значно знижуються та складають відповідно 41...23%. Проектування додаткових уловлювальних горизонтів дозволило знизити ці втрати в середньому до 10 – 14 %, що для більш крутих кутів падіння та недостатньо потужних покладів є достатньо адекватною величиною.

Отже, проведення додаткових уловлювальних горизонтів дозволяє значно знизити втрати відбитої руди в «мертвій зоні» на лежачому боці покладу, особливо при недостатньо крутих кутах падіння покладу, менших за  $50^\circ$ .



У той же час, згідно з шахтними даними, проведення 2-х додаткових уловлювальних горизонтів підвищує собівартість видобутку руди в середньому на 25 – 30 %.

Для ліквідації вказаних недоліків ми запропонували технологію видобутку руди з малорухомої «мертвої зони» лежачого боку покладу, яка отримала назву – випуск через «блокові уловлювальні воронки», рис. 3.4.

Суть запропонованої технології полягає в тому, що з виробок основного горизонту випуску в породах лежачого боку бурять глибокі свердловини, формуючи «блокові уловлювальні воронки» згідно з рис. 3.4.

При другому варіанті формування «блокової уловлювальної воронки» здійснюється за допомогою шпурів, які вибуряються з рудозвальнового підняттевого. Схему формування воронки при другому варіанті представлено на рис. 3.5.

Запропонована технологія має такі переваги.

Порівняно з технологією підривання порід лежачого боку, першочерговим випуском підірваних пустих порід лежачого боку та наступним випуском відбитої руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу, запропонована технологія передбачає зменшення обсягів підірваних пустих порід на 65 – 80 %. Це дозволяє зменшити собівартість випуску відбитої руди приблизно на 30 %, без урахування зниження витрат на підйом та складування пустих порід на денній поверхні.

Порівнянні з технологією проведення в породах лежачого боку додаткового уловлювального горизонту запропонована технологія дозволяє зменшити витрати на проходку виробок додаткових уловлювальних горизонтів у середньому на 26 – 31 %.

Для визначення рівня залишкових втрат на лежачому боці покладу при запропонованій технології було виконано лабораторні дослідження для аналогічних умов Криворізького залізорудного басейну.

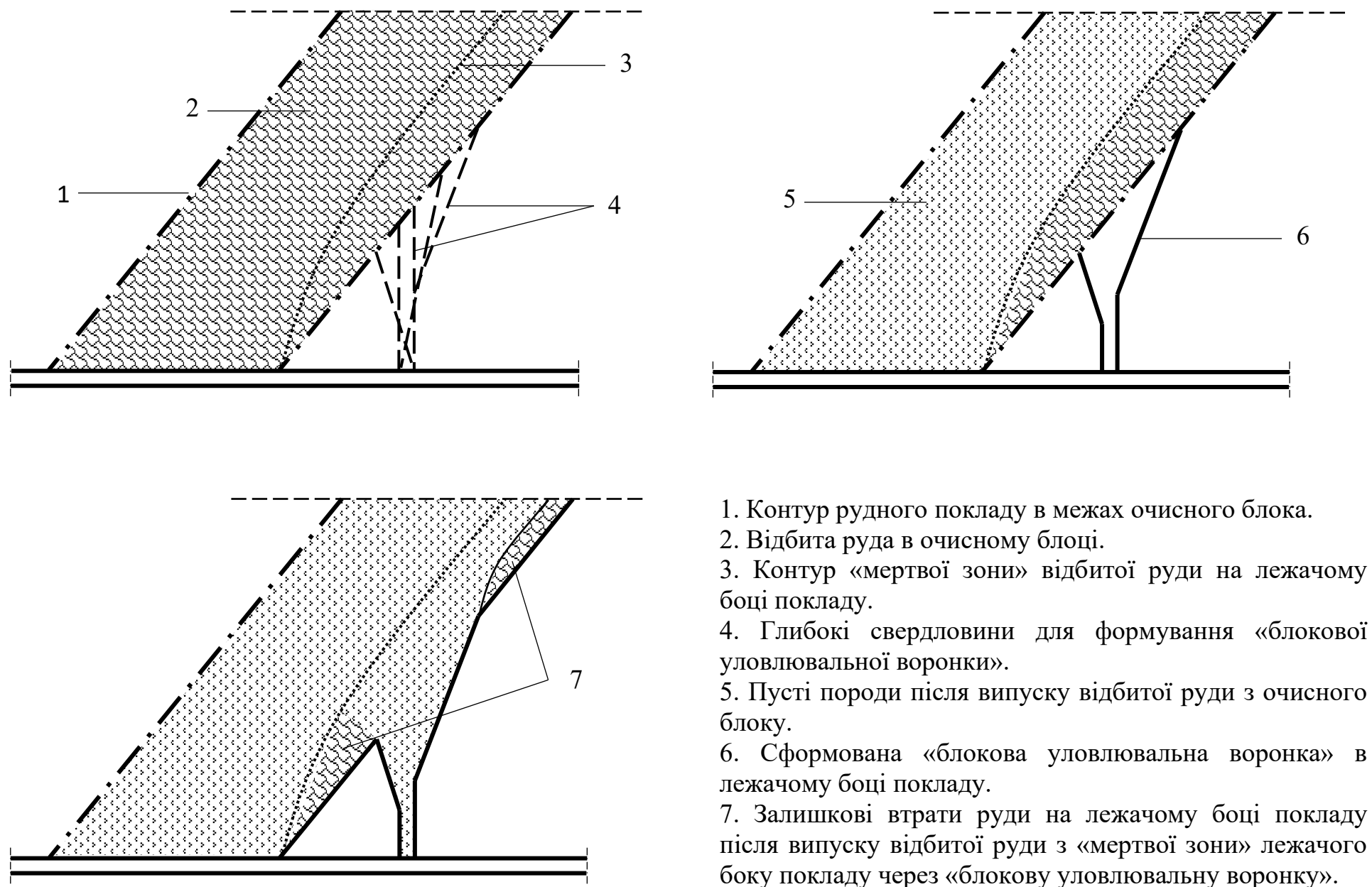
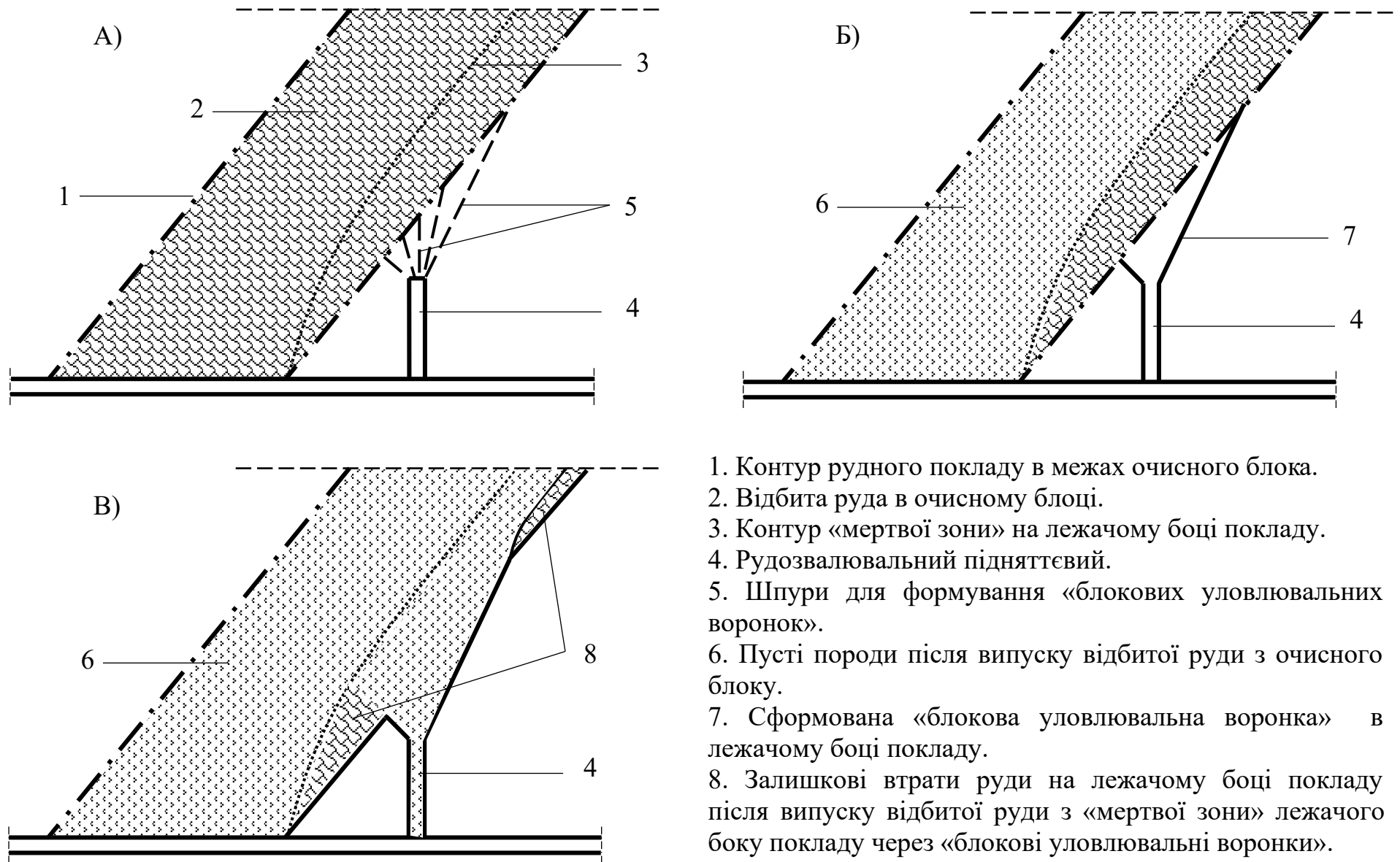


Рис. 3.4. Рекомендована технологія випуску руди з «мертвої зони» лежачого боку поклада за рахунок формування за допомогою глибоких свердловин «блокових уловлювальних воронок»



1. Контур рудного покладу в межах очисного блока.
2. Відбита руда в очисному блоці.
3. Контур «мертвої зони» на лежачому боці покладу.
4. Рудозвалювальний підняттявий.
5. Шпури для формування «блокових уловлювальних ворнонок».
6. Пусті породи після випуску відбитої руди з очисного блоку.
7. Сформована «блокова уловлювальна воронка» в лежачому боці покладу.
8. Залишкові втрати руди на лежачому боці покладу після випуску відбитої руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу через «блокові уловлювальні воронки».

Рис. 3.5. Технологія випуску руди з лежачого боку покладу за рахунок формування за допомогою шпурів «блокових уловлювальних ворнонок», які вибурюються з рудозвалювального підняттявого

Перевагами таких схем формування «блокових уловлюючих воронок» та наступного випуску відбитої руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу є:

1. Відсутність значного об'єму підривки пустих порід лежачого боку покладу.
2. Відсутність значних витрат на проведення додаткових підповерхових виробок уловлювального горизонту.
3. Висока повнота вилучення відбитої руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу порівняно з класичним варіантом при проходці додаткових підповерхових горизонтів з формуванням уловлювальних виробок у породах лежачого боку.
4. Відсутність додаткових витрат на скреперування відбитої руди по штреках скреперування на підповерховому уловлювальному горизонті.

В табл. 3.2 представлено результати моделювання випуску руди при запропонованій технології вилучення відбитої руди з малорухомої «мертвої зони» на лежачому боці покладу через «блокові вловлювальні воронки».

Таблиця 3.2. Результати моделювання випуску відбитої руди з «мертвої зони» на лежачому боці покладу через «блокові вловлювальні воронки»

№ експерименту	Обсяг втрат руди в «мертвій зоні» після випуску через «блокові вловлювальні воронки», %
Кут падіння покладу, $\alpha = 40^\circ$	
1	14
2	15
3	14
4	17
5	18
Середнє	15,6
Кут падіння покладу, $\alpha = 45^\circ$	
1	14
2	13
3	13
4	15
5	14
Середнє	13,8
Кут падіння покладу, $\alpha = 50^\circ$	
1	12

2	11
3	13
4	14
5	13
Середнє	12,6
Кут падіння покладу, $\alpha = 60^\circ$	
1	9
2	8
3	8
4	11
5	11
Середнє	9,4

Аналіз отриманих результатів дозволив визначити залежності втрат руди від кута падіння рудного покладу для розглянутих технологій.

На рис. 3.6 представлено графік залежності втрат відбитої руди в «мертвій зоні» лежачого боку покладу при застосуванні технології проходки додаткових підповерхових горизонтів з формуванням уловлювальних виробок у породах лежачого боку та рекомендованої технології випуску відбитої руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу через «блокові вловлювальні воронки».

Отже, залежність втрат руди від кута падіння покладів для технологій з проектуванням додаткових уловлювальних горизонтів добре описуються експоненційною функцією виду:

$$B_{лб} = 90,138 e^{-0,037\alpha},$$

$$R^2 = 0,9881;$$

де  $B_{лб}$  – втрати відбитої руди в «мертвій зоні» лежачого боку, %;

$\alpha$  – кут падіння покладу, град.

$R^2$  – достовірність апроксимації.

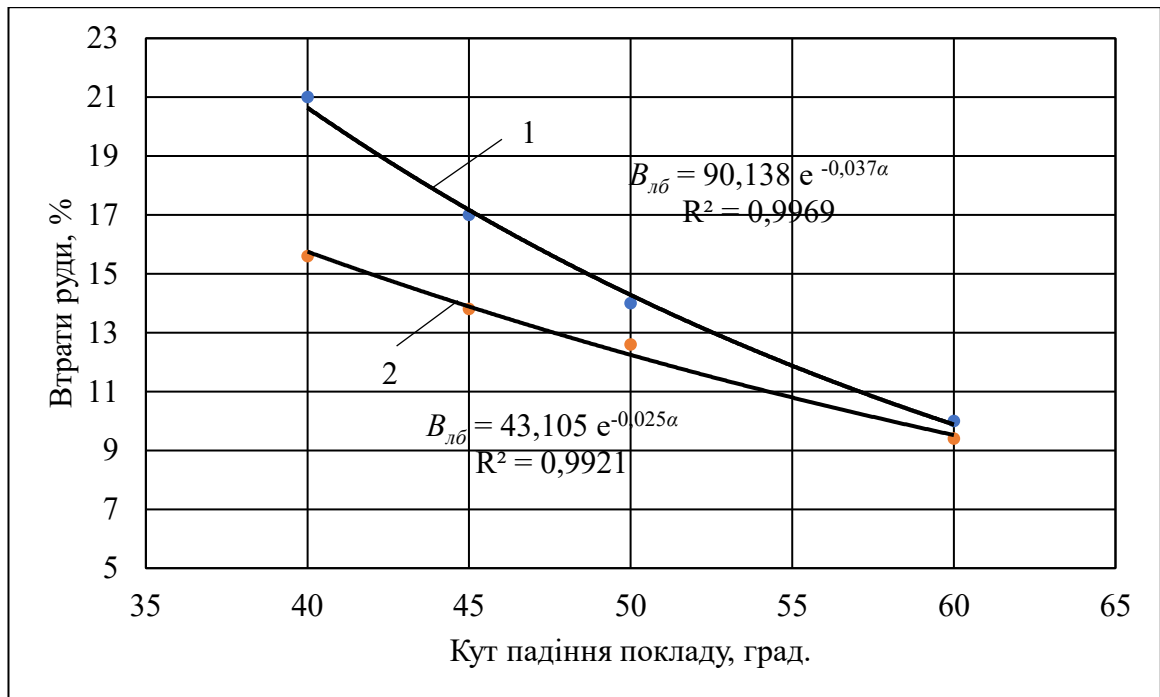


Рис. 3.6. Графік залежності втрат відбитої руди в «мертвій зоні» лежачого боку покладу при формуванні: 1 – уловлювальних виробок; 2 – «блокових уловлювальних воронок» у породах лежачого боку

Залежність втрат руди від кута падіння покладів для технологій з формуванням «блокових уловлювальних воронок» можна визначити за формулою

$$B_{лб} = 43,105 e^{-0,025\alpha},$$

$$R^2 = 0,9921.$$

Залежність втрат руди від потужності рудного покладу можна визначити за виразом

$$B_{лб} = -11,87 \ln(m_{pn}) + 53,67,$$

$$R^2 = 0,9935;$$

де  $m_{pn}$  – потужність рудного покладу, м.

На підставі виконаних досліджень та отриманих результатів багатофакторного експерименту можна визначити залежність величини втрат

відбитої руди в «мертвій зоні» лежачого боку покладу від кута падіння й потужності рудного покладу для технологій з формуванням «блокових уловлювальних воронок»:

$$B_{\text{лб}} = 43,105 e^{-0,025\alpha} \times \left( (-11,87 \ln(m_{\text{рп}}) + 53,67) / (43,105 e^{-0,025\alpha}) \right), \%$$

де  $B_{\text{лб}}$  – величина втрат відбитої руди в «мертвій зоні» лежачого боку покладу, %;

$\alpha$  – кут падіння рудного покладу, град.;

$m_{\text{рп}}$  – потужність рудного покладу, м.

За результатами виконаних досліджень встановлено, що втрати відбитої руди на лежачому боці покладу для рекомендованої технології видобутку руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу через «блокові уловлювальні воронки» знизилися в середньому з 15,6 % до 9,4 % при кутах падіння відповідно від 40° до 60°. Такі показники є нижчими на 5,4...0,6 % порівняно з попередніми результатами при застосуванні додаткових уловлювальних горизонтів і є задовільним показником для розглянутих складних умов залягання рудних покладів.

У той же час, якість видобутої залізної руди, згідно з дослідженнями академіка Г.М. Малахова [1], залежить від втрат і вилучення відбитих запасів і знаходиться у співвідношенні:

$$V = 100 - B, \%$$

де  $V$  – видобування руди із очисних блоків (панелей), %;

$B$  – втрати руди в очисних блоках (панелях), %.

Отже, загальна якість видобутої руди, що випускається із очисних блоків, підвищується за рахунок зниження її втрат у «мертвій зоні» лежачого боку покладу при формуванні «блокових уловлювальних воронок» порівняно

з класичною технологією проведення додаткових уловлювальних горизонтів за рахунок видобування додаткових обсягів (5,4...0,6 %) багаті руди природної якості.

Таким чином доведено II наукове положення, згідно з яким якість видобутої з очисних блоків руди підвищується за рахунок зниження її втрат у «мертвій зоні» лежачого боку покладу при формуванні «блокових уловлювальних воронок» на 5,4...0,6 % порівняно з класичною технологією проведення додаткових уловлювальних горизонтів і знаходиться в поліноміально-логарифмічній залежності від кута падіння й потужності рудного покладу, що дозволяє зменшити витрати на проходку виробок додаткових уловлювальних горизонтів у середньому на 26 ... 31 %.

### 3.2. Удосконалення процесу випуску та доставки руди при застосуванні навантажувально-доставної техніки

Установлено, що на сучасному розвитку техніки й технології найбільш прогресивним способом випуску й доставки відбитої руди з очисних блоків або панелей є технології із застосуванням ефективною навантажувально-доставної техніки.

Серед основних варіантів найбільш перспективними є технології із використанням випускних траншей. Для різноманітних гірничо-геологічних умов залягання рудного покладу застосовують різні варіанти технологій, серед яких можна виділити траншеї з двостороннім або одностороннім випуском (рис. 3.7).

Траншеї з одностороннім випуском застосовують, зазвичай, при відпрацюванні покладів потужністю до 20 – 25 м, рис. 3.7, а.

При відпрацюванні потужних покладів застосовують траншеї з двостороннім випуском, рис. 3.7, б.



В обох варіантах з траншеї до доставних ортів проходять навантажувальні заходки під кутом приблизно 60-70°.

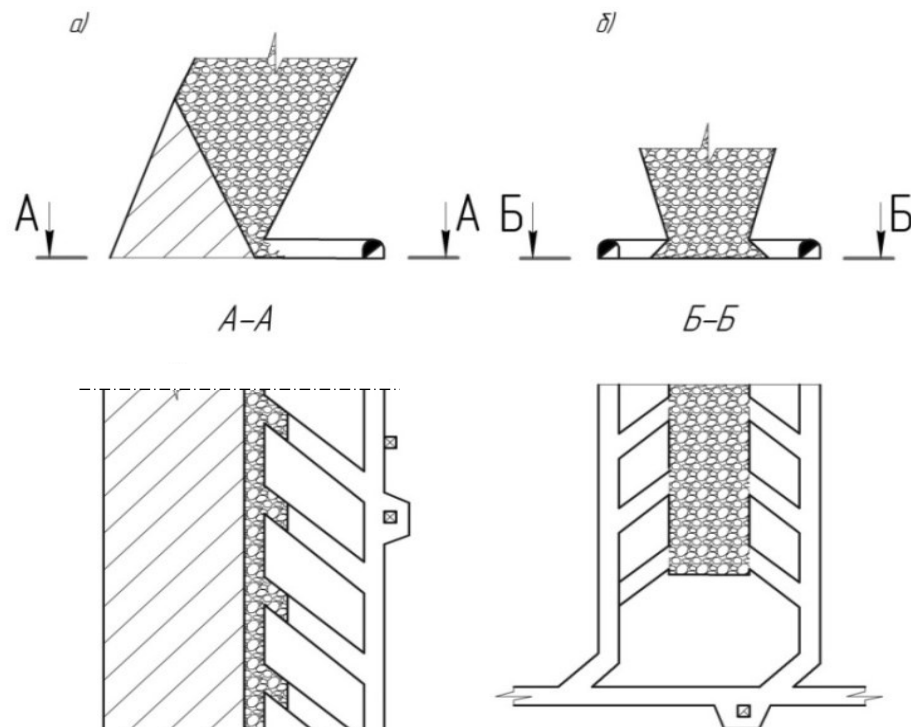


Рис. 3.7. Види випускних траншей: *a* – для одностороннього випуску відбитої руди з траншеї; *б* – для двостороннього випуску відбитої руди з траншеї

Кут між осями доставної виробки й навантажувальної заходки приймають, зазвичай, приблизно 60-70°.

Головним недоліком траншейних схем у такому виконанні є неповнота навантаження ковша машини при зануренні його під кутом до навалу відбитої руди, що зменшує ефективність використання самохідних НДМ на доставці відбитої руди. Крім того, при зануренні ковша НДМ під кутом до навалу збільшується навантаження на один з боків машини, що викликає відповідні негативні трансформації конструкції НДМ.

З метою ліквідації вказаних недоліків ми розробили та запатентували конструкції днища блока з випускними траншеями, але з фронтальним

навантаженням руди при зануренні ковша НДМ під кутом  $90^\circ$  до навалу, рис. 3.8, 3.9.

Суть запропонованих технологій полягає в удосконаленні способу формування днища очисного блока за рахунок проходки навантажувальних заходок регламентованих параметрів, розташування їх під кутом до поздовжньої осі доставних виробок, виконання сполучення навантажувальної заходки з забоєм, що забезпечує формування укусу, площина якого перпендикулярна осі навантажувальної заходки.

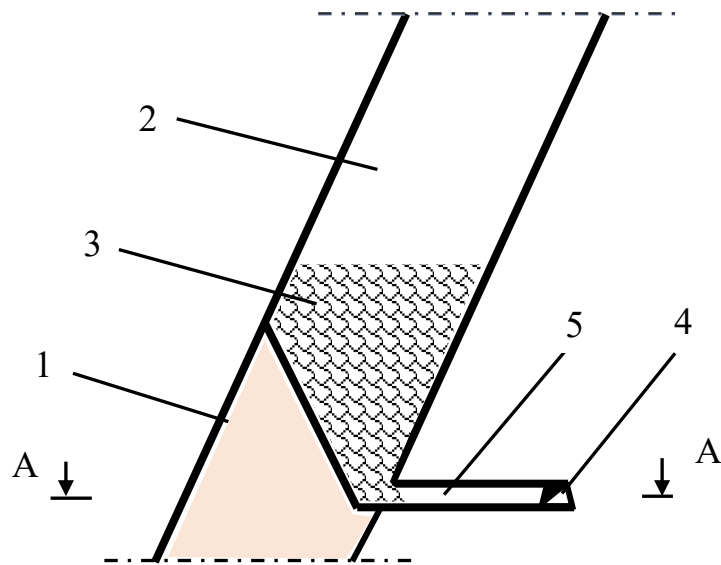
Перевагою запропонованих технологій від реалізації рекомендованих технічних рішень є скорочення обсягу проходки підготовчих виробок, ефективне маневрування навантажувально-доставочної техніки при переміщенні під завантаження, максимальне заповнення ковша навантажувальної машини та скорочення часу навантаження ковша рудною масою.

Істотним в ефективності реалізації цих технологій є те, що навантажувальна заходка в зоні випуску руди виконана таким чином, що, незважаючи на те, що вона знаходиться під кутом до осі днища очисного блока, укіс обваленої руди розташовується перпендикулярно до осі навантажувальної заходки.

Згідно із запропонованими технологіями, навантажувальні заходки виконують під кутом до поздовжньої осі очисного блока.

При відпрацюванні крутоспадного покладу потужністю менше 25 – 30 м з випускною траншеєю та фронтальним навантаженням руди самохідною навантажувально-доставною технікою очисна камера розташовується за простяганням покладу, рис. 3.8.

Підсічка камери – траншейна. Траншея розташовується за простяганням покладу на всю ширину очисної камери. Висота траншеї залежить від потужності покладу та кута укусу бортів траншеї. Останні повинні забезпечувати природне скочування кусків відбитої руди з бокових поверхонь траншеї.



A - A

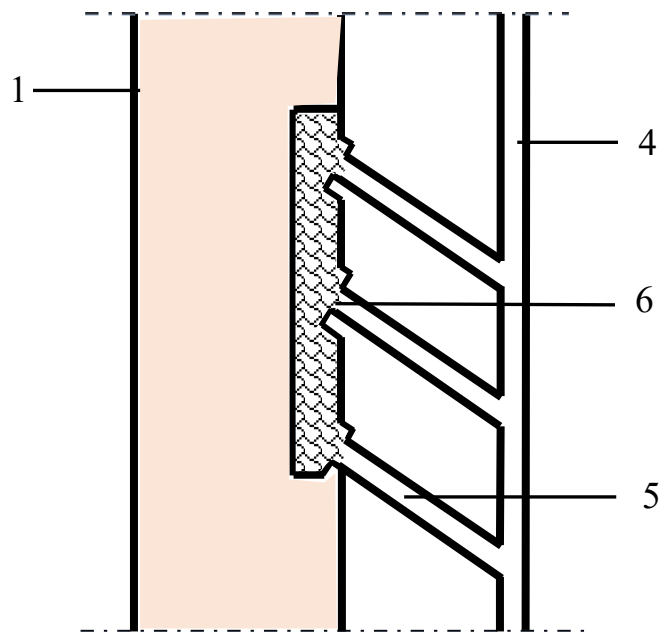


Рис. 3.8. Варіант конструкції днища блока з випускною траншеєю та фронтальним навантаженням руди самохідною навантажувально-доставною технікою при потужності покладу менше 25 – 30 м: 1 – рудний поклад, 2 – очисна камера, 3 – траншейна підсічка, 4 – доставний штрек, 5 – навантажувальна заходка, 6 – фронтальний навантажувальний забій

У лежачому боці блока проходять блоковий доставний штрек, з якого під кутом до очисного простору (поздовжньої осі блока) проходять навантажувальні заходки.

Фронтальний навантажувальний забій формують з можливістю фронтального навантаження ковша шляхом його перпендикулярного занурення в навал відбитої руди.

Вантажну заходку виконують під кутом до поздовжньої осі очисного блока. Вибір кута розташування виробки відносно очисного блока залежить від технічних характеристик застосовуваного навантажувально–доставочного обладнання.

У торцевій частині навантажувальної заходки, що прилягає до зони випуску очисного блока, формують навантажувальну нішу у вигляді прямокутної призми, в основі якої фронтальна твірна перпендикулярна осі навантажувальної заходки й дорівнює її подвійній ширині.

У цьому разі обсяг навантажувальної ніші  $V_{\text{нн}}$  визначається з виразу

$$V_{\text{нн}} = (2,0A \times \text{tg}(90 - \alpha)/2) \times H \times L, \text{ м}^3;$$

де  $A$  – ширина навантажувальної заходки, м;

$\alpha$  – кут прилягання навантажувальної заходки, град.;

$H$  – висота навантажувальної заходки, м;

$L$  – довжина навантажувальної заходки, м.

При відпрацюванні крутоспадного покладу потужністю понад 25 – 30 м з випускною траншеєю та фронтальним навантаженням руди самохідною навантажувально-доставною технікою очисна камера розташовується навхрест простягання рудного покладу, рис. 3.9.

По границях блока проходять блокові доставні орти з яких під кутом до очисного простору проходять навантажувальні заходки.

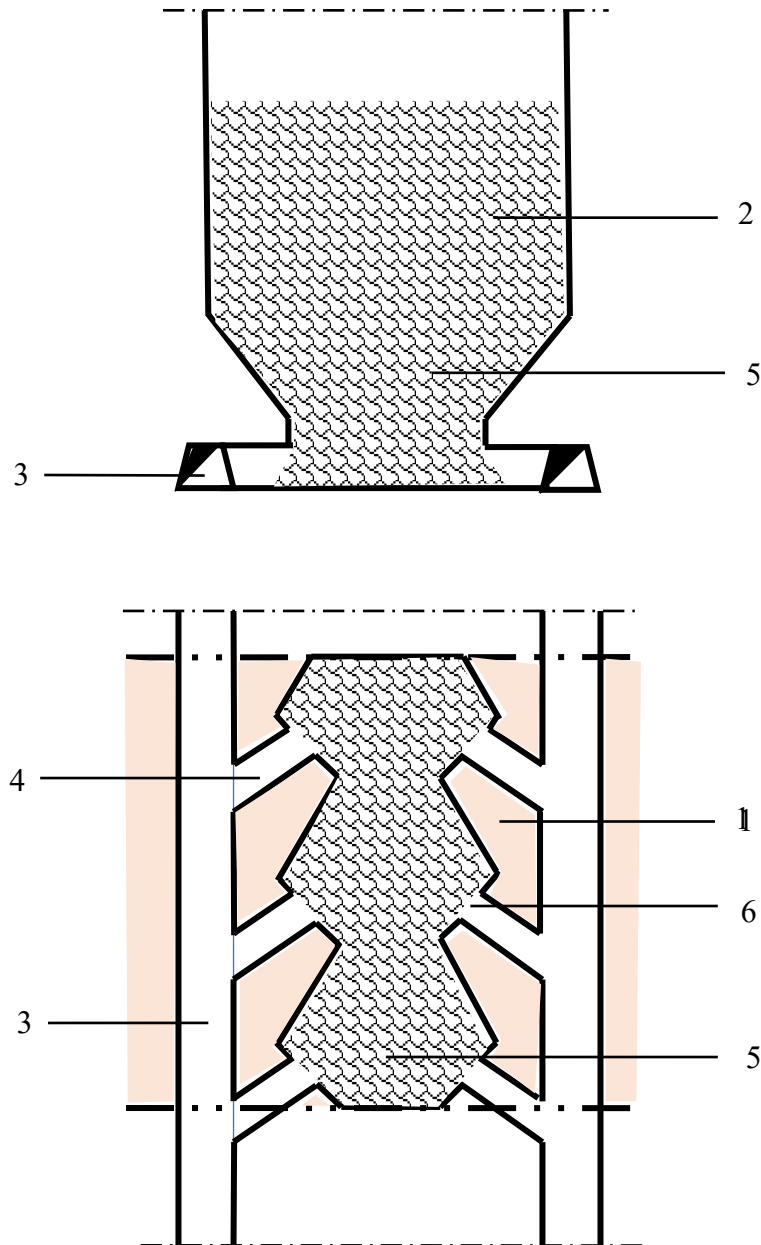


Рис. 3.9. Варіант конструкції днища блока з випускною траншеєю та фронтальним навантаженням руди самохідною навантажувально-доставною

технікою при потужності покладу понад 25 – 30 м:

- 1 – рудний поклад, 2 – очисна камера, 3 – доставний орт,  
 4 – навантажувальна заходка, 5 – траншейна підсічка,  
 6 – фронтальний навантажувальний забій

Підсічка блоку – траншейна. Траншею формують на горизонті доставки та розташовують навхрест простягання покладу. Ширина траншеї

повинна забезпечувати навантаження відбитої руди з протилежних навантажувальних заходок.

Як відомо, основним недоліком традиційних схем навантаження відбитої руди із навантажувальних заходок, пройдених під кутом до забою є те, що ківш машини занурюється в навал відбитої руди теж під кутом. Це знижує коефіцієнт наповнення ківша та сприяє односторонньому зношуванню ковша.

Запропонована технологія формування навантажувального забою з можливістю фронтального навантаження ковша шляхом його перпендикулярного занурювання в навал відбитої руди ліквідує цей основний недолік.

Іноді в торцевій частині навантажувальної заходки, що прилягає до зони випуску очисного блока, формують спрощену навантажувальну нішу у вигляді прямокутної призми, в основі якої фронтальна твірна перпендикулярна осі навантажувальної заходки й дорівнює полуторній ширині, рис. 3.10.

У цьому разі обсяг навантажувальної ніші визначається з виразу

$$V_{\text{нн}} = (1,5A \times \text{tg}(90 - \alpha)/2) \times H \times L, \text{ м}^3;$$

де  $V_{\text{нн}}$  – обсяг навантажувальної ніші,  $\text{м}^3$ ;

$A$  – ширина навантажувальної заходки, м;

$\alpha$  – кут прилягання навантажувальної заходки, град.;

$H$  – висота навантажувальної заходки, м.

Після формування навантажувальної ніші та подальшого відбивання масиву очисного блока відбита руда заповнює навантажувальну нішу, забезпечуючи, таким чином ефективно навантаження ковша самохідної НДМ.

Основні переваги запропонованих технологій полягають в тому, що:

– збільшується обсяг завантаження ковша навантажувально–доставної машини;

– зникає негативний ефект підвищеного одностороннього навантаження на один з боків машини, що викликає відповідні негативні трансформації конструкції НДМ при навантаженні ковша під кутом до навалу відбитої руди;

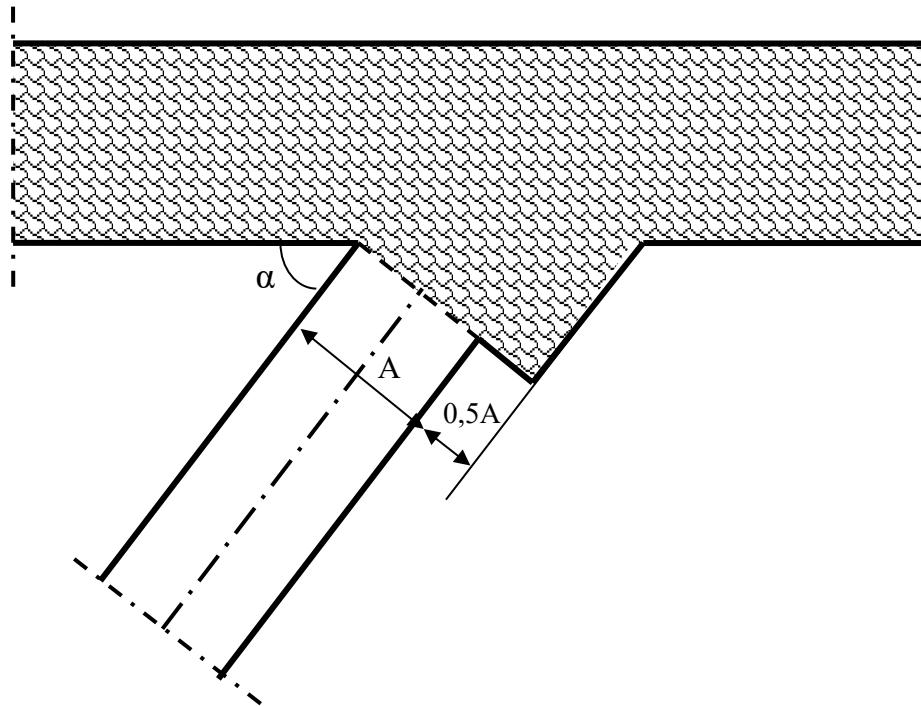


Рис. 3.10. Сполучення навантажувальної заходки із забоєм, що забезпечує формування укосу, площина якого перпендикулярна осі навантажувальної заходки

– скорочується час навантаження ковша рудною масою та підвищується продуктивність навантажувально–доставної техніки;

– забезпечується максимальна ефективність маневрування навантажувально–доставної машини та скорочення циклу «навантаження–доставка»;

– зменшується обсяг проходки гірничопідготовчих виробок;

– знижується негативний вплив гірського тиску на виробки днища блок за рахунок скорочення часу відпрацювання блок;

– запропоновані технології забезпечують можливість використання високопродуктивного навантажувально–доставного обладнання значної вантажопідйомності.

Ураховуючи те, що кількість очисних блоків, які відпрацьовуються на шахтах Кривбасу із використанням самохідної техніки обмежена на доставці відбитої руди доцільно використовувати самохідні НДМ, які використовувалися на проходці виробок. Отже, на доставку руди можемо залучити самохідні НДМ класу ST1030 SCOOPTRAM фірми Epiroc, або придбати потужні навантажувально–доставочні машини класу TORO – 400.

Розвантаження руди може здійснюватися як в рудоспуски, так і в вагони електровозної відкатки.

### 3.3. Висновки

Установлено, що одним з основних факторів, які впливають на повноту видобування руди з очисних блоків, є проблема зменшення обсягів втрат відбитої руди в малорухомій «мертвій зоні» лежачого боку покладу.

Доведено, що величина «умовних втрат» руди на лежачому боці покладу залежить від гірничо-геологічних умов залягання та кута падіння рудного покладу і може, як наприклад на шахтах Кривбасу, досягати 30-50% від загальних запасів блока.

Визначені основні технології виймання запасів «мертвої зони», а саме підрив порід лежачого боку та проходка додаткових уловлювальних підповерхів з воронками випуску та штреками скреперування. Установлено, що основним недоліком цих технологій є високі витрати на випуск та транспортування пустих порід у першому варіанті та значні матеріальні



витрати на проходку додаткових підповерхових уловлювальних виробок у другому варіанті.

Для ліквідації вказаних недоліків запропоновано технологію видобутку руди з малорухомої «мертвої зони» лежачого боку покладу, яка отримала назву – випуск через «блокові вловлювальні воронки».

На підставі виконаних досліджень та отриманих результатів багатофакторного експерименту визначено залежність величини втрат відбитої руди в «мертвій зоні» лежачого боку покладу від кута падіння й потужності рудного покладу для технологій з формуванням «блокових уловлювальних воронок».

Установлено, що втрати відбитої руди на лежачому боці покладу для рекомендованої технології видобутку руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу через «блокові вловлювальні воронки» знизилися в середньому з 15,6 % до 9,4 % при кутах падіння відповідно від 40° до 60°. Такі показники є нижчими на 5,4...0,6 % порівняно з результатами, які досягнуті при застосуванні додаткових уловлювальних горизонтів і є задовільними показниками для розглянутих складних умов залягання рудних покладів.

Визначено, що при сучасному розвитку техніки й технології найбільш прогресивним способом випуску й доставки відбитої руди з очисних блоків є технологія із застосуванням ефективних навантажувально-доставних машин з використанням випускних траншей.

Доведено, що головним недоліком класичних траншейних схем є неповнота навантаження ковша машини при зануренні його під кутом до навалу відбитої руди. Це зменшує ефективність використання самохідних НДМ на доставці відбитої руди.

Крім того, при зануренні ковша НДМ під кутом до навалу збільшується навантаження на один з боків машини, що викликає відповідні негативні трансформації конструкції НДМ.

З метою ліквідації вказаних недоліків розроблено та запропоновано конструкції днища блока з випускними траншеями з фронтальним навантаженням руди при зануренні ковша НДМ під кутом  $90^\circ$  до навалу.

Запропоновано методику розрахунку обсягу навантажувальної ніші залежно від основних технологічних параметрів.

Доведено, що запропоновані технології дозволяють збільшити обсяг завантаження ковша навантажувально–доставної машини.

Установлено, що фронтальне навантаження руди при зануренні ковша НДМ під кутом  $90^\circ$  до навалу ліквідує негативний ефект підвищеного одностороннього навантаження на один з боків машини, що викликає відповідні негативні трансформації конструкції НДМ при навантаженні ковша при традиційних технологіях.

Запропонована технологія забезпечує максимальну ефективність маневрування навантажувально–доставної машини та скорочення циклу «навантаження–доставка», зменшує обсяги проходки гірничопідготовчих виробок.

Скорочення часу навантаження ковша відбитою рудою та підвищення продуктивності навантажувально–доставної техніки дозволяє знизити негативний вплив гірського тиску на виробки днища блока за рахунок скорочення часу відпрацювання блока.

Результати досліджень, наведені в розділі 3 дисертаційного дослідження, автор опублікував у працях [10–12, 31, 32, 46].

#### 3.4. Список використаних джерел до 3 розділу

1. Малахов Г.М., Безух В.Р., Петренко П.Д. Теория и практика выпуска руды. – М.: Недра, 1968. – 311с.
2. 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. Зб.наук.праць. – Кривий Ріг: КНУ. – 2016. – Вип.41. – С. 141-146.

3. Шепель О.Л. Щодо питання визначення оптимальних умов випуску руди при системах підповерхового обвалення руди / О.Л. Шепель // «Розвиток промисловості та суспільства–2020»: міжн. наук.-техн. конф. (17–20 лист. 2020 р.). – Кривий Ріг: «КНУ», 2020. – С. 19.

4. Калініченко В.О., Ступнік М.І., Федько М. Б. Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ: [підручник]. – Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 2017. – 278 с.

5. Ступнік М.І., Хівренко О.Я., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Почтарьов О.В. Підвищення якості відбійки руди в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» / Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2021. Вип. 52. С. 3 – 10.

<http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/4105>.

6. Малахов Г.М., Федоренко П.И., Кузмич С.Н. Влияние размеров выпускных отверстий на истечение руды и показатели извлечения при системах с обрушением // Цветная металлургия. – 1967. - №22.

7. Калініченко О.В. Методика та порядок виконання експериментальних досліджень на моделях з еквівалентних матеріалів / Вісник НУВГП. Технічні науки: зб. наук. праць. Рівне, 2018. Вип. 3(83). С.155-161.

8. Калиниченко В.А., Калиниченко Е.В. Повышение эффективности извлечения руды при системах с обрушением // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: Изд-во КТУ. - 2001. - Вып.74. – С. 65-68.

9. Корж В.А. Технологія видобування без втрат руди в „мертвій” зоні лежачого боку. // Відомості Академії гірничих наук України. – Кривий Ріг: Мінерал. – 1999. - №1. – С.36-39.

10. Ступнік М.І., Хівренко О.Я., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Почтарьов О.В. Підвищення якості відбійки руди в умовах шахт ПрАТ

«ЗЗРК» / Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2021. Вип. 52. С. 3 – 10.

<http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/4105>.

11. M.I. Stupnik, V.O. Kalinichenko, O.V. Kalinichenko, A. Pochtarev. Technological measures to enhance efficiency of mining ore from stopes applying self-propelled equipment / E3S Web Conf. Volume 280, 2021 Second International Conference on Sustainable Futures: Environmental, Technological, Social and Economic Matters (ICSF 2021). 30 June 2021. P. 1–8.

<https://doi.org/10.1051/e3sconf/202128008010>. (Scopus).

12. Stupnik M. Improvement of ore drawing technology and mined iron ore grade in underground mining / M. Stupnik, V. Kalinichenko, A. Pochtarev // Innovative development of resource-saving technologies and sustainable use of natural resources : proceeding of the 4rd International scientific and technical conference. – Petroșani, Romania : UNIVERSITAS Publishing, 2021. – Edition 4. – P. 137–139. <http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/4138>. (Scopus).

13. Mykola Stupnik, Vsevolod Kalinichenko, Olena Kalinichenko and Alexey Pochtarev. Improvement of extracted iron ore grade in underground mining / IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 970, III International Conference "Essays of Mining Science and Practice" 06/10/2021 - 08/10/2021 Dnipro. P. 1–8. <https://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/970/1/012048>. (Scopus).

14. Шепель О.Л. Технологія вибухового зміщення руди з лежачого боку покладу в активну зону випуску за допомогою вертикальних концентрованих зарядів / О.Л. Шепель // «Сталий розвиток промисловості та суспільства–2014»: міжн. наук.-техн. конф. (27–30 трав. 2014 р.). – Кривий Ріг: «КНУ», 2014. – С. 9.

15. Шепель О.Л. Щодо питання визначення оптимальних умов випуску руди при системах підповерхового обвалення руди / О.Л. Шепель // «Розвиток промисловості та суспільства–2020»: міжн. наук.-техн. конф. (17–20 лист. 2020 р.). – Кривий Ріг: «КНУ», 2020. – С. 19.

16. 2. Коробійчук В.В., Підвисоцький В.Т., Шамрай В.І., Качуровський М.В., Соколовський В.О. Вплив технології відпрацювання розвалу гірської породи на розміри та форму розвалу негабариту. Технічна інженерія. 2022. Вип. 2(90). С. 147-152.

17. Mykola Stupnik, Tetiana Oliinyk, Alexey Pochtarev, Olena Kalinichenko and Vsevolod Kalinichenko. Enhancement of the quality of marketable iron ore products of Kryvyi Rih iron ore basin. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 1156, IV International Conference "ESSAYS OF MINING SCIENCE AND PRACTICE" (RMGET-2022) 09/11/2022 - 11/11/2022 Dnipro, Ukraine. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012031>. (Scopus).

18. Шепель О.Л. Про питання зниження втрат руди на лежачому боці покладів / В.О.Калініченко, В.М.Тарасютін, С.В. Письменний, О.Л. Шепель // Гірничий вісник Криворізького національного університету. – 2015. – № 99. – С. 42–45.

19. Шепель О.Л. Обґрунтування шляхів зниження втрат руди при розробці покладів / О.Л. Шепель // «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі»: міжн. наук.-техн. Інтернет-конф. (14 грудня 2016 р.). – Кривий Ріг: ДВНЗ «КНУ», 2016. – С. 105.

20. Pysmennyi, S., Shvager, N., Shepel, O., Kovbyk, K., Dolgikh, O. (2020). Development of resource-saving technology when mining ore bodies by blocks under rock pressure. E3S Web of Conferences, 166, art. no. 02006. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016602006>. (Scopus).

21. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Грищенко М.А. Випуск руди з малорухомої зони на лежачому боці покладу похилим очисним вибоєм. Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. – Кривий Ріг. – 2018. – Вип. 104. – С. 3–8.

22. Калініченко В.О., Колосов В.О., Ступнік М.І. Основи підземної розробки рудних родовищ. – Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 2015. – 323 с.

23. Мартынов В.К., Кудрявцев М.С. О среднем угле движения руды при выпуске// Разраб. рудн. местрожд. – К.: Техніка, 1968. – Вып. 6. – С. 22-27.

24. Калініченко В.О., Ступнік М.І., Федько М. Б. Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ: [підручник]. – Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 2017. – 278 с.

25. Корж В.А. Розробка ресурсозберігаючих технологій очисної виїмки на основі закономірностей випуску руди з неоднорідними сипучими властивостями. – Автореф. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук. – Кривий Ріг: Мінерал, 2001. – 35 с.

26. Калініченко В.О. Розвиток наукових основ раціонального використання сировинної бази Кривбасу при включенні в розробку втрачених руд і магнетитових кварцитів. – Автореф. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук. – Кривий Ріг, 2008. – 36 с.

27. А.А. Азарян. Пути снижения потерь и засорения железной руды подземной добычи в Кривбассе / А.А. Азарян, А.С. Батареев 2, Ф.И. Караманиц 3, В.А. Колосов 4, В.С. Моркун // Наука innov. 2018, Выпуск14(4). С. 18-26.

28. Азарян А.А. Комплекс ресурсо- і енергозберігаючих геотехнологій видобутку та переробки мінеральної сировини, технічних засобів їх моніторингу із системою керування та оптимізації гірничорудних виробництв / Вілкул Ю.Г., Капленко Ю.П., Караманиць Ф.І., Колосов В.О., Моркун В.С., Пілов П.І., Сидоренко В.Д., Темченко А.Г., Федоренко П.Й. // Кривий Ріг, Мінерал, 2006. С. 261.

29. Азарян А.А. Инструкция по нормированию, прогнозированию и учету показателей извлечения руды из недр при подземной разработке железорудных месторождений / Азарян А.А., Колосов В.А., Моргун А.В., Попов С.О., Ступник Н.И. // Кривой Рог: Минерал, 2012. С. 167

30. 1. Korobiichuk V., Iskov S., Leonets I., Davydova I., Kalchuk S. Determination of the seismic effect of a mass explosion on the earthquake

resistance of ledges of block products. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 1319, 012005, Challenges of Ensuring Ukraine's Mineral Resources in the context of post-war reconstruction 2023 29/05/2023 - 29/05/2023 Dnipro, Ukraine. P.10. SCOPUS.

31. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Pochtarev A. Підвищення якості руди при використанні самохідної навантажувально-доставочної техніки / Матеріали науково-технічної інтернет-конференції "Розвиток промисловості та суспільства". Кривий Ріг, 2021. С. 3. [http://www.knu.edu.ua/storage/files/2/Наука/Конференції/Конференції%202021/Розвиток/Тези\\_%202021\\_%20OK2.pdf](http://www.knu.edu.ua/storage/files/2/Наука/Конференції/Конференції%202021/Розвиток/Тези_%202021_%20OK2.pdf).

32. Mykola Stupnik, Vsevolod Kalinichenko, Olena Kalinichenk and Alexey Pochtarev. Improvement of extracted iron ore grade in underground mining / IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 970, III International Conference "Essays of Mining Science and Practice" 06/10/2021 - 08/10/2021 Dnipro. P. 1–8. <https://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/970/1/012048>. (Scopus).

33. Колосов В.А. Повышение качества железорудной продукции и показателей работы шахт на основе совершенствования технологии добычи и переработки: Дис...докт. техн. наук: 05.15.02. - Кривой Рог, - 2002. - 446с.

34. Guy Lauret et Patrice Brasse. Explortation selective des amas uraniferez: evolution de la methode d'exploitation / Mines carrieres – revue de la sosiete de l'industrie minerale, 1999. Vol.81. P. 41–44.

35. Пат. 105304 Україна, МПК E21C 41/00. Комбінований спосіб доставки рудної маси при підземній розробці крутоспадних потужних рудних покладів / Ступнік М.І., Калініченко В.О., Кривенко Ю.Ю., Калініченко О.В., Косенко А.В., Ковбик К.М.; заявл. 01.10.15; опубл. 10.03.16, Бюл. №5.

36. Цариковский В.В., Григорьев А.П., Яценко Е.И., Сакович А.В. и др. Перспективные пути повышения эффективности добычи богатых руд Кривбасса на больших глубинах / В.В. Цариковский, А.П. Григорьев, Е.И.

Яценко, А.В. Саковеч // Сб. научн.трудов НИГРИ. – Кривой Рог: НИГРИ. – 2000. – С. 62-67.

37. 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.

38. В.О. Калініченко, В.О. Колосов, М.І. Ступнік. Підземна розробка рудних родовищ: підручник – Кривий Ріг: Сінельников Д.А., 2017. 351 с.

39. Комбінований спосіб доставки руди при відпрацюванні потужних рудних покладів / Д. Ф. Зенюк, В. М. Тарасютін, О. Я. Хівренко, М. Б. Федько // Вісник КНУ – 2012. – №29 – С. 20-25.

40. 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. Зб.наук.праць. – Кривий Ріг: КНУ. – 2016. – Вип.41. – С. 141-146.

41. Патент №151817 Україна МПК E21C 41/00 (2006.01). Спосіб підготовки вироблених просторів для довготривалого використання при підземній розробці родовищ корисних копалин камерно-стовповою системою / Ступнік М.І.; Кушнерьов І.П.; Калініченко В.О.; Кривенко Ю.Ю.; Кушнерьов О.І.; Почтарьов О. В.; Морозов В. В. – № u202201460; дата подання 06.05.2022; опубл. 15.09.2022, Бюл. № 37/2022

42. Разработка ресурсосберегающих технологий добычи руды на глубоких горизонтах шахт Кривбасса / Тарапата В. Я., Караманиц Ф. И., Ричко В. С., Плужник Ю. А. // Вісник КТУ. – Вип. 26. – 2010. – С. 77-79.

43. Хоменко О. Є. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений: справочное пособие / О. Є. Хоменко, М. Н. Кононенко, Д. В. Мальцев // – Д.: Национальный горный университет, 2011. – 448 с.

44. Дослідження та науково-практичне обґрунтування технологічних засобів управління якістю сировини при видобутку руд на глибоких



горизонтах. Звіт з науково-дослідної роботи. ДР № 0122U111843. Кривий Ріг. 2023. – 191 с.

45. М.І. Ступнік, В.О. Калініченко, М.Б. Федько, О.В. Калініченко, С.В. Письменний. Процеси підземних гірничих робіт: підручник. – Кривий Ріг: Сінельников Д.А., 2017. – 195 с.

46. Пат. 150784 Україна, МПК E21C 41/16. Спосіб підготовки очисного блоку / Ступнік М.І., Калініченко В.О., Кривенко О.Ю, Калініченко О.В., Почтарьов О.В., Грищенко М.А.; заявл. 14.06.21; опубл. 20.04.22, Бюл. №16.

## РОЗДІЛ IV

### РОЗРОБЛЕННЯ ВИСОКОЕФЕКТИВНИХ ТА ЕКОЛОГІЧНО БЕЗПЕЧНИХ ТЕХНОЛОГІЙ ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ РУДИ

#### 4.1. Розроблення новітніх технологій, які дозволяють управляти якістю залізорудної сировини при підземній розробці залізорудних родовищ

Виконані в дисертації дослідження дозволили вдосконалити технологічні засоби управління якістю залізорудної сировини при підземній розробці рудних родовищ і запропонувати високоефективні новітні технології видобутку багатих залізних руд.

Розроблені технології включають послідовне, покрокове вдосконалення процесів підземних гірничих робіт, які дозволяють отримати позитивний ефект від запропонованих у дисертації рішень [13–22].

На рис. 4.1, 4.2 представлено варіанти розробленої технології, яка є поєднанням окремих технологічних рішень та засобів у єдину новітню, високоефективну технологію, яка дозволяє управляти якістю залізорудної сировини в процесі її видобутку при підземній розробці залізорудних родовищ.

Суть запропонованих технологій для покладів, потужністю до 25 – 30 м представлено на рис. 4.1 і полягає в наступному.

В днищі блока на контакт з лежачим боком проходять траншейний штрек 3, з якого вибурюють штангові шпури 6 для формування траншейної підсічки. У торцях навантажувальних заходок 2 формують фронтальний очисний забій 10 з можливістю перпендикулярного навантаження ковша самохідних НДМ відбитою рудою. Запропонована технологія дозволяє збільшити обсяг завантаження ковша навантажувально – доставних машин, підвищує продуктивність очисного вибою та дозволяє знизити негативний вплив гірського тиску на виробки днища блока за рахунок скорочення часу відпрацювання блока.

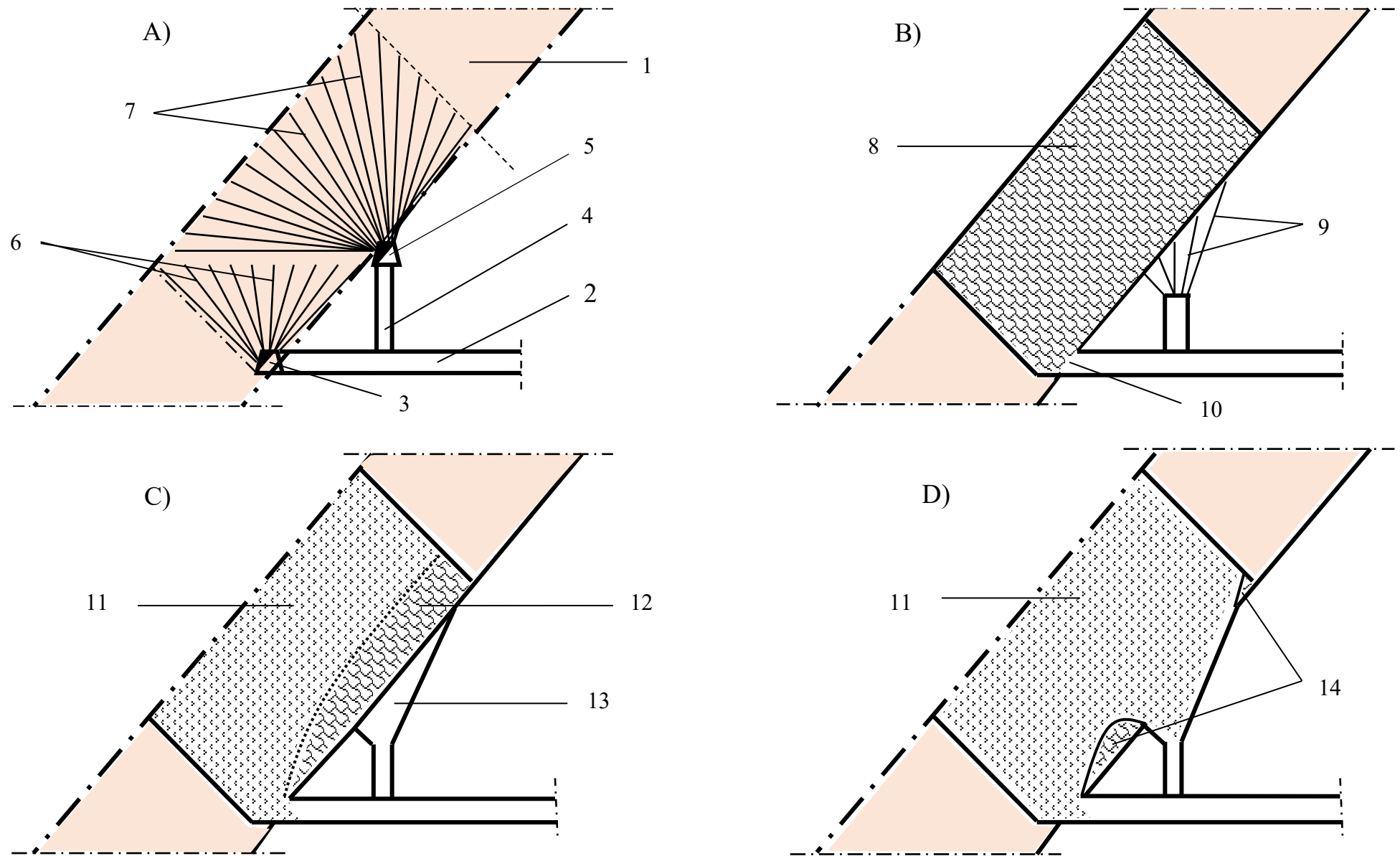


Рис. 4.1. Запропонована технологія: 1 – поклад, 2 – навантажувальні заходки, 3 – траншейний штрек, 4 – підняттєвий, 5 – буровий штрек, 6 – штангові шпури, 7 – свердловини, 8 – відбита руда, 9 – шпури, 10 – фронтальний забій, 11 – пусті породи, 12 – руда в «мертвій зоні», 13 – блокова вловлювальна воронка, 14 – залишкові втрати; А,В,С,Д – стадії відпрацювання

З навантажувальних заходок 2 проходять підняттеві 4 до контакту з рудним покладом, де їх збивають між собою буровим штреком 5.

З бурового штреку 5 бурять вертикальні віяла глибоких свердловин 7.

При розрахунку параметрів БВР для зменшення виходу негабаритних кусків руди та діаметра середнього куска відбитої руди відстань між свердловинами рекомендовано зменшити на величину максимального відхилення свердловин  $\Delta l$  від проєктного контуру, що дозволить, своєю чергою, зменшити діаметр середнього куска та вихід негабаритних кусків відбитої руди.

Після відбійки рудного масиву основного запасу блока (панелі) підняттеві 4 використовують для формування «блокових уловлювальних воронок» 13 шляхом розбурювання кругових віял штангових шпурів 9.

Запропонована технологія формування «блокових уловлювальних воронок» дозволяє з високою ефективністю видобувати запаси відбитої руди, які залишаються в «мертвій зоні» 12 лежачого боку покладу.

Крім того, запропонована технологія дозволяє ліквідувати основні недоліки стандартних технологій, які характеризуються високими витратами на випуск і транспортування пустих порід при підриванні порід лежачого боку або значними матеріальними витратами на проходку додаткових підповерхових уловлювальних виробок при використанні технології випуску запасів відбитої руди з «мертвої зони» лежачого боку через випускні воронки додаткових уловлюючих підповерхів.

При відпрацюванні потужних (понад 25...30 м) покладів багатих залізних руд (рис. 4.2) до запропонованих у попередньому варіанті рішень додається технологія формування шатрової компенсаційної камери у вигляді високої трикутної призми.

Маючи збільшений об'єм компенсації, шатрова компенсаційна камера дозволяє видобувати більше чистої руди природної якості порівняно з класичною вертикальною компенсаційною камерою.

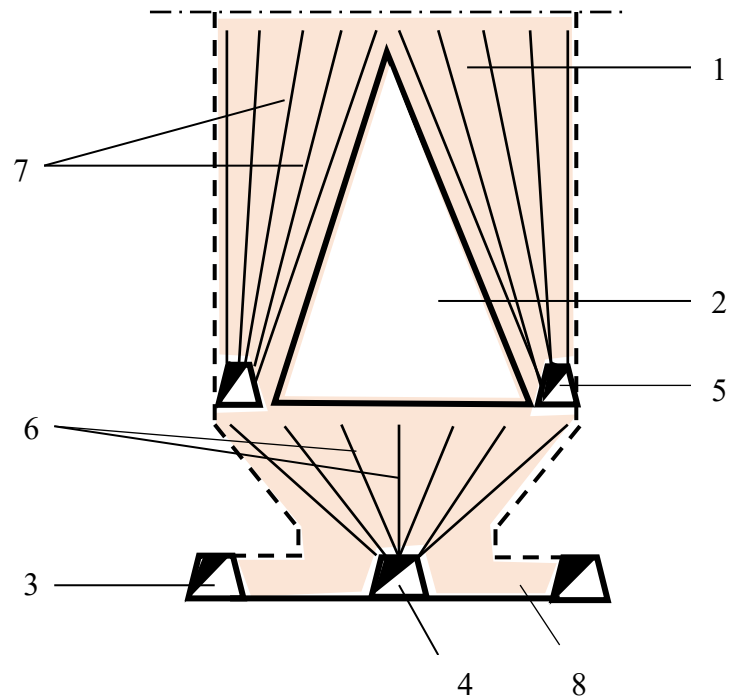


Рис. 4.2. Запропонована технологія для потужних покладів: 1 – рудний поклад, 2 – шатрова компенсаційна камера у вигляді високої трикутної призми, 3 – доставний орт, 4 – траншейний орт, 5 – бурові орти, 6 – штангові шпури, 7 – глибокі свердловини, 8 – фронтальний навантажувальний забій

Крім того, маючи збільшений об'єм компенсації, рекомендована шатрова компенсаційна камера має стійкість, яка не поступається вертикальній компенсаційній камері, а в деяких елементах і перевищує її, а отже загалом має більш високу надійність, ніж класична вертикальна компенсація.

Отже, запропоновані високоефективні новітні технології видобутку багатих залізних руд дозволили вдосконалити технологічні засоби управління якістю залізородної сировини при підземній розробці рудних родовищ, що дозволило зменшити втрати високоякісної залізної руди природної якості та підвищити якість видобутої рудної маси загалом по блоку.

Виконані техніко–економічні розрахунки дозволили отримати результати, представлені в табл. 4.1, разом з аналогічними показниками за базовим варіантом і порівняти їх з отриманими показниками за запропонованою технологією.

Таблиця 4.1. Техніко економічні показники по базовій та запропонованій технології

№ п/ч	Показники	Один. вим.	Блок 102-106а г.1387м	Запропонована технологія
1.	Балансовий запас виїмкової одиниці	т.т.	117,0	117,0
2.	Вміст Fe в балансовому запасі	%	60,05	60,05
3.	Виїмковий запас	т.т.	117,0	117,0
4.	Вміст Fe у виїмковому запасі	%	60,05	60,05
5.	Розрахунковий обсяг видобутку рудної маси з блока	т.т.	110,67	115,32
6.	Вміст Fe у видобутій рудній масі	%	57,01	57,85
7.	Втрати руди	%	18,87	11,61
8.	Засмічення руди	%	14,23	10,32

Економічний ефект від запропонованих технологічних рішень доцільно розрахувати на основі диференційованої вартості залізних руд різної якості. Так, згідно з актом LAMET CZECH s.r.o., Czech Republik від 11.03.2024 р., використання результатів дисертаційної роботи дозволило підвищити якість видобутої залізної руди на 0,85%, що призвело до збільшення відпускної ціни залізної руди при продажу її на Європейські ринки залізородної сировини в середньому на  $C_p = 1,91$  EUR за тону.

При середньому обсязі продажу руди на рівні  $Q = 150,0$  тис. т річний економічний ефект  $E_p$  становитиме:

$$E_p = Q \times C_p = 150\,000 \times 1,91 = 286\,500 \text{ EUR}$$

або

$$E_{грн} = E_p \times K_{грн} = 286\,500 \times 39,27 = 11\,250\,855 \text{ грн},$$

де  $E_{грн}$  – економічний ефект у гривнях, грн;

$K_{грн}$  – вартість 1 EUR за курсом НБУ на 24.11.2023 р.

Згідно з актом ПРАТ «Суха Балка», Україна від 19.03.2024 р., використання результатів дисертаційної роботи дозволило підвищити якість видобутої залізної руди на 0,83%, що призвело до збільшення відпускної ціни залізної руди при її продажу на внутрішньому ринку в середньому на  $C_p = 68$  грн за тонну.

При середньому обсязі продажу руди на рівні  $Q = 140,0$  тис. т річний економічний ефект  $E_p$  становитиме:

$$E_p = Q \times C_p = 140\,000 \times 68 = 9\,520\,000 \text{ грн,}$$

де  $E_p$  – економічний ефект у гривнях, грн;

$Q$  – середній обсяг продажу руди за рік, т.

Отже, сумарний додатковий прибуток, отриманий за рахунок реалізації залізної руди більш високої якості, яка буде видобута при впровадженні запропонованої технології, складе 21 465 000 грн на рік (акти впровадження у додатках Б, В).

#### 4.2. Вплив гранулометричного складу залізних руд на насиченість $Fe_{\text{заг}}$ аглоруди криворізьких рудників

Відомо, що 98,5% залізорудної продукції використовують для потреб чорної металургії. Отже основні вимоги до якості мінерально-сировинної бази виходять із вимог до сталеплавильного виробництва [42 – 45].

Безумовно, вміст заліза в рудній масі є одним із основних показників цінності руд. Якість руди визначає витрати коксу та флюсів, продуктивність печей, а отже, техніко-економічні показники залізорудного виробництва [43 – 46].

Установлено, що залізо відновлюється з руди тим швидше, чим менший розмір кусків. У той же час дрібна, пилювата фракція руди

призводить до злежування та погіршує її газопроникність відбудовними газами [44 – 46].

Практичними дослідженнями визначено, що оптимально рекомендовані розміри куска руди повинні бути в межах: максимальний розмір куска руди не повинен перевищувати 50-80 мм, а мінімальний не повинен бути меншим за 6-10 мм.

Установлено, що руди, використовувані в сталеплавильному виробництві, повинні містити понад 75% кусків крупніше 10 мм, мати якомога менше фосфору й сірки, а також мінімальну кількість кремнезему, тому що останній роз'їдає футерівку печей і зменшує термін їх служби [44,46–51].

Дослідження якості руди виконували шляхом дослідження мінерального петрографічного складу (рис. 4.3) проб аглоруди А56.



Рис 4.3. Текстурно-мінералогічні різновиди порід та руд (аглоруда А56).

У пробах було виділено п'ять груп текстурно-мінералогічних різновидів порід та руд: 1) кварцити гематитові середньошарові; 2) кварцити



гематитові тонкошаркові; 3) гематитові руди; 4) кварцити безрудні та малорудні; 5) сланці та кварцитосланці.

З вивчення речовинного складу руд можна зробити такі висновки.

Текстура руди шарувата, структура переважно тонка та дрібнозерниста.

Основний рудний мінерал – гематит, нерудний – кварц.

Результати гранулометричного аналізу матеріалу проби аглоруди, подрібненої до різної крупності, та результати ситового аналізу надано в табл.4.2, 4.3.

При подрібненні всієї маси матеріалу проби руди крупністю 16-0 мм до 5-0 мм у промисловій валковій дробарці (табл. 4.3.) відбувається перерозподіл масової частки заліза за класами крупності за рахунок розкриття при цій крупності як мартиту, так і гематиту.

Для зменшення енерговитрат при подрібненні рекомендується у схемі ланцюга апаратів у промислових умовах установити для дроблення фракції 16-1 мм валки високого тиску як першу стадію подрібнення.

Оцінювання розкриття мартиту в матеріалі крупністю -1,0+0,0 мм показало, що значна перевага (87,0% проти 13,0%) вільних уламків над зростками відзначається у класі крупності -0,071+0,05 мм. У матеріалі крупністю -0,16+0,071 мм кількість вільних мартитових зростків становить 57,12 %. Стовідсоткове розкриття мартиту спостерігається у крупності -0,05 мм.

Таблиця 4.2. Ситовий аналіз проби аглоруди 56

Клас крупності, мм	Вихід частковий, %	Вихід за «+», %	Вихід за «-», %	Fe <sub>заг</sub> , %	Вилучення Fe <sub>заг</sub> , %
-16+10	10.60	10.60	100.00	48.49	9.22
-10+6	12.39	22.99	89.40	43.88	9.76
-6+2	15.39	38.38	77.01	47.79	13.20
-2+1	9.35	47.73	61.62	51.3	8.61
-1+0.5	9.40	57.13	52.27	60.01	10.12
-0,5+0.25	26.89	84.02	42.87	63.62	30.70

-0,25+0.16	14.60	98.62	15.98	66.72	17.48
-0,16+0.071	0.65	99.27	1.38	63.52	0.74
-0,071+0.05	0.15	99.42	0.73	65.32	0.18
-0,05+0	0.58	100.00	0.58		
Разом	100.00			55.73	100.00

Порівняльна характеристика матеріалу крупністю -6,0+0,0 та 5,0+0,0 мм вихідної руди та промпродукту, отриманого після дроблення у промисловій валковій дробарці, показує наступне.

Таблиця 4.3. Ситовий аналіз проби аглоруди, яка дроблена до 5-0 мм в промисловій валковій дробарці

Клас крупності, мм	Вихід частковий, %	Вихід за «+», %	Вихід за «-», %	Fe <sub>заг</sub> , %	Вилучення Fe <sub>заг</sub> , %
-5+2	2,41	2,41	100,00	43,6	1,93
-2+1	9,64	12,05	97,59	42,61	7,55
-1+0.5	13,25	25,30	87,95	49,55	12,07
-0,5+0.25	18,47	43,77	74,70	56,29	19,11
-0,25+0.16	9,44	53,21	56,23	59,46	10,32
-0,16+0.071	22,49	75,70	46,79	60,05	24,82
-0,071+0.05	14,26	89,96	24,30	54,51	14,29
-0,05+0	10,04	100,00	10,04	53,71	9,91
Всього	100,00			54,40	100,00

1. Порівняно з навішуванням вихідної руди крупністю -6,0+2,0 мм у навішуванні після дроблення в промисловій валковій дробарці крупністю -5,0+2,0 мм менше гематитових руд і сланців; збільшено кількість тонкошарових гематитових кварцитів; також збільшився вміст безрудних та малорудних кварцитів. Загалом, цей клас можна відсіяти.

2. У класі крупністю -2,0+1,0 мм тенденції, виявлені в попередньому класі, зберігаються. Тому цей матеріал також можна вивести з подальшої переробки.

3. У класах -1,0+0,5; -0,5+0,25 мм навішування після дроблення в промисловій валковій дробарці вільних уламків мартиду менше, ніж зростків.

З класу крупності  $-0,25+0,16$  мм вільні уламки починають переважати над зростками, тоді як у вихідній пробі вільних уламків стає більше, ніж зростків, починаючи з крупності  $-0,5+0,25$  мм.

Результати випробувань руди на збагачуваність дозволили отримати наступні результати. За даними вивчення речовинного складу матеріалу встановлено, що досліджувані проби руди представлені сильномагнітними мінералами (магнетит), слабомагнітними (гематит, мартит, гідрогетит) та немагнітними мінералами (кварцхлорит, апатит, карбонат та інші). Тому було проведено магнітний аналіз матеріалу фракції 16-1 мм проби аглоруди А56.

У табл. 4.4 наведено результати магнітного аналізу проб руди різної крупності та різного складу в повітряному середовищі.

Таблиця 4.4. Результати магнітного аналізу матеріалу фракції 16-1 мм проби аглоруди А56, крупність 16-1 мм

Продукт	Індукція, мТл	Вихід, %	Fe <sub>заг</sub>	Fe <sub>м</sub>	Вилучення Fe <sub>заг</sub> , %	Вилучення Fe <sub>м</sub> , %
Немагнітний	0	79,3	47,81	0,006	76,02	0,43
Сильно магнітний	300	4,19	53,2	16,71	4,47	67,32
Магнітний	600	10,66	57,0	2,18	12,18	22,35
Слабомагнітний	1000	5,85	62,5	1,76	7,33	9,9
Всього		100,00	49,87	1,04	100	100

Виконаний магнітний аналіз матеріалу проби крупністю 16-1 мм показав (табл.4.4), що за допомогою магнітної сепарації в такій крупності при індукції магнітного поля 1,0 Тл можна додатково вилучити заліза 7,33% у товарний продукт. При цьому вихід концентрату з масовою часткою заліза загального 62,5% становив лише 5,85%. Масова частка вільного діоксиду кремнію при цьому 21,4%.

Отримані результати не задовольняють вимоги, поставлені до товарної продукції: масова частка загального заліза повинна бути 64-65 %, масова частка вільного діоксиду кремнію менше 8 %. Масова частка заліза в

немагнітному продукті становила 47,81 %. Тому вважаємо, що магнітна сепарація матеріалу проби руди А56 крупністю 16-1 мм є недоцільною.

При сухій магнітній сепарації матеріалу проби А56 крупністю 5-0 мм позитивних результатів також не досягнуто (табл. 4.5). Так, у магнітний продукт при індукції магнітного поля 1,0 Тл виділено 16,17 % матеріалу. Масова частка заліза загального в магнітному продукті становила 59,2 %. Масова частка заліза в немагнітному продукті становила 45,4 %. Тому вважаємо, що магнітна сепарація матеріалу проби руди А56 крупністю 5-0 мм також є недоцільною.

Таблиця 4.5. Результати магнітного аналізу матеріалу фракції 16-1 мм проби аглоруди А56, крупність 5-0 мм

Продукт	Індукція, мТл	Вихід, %	Fe <sub>заг</sub>	Fe <sub>м</sub>	Вилучення Fe <sub>заг</sub> , %	Вилучення Fe <sub>м</sub> , %
Немагнітний	0	70,67	45,4	0,04	65,54	3,25
Сильно магнітний	300	3,08	50,7	6,23	3,19	21,32
Магнітний	600	10,08	56,9	4,57	11,72	51,18
Слабомагнітний	1000	16,17	59,2	1,35	19,55	24,25
Всього		100,0	48,95	0,9	100,00	100,0

Ці висновки підтверджують результати вивчення мінерального складу продуктів.

Виконані дослідження дозволяють стверджувати таке.

1. Мартит присутній у всіх продуктах сухої магнітної сепарації (СМС). Найбільш високий його вміст відзначено у слабомагнітному (1000 мТл) продукті – 65,63 об.%. Трохи менша його кількість у магнітній (600 мТл) фракції – 61,19 об.%. У сильномагнітному продукті (300 мТл) вміст мартиту ще більш знижений і досягає 45,60 об.%. У немагнітному продукті кількість мартиту найменша і становить 38,31 об.%.  
2. Характер розподілу дисперсного гематиту має інший характер.

Максимально багато його міститься в немагнітній і слабомагнітній фракціях – 16,80 та 16,93 об.%, відповідно. У сильномагнітному продукті цього

різновиду гематиту міститься найменше – 16,93 об.%. У магнітній фракції його кількість трохи більша – 15,93 об.%.  
3. Зміна кількості кварцу в продуктах, що описуються, має свої особливості. Найбільше його міститься в немагнітному та сильномагнітному продуктах – 29,59 та 23,2 об.% відповідно. У магнітному та слабомагнітному продуктах вміст кварцу помітно зменшується. Так, при напруженості магнітного поля 600 мТл отримано матеріал з вмістом мінералу 16,72 об.%. А при напруженості 1000 мТл – 11,60 об.%.

Високий вміст кварцу в сильномагнітному продукті пов'язаний з тим, що його основну частину становить матеріал крупністю +3,0 мм; у ньому міститься значна кількість великих уламків малорудних кварцитів із тонкою вкрапленістю магнетиту.

4. Диференціація рудних і відвальних мінералів унаслідок сухої магнітної сепарації відбувається, проте не повно. Так, наприклад, магнетит не зосереджується повністю в сильномагнітному продукті – незначну його кількість відзначено в немагнітній фракції.

Стосовно вивчення мінерального складу продуктів СМС, отриманих із подрібненого матеріалу проби А56 крупністю  $-5,0+0,0$  мм встановлено, що:

1. Характер розподілу мартиту повторює тенденції, виявлені відносно продуктів СМС матеріалу крупністю  $-16,0+1,0$  мм. Вміст різновиду гематиту, що описується, поступово знижується від слабомагнітної фракції до немагнітної – від 63,09 до 45,08 об.%, відповідно.

2. Характер розподілу дисперсного гематиту носить більш-менш рівномірний характер: у немагнітній та слабомагнітній фракціях його вміст становить 16,46 та 18,36 об.%, відповідно; у сильномагнітному та магнітному продуктах – 15,59 та 15,32 об.%.

3. Зміна кількості кварцу в цих продуктах аналогічна продуктам СМС вихідного матеріалу проби А56. Вищий його вміст зазначено в немагнітному й сильномагнітному продуктах – 32,359 і 26,75 об.%, відповідно. У

магнітному та слабوماгнітному продуктах вміст кварцу помітно нижчий – 17,31 та 12,91 об.%.

Причина вищого вмісту кварцу в сильномагнітному продукті порівняно з іншими магнітними фракціями, на думку авторів, є аналогічною до вищеописаної.

4. Отже, поведінка мінералів при сухій магнітній сепарації матеріалу, представленого пробою А56 аналогічна, незалежно від крупності  $-16,0+1,0$  або  $-5+0,0$  мм. Ступінь поділу мінералів не значний. Магнетит є у всіх продуктах сепарації.

Надалі експерименти проводилися у водному середовищі з подрібненням фракції руди 16–1 мм до 65 % класу – 0,071 мм (табл.4.6).

Таблиця 4.6. Магнітний аналіз матеріалу фракції руди 16–1 мм, подрібненої до 65 % класу – 0,071 мм

Найменування продуктів	Вихід від операції, %	Вихід від вихідного, %	Масова частка Fe <sub>заг</sub> , %	Вилучення Fe <sub>заг</sub> від операції, %
Магнітний 0,2 Тл	75,71	75,71	47,96	76,28
Немагнітний	24,29	24,29	46,48	23,72
Разом	100	100	47,6	100,00
Магнітний 0.6 Тл	62,5	15,18	60,27	19,22
Немагнітний 0.6 Тл	37,5	9,11	25,17	4,50
Разом	100	24,29	46,48	23,72
Магнітний 1.0 Тл	60	14,57	65,85	20,16
Немагнітний 1.0 Тл	40	9,72	17,44	3,56
Разом	100	24,29	46,48	23,72

З подрібненого до 65% класу  $-0,071$  мм матеріалу фракції 16–1 мм аглоруди за допомогою магнітного збагачення (напруженість поля 600 –1200 кА/м) виділено відвальні хвости заліза в кількості 9,11–9,72 % від вихідного. Втрати заліза з хвостами становили 3,56 – 4,5% від вихідної руди. Магнітні продукти, отримані при індукції магнітного поля 0,2 Тл та 1,2 Тл, рекомендується спрямовувати на гравітаційне збагачення.

Так, з магнітного продукту за допомогою гравітаційного збагачення отримано концентрат з масовою часткою заліза загального 67,0 – 67,7 % з масовою часткою діоксиду кремнію нижче 4 %.

За результатами проведених досліджень, з урахуванням досвіду роботи підприємств Кривбасу, рекомендовано таку технологічну схему, що дозволить підвищити якість товарної продукції до світових вимог.

Схема повинна включати:

- грохочення сирової руди крупністю 400–0 мм за граничною крупністю 20 мм;
- дроблення фракції руди крупністю 400–20 мм за один прийом до крупності –100+0 мм;
- грохочення подрібненої руди крупністю 100–0 мм за граничною крупністю 20 мм;
- дроблення фракції руди крупністю 100–20 мм за один прийом до крупності –40+0 мм;
- грохочення руди крупністю 40–0 мм за граничною крупністю 10 мм;
- дроблення фракції руди крупністю 40–10 мм у відцентровій дробарці;
- грохочення руди, дробленої у відцентровій дробарці, за граничною крупністю 20 мм і 10 мм із виділенням фракції +20 мм – у відвал та –10+0 мм – у подальшу переробку. Фракція –20+10 мм прямує на повернення до відцентрової дробарки;
- суху магнітну сепарацію фракції руди крупністю 20–0 мм з виділенням аглоруди А60;
- високочастотне грохочення аглоруди А60 за граничним зерном 1 мм із вилученням залізородного концентрату крупністю 1–0 мм;
- складування та усереднення матеріалу: немагнітного продукту СМС крупністю 20–0 мм, надрешітного продукту високочастотного грохочення крупністю 20–1 мм; відсіву 10–0 мм перед відцентровою дробаркою; фракції 10–0 мм, отримано після дроблення матеріалу у відцентровану дробарку;

- дроблення руди крупністю 20–0 мм до кінцевої крупності  $-2(1,6)+0$  мм у замкнутому циклі у валках високого тиску.

Прогнозні результати переробки руди за такою схемою наведено у табл. 4.7.

Таблиця 4.7. Прогнозні результати підвищення якості товарної продукції, отриманої із залізних руд підземного видобутку Кривбасу

Найменування показників	Значення показників
1. Масова частка заліза загального, %	
у сирій руді	56,77
у залізорудному концентраті 1-0 мм	65,48
у залізовмісному концентраті 0,074-0 мм	64,36
у некондиційній рудній масі (відходах)	30,28
2. Масова частка кремнезему, %	
у сирій руді	17,5
у залізорудному концентраті 1-0 мм	5,97
у залізовмісному концентраті 0,074-0 мм	7,48
у некондиційній рудній масі (відходах)	52,66

#### 4.3. Декарбонізація та її вплив на гірничодобувну промисловість

Викиди не мають національності чи національної приналежності, і тому необхідно підходити до цього питання глобально. Скорочення виробництва CO<sub>2</sub>, тобто декарбонізація, може істотно вплинути на зміну клімату в майбутньому [58 – 60].

Успіхи гірничодобувної промисловості залежать від багатьох факторів, основними з яких є глобалізація, зміна клімату, зміни в законодавстві, політичні зміни, розвиток ІТ– технологій, автоматизації тощо.

У цьому параграфі розглядаються прогнозовані, майбутні вимоги до параметрів якості залізовмісних сировинних ресурсів, на які істотно вплинуть технологічні зміни, спричинені глобальною декарбонізацією.



Передбачається, що законодавчі зміни, пов'язані з сильним тиском на декарбонізацію металургійної промисловості, вплинуть на майбутні вимоги до залізовмісних ресурсів з погляду їх якісних показників.

Україна досягла суттєвого прогресу в боротьбі з кліматом за останній рік, незважаючи на складну політичну та економічну ситуацію. У липні 2021 року Україна подала свій оновлений NDC до РКЗК ООН. Подання включає мету скорочення викидів CO<sub>2</sub> на 65% нижче від рівня 1990 року до 2030 року, включаючи LULUCF (викиди, які природним чином поглинаються довкіллям), та оголошення «кліматичної нейтральності» не пізніше 2060 року [52].

Історичний розвиток, а також прогнози розвитку викидів CO<sub>2</sub> в Україні представлені на рис. 4.4, [52].

Установлено, що в класичному доменному виробництві для часткової економії балансу CO<sub>2</sub> необхідна залізородна сировина з максимально можливим вмістом заліза.

У той же час, з погляду міжнародної конкурентоспроможності, становище України серед інших великих світових постачальників є досить невизначеним через не зовсім високі показники якості, де вміст заліза знаходиться в межах 56 – 61 %, а вміст кремнезему досягає величин від 18 до 21,5 % [52 – 55].

Порівняно з бразильськими та австралійськими аглорудами [54] з насиченістю 66 – 67% або 61 – 64% та низьким вмістом SiO<sub>2</sub> (0,5 – 3,5 %), у вітчизняних гірничодобувних підприємств є достатньо причин шукати шляхи збільшення якості залізних руд.

Отже, середній вміст заліза в аглоруді лише на рівні 57,5 – 59,0 % нині є недостатнім для міжнародної конкуренції.

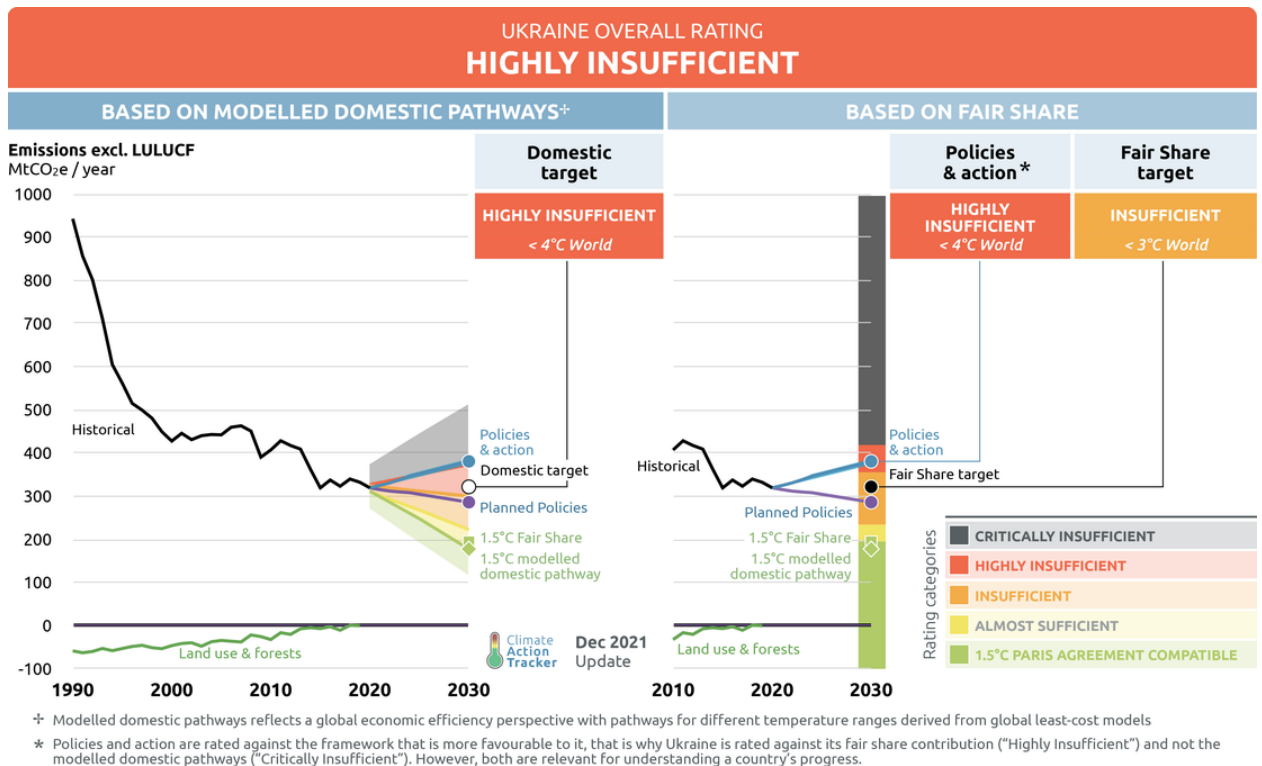


Рис. 4.4. Історичний розвиток виробництва парникових газів та прогнози розвитку викидів CO<sub>2</sub> до 2030 р. для України

Отже, необхідно шукати нові, сучасні способи підвищення якості криворізьких залізних руд, можливо з урахуванням досвіду надсучасних технологій на провідних гірничодобувних підприємствах світу.

Виходячи з новітнього досвіду та перспектив на майбутнє, можна зробити висновок, що поміж базових технологічних процесів, які є інноваційними та не мають конкуренції в Україні, можуть бути процеси ІТmk3, FASTMET/FASTMELT та Midrex.

У процесі ІТmk3 обробляються як гематитові, так і магнетитові руди з мінімальним вмістом  $\text{Fe}_{\text{зар}} = 58\%$ , і тому ці технології можна запропонувати для переробки руди поточної якості Криворізьких залізрудних рудників.

У процесі Midrex переробляються багаті Fe руди або пелети з мінімальним вмістом  $\text{Fe}_{\text{зар}} = 67\%$ , а отже руди Кривбасу можуть бути використані для виробництва DRI процесу Midrex тільки після отримання Fe концентрату.

Нижче представлений проєкт переробки аглоруди на продукт з вищою якістю на підставі найсучасніших і найперспективніших рішень.

А. Виробництво DRI на основі поточної якості аглоруди.

1. ITmk3 на базі печі RHF: вхід Fe = 58 %, вугілля зола /  $Z \geq 0,21$ ; продукт на основі  $Fe_3C$  + шлак;  $T_{\text{макс}} = 1350^\circ\text{C} - 1450^\circ\text{C}$ , рис. 4.5, [55].

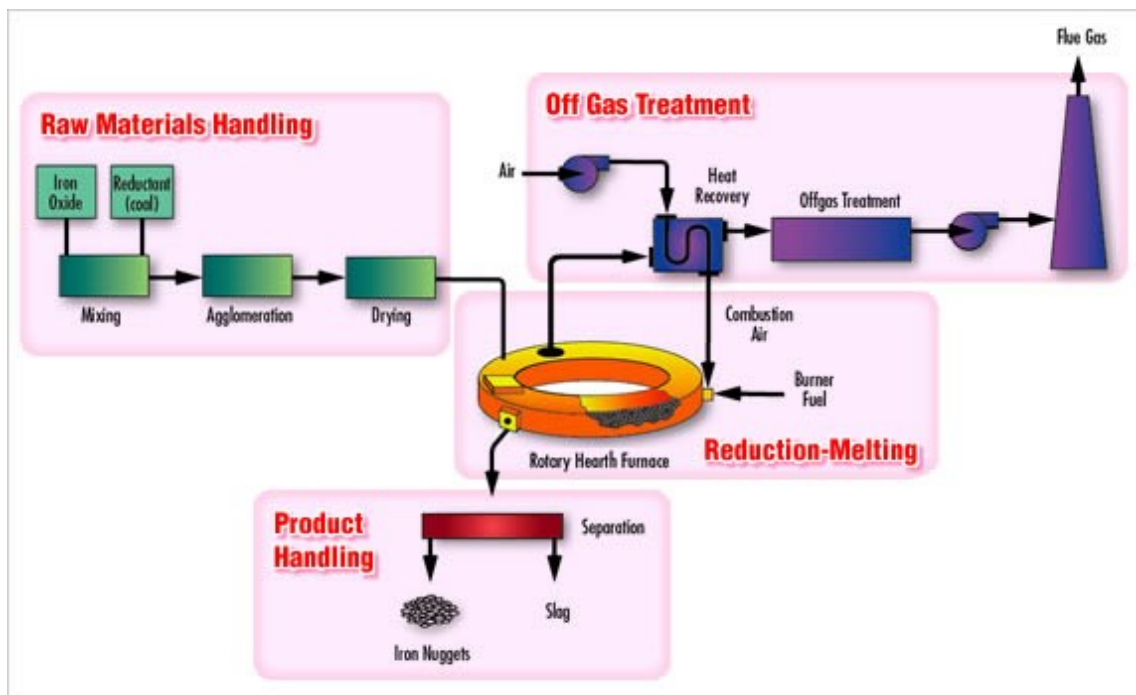


Рис. 4.5. Пропонована схема виробництва Fe у процесі ITmk3

2. FASTMET/FASTMELT на базі печі RHF: продукт містить пудру породу від вхідної сировини. Для її видалення використовують так звану ESF–піч рис.4.6 [56 – 58].

А. Виробництво DRI на основі збагаченої руди

Якби аглоруду вдалося збагачувати й отримувати концентрат Fe, це було б дуже перспективним рішенням у майбутньому.

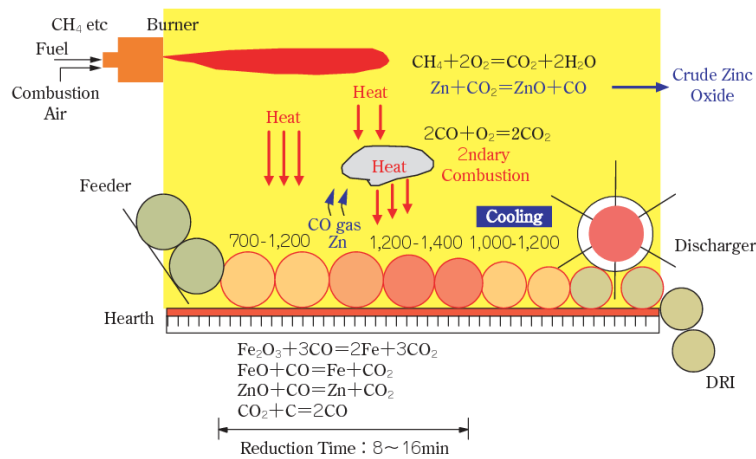
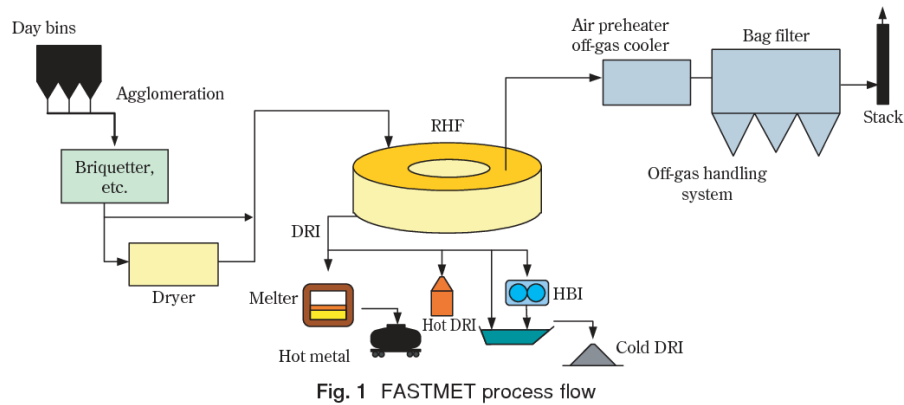


Рис. 4.6. Запропонована схема виробництва DRI чи HBI за допомогою процесу Fastmet чи Fastmelt

На рис. 4.7 наведено основну технологічну схему процесу Midrex. Перевагою процесу Midrex є його просте нововведення, що полягає у використанні водню, який у майбутньому стане важливим відновником технології, заснованої на процесі Midrex. Властивості DRI та HBI, [58]:

- вміст  $Fe_{\text{зар}}$ : 90 – 94%;
- вміст  $Fe_{\text{метал}}$ : 90 – 94%;
- вміст пустих порід: 2 – 6%;
- вміст C: 1 – 3,5%;
- вміст S: 0,001 – 0,03%;
- вміст P: 0,005 – 0,09%.

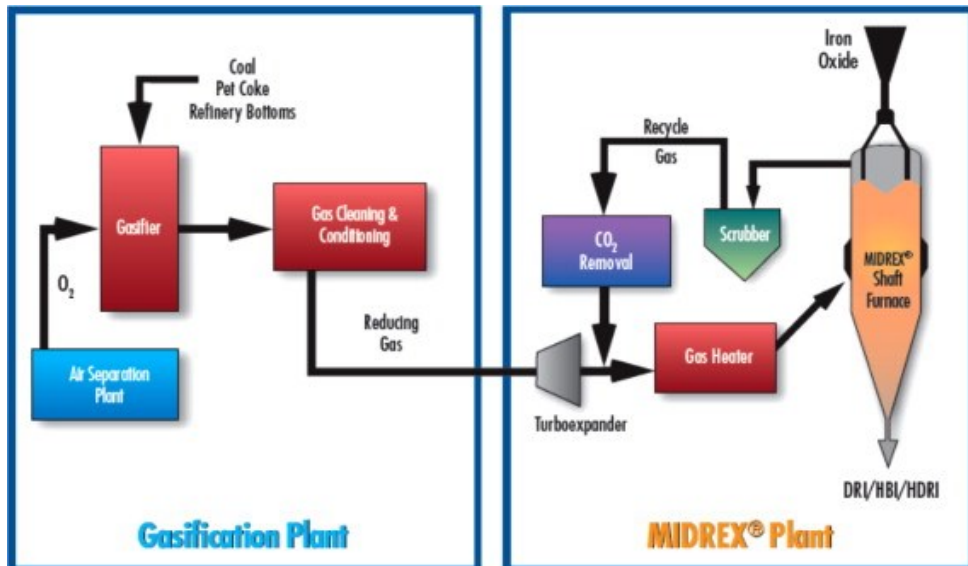


Рис. 4.7. Запропонована технологічна схема виробництва DRI процесу Midrex

Отже, на підставі виконаних досліджень встановлено, що гірничо-металургійна промисловість, як і інші енергоємні галузі, стикається з проблемами скорочення викидів двоокису вуглецю. Для виробництва стали традиційним способом це означає здійснення фундаментальних технологічних змін.

Ці зміни вимагатимуть нового погляду на сировинні ресурси. З погляду рудної сировини, у найближчі десять років ми очікуємо підвищених вимог до її якості, представленої переважно вмістом заліза в руді.

#### 4.4. Висновки

За результатами проведених досліджень, з урахуванням досвіду роботи підприємств Кривбасу, рекомендовано технологічну схему до збагачення багатих руд, що дозволить підвищити якість товарної продукції до світових вимог.

Рекомендована технологічна схема дозволить отримати наступні прогнозні результати підвищення якості товарної продукції, отриманої із залізних руд підземного видобутку Кривбасу.

Так, масова частка заліза загального в сирій руді складе 56,77 %; у залізорудному концентраті 1-0 мм – 65,48 %; у залізовмісному концентраті 0,074-0 мм – 64,36 %.

У той же час, масова частка кремнезему в сирій руді складе 17,5 %; у залізорудному концентраті 1-0 мм – 5,97 %; у залізовмісному концентраті 0,074-0 мм – 7,48 %.

Проведені дослідження дозволили встановити, що гірничо-металургійна промисловість, як і інші енергоємні галузі, стикаються з проблемами скорочення викидів двоокису вуглецю. Для виробництва сталі традиційним способом це означає здійснення фундаментальних технологічних змін.

Ці зміни вимагатимуть нового погляду на сировинні ресурси. З погляду рудної сировини, у найближчі десять років ми очікуємо підвищених вимог до її якості, представленої переважно вмістом заліза в руді.

Доведено необхідність пошуку нових, сучасних способів підвищення якості криворізьких залізних руд, можливо з урахуванням досвіду надсучасних технологій на провідних гірничодобувних підприємствах світу.

Виходячи з новітнього досвіду та перспектив на майбутнє можна зробити висновок, що серед базових технологічних процесів, які є інноваційними та не мають конкуренції в Україні, будуть процеси ITmk3, FASTMET/FASTMELT та Midrex.

На підставі виконаних досліджень запропоновано високоефективні новітні технології видобутку багатих залізних руд для різних потужностей рудних покладів, які дозволили вдосконалити технологічні засоби управління якістю залізорудної сировини при підземній розробці рудних родовищ.

Додатковий прибуток, отриманий за рахунок реалізації залізної руди більш високої якості, яка буде видобута при впровадження запропонованої технології складе 21 465 000 грн на рік.

Результати виконаних досліджень, наведених в розділі 4, опубліковані автором в наступних роботах [13 – 22, 51].

#### 4.5. Список використаних джерел до 4 розділу

1. Калиниченко В.А., Калиниченко Е.В. Повышение эффективности извлечения руды при системах с обрушением // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: Изд-во КТУ. - 2001. - Вып.74. – С. 65-68.

2. Корж В.А. Технологія видобування без втрат руди в „мертвій” зоні лежачого боку. // Відомості Академії гірничих наук України. – Кривий Ріг: Мінерал. – 1999. - №1. – С.36-39.

3. Косенко А.В. Комп'ютерне моделювання інтенсифікації технологічного процесу випуску руди під обваленими пустими породами / Косенко А.В., Тарасютін В.М., Шепель О.Л. // Гірничий Вісник. – 2018. – Вип. 104. – С. 92-96. (Index Copernicus, Research Bible, Academic Keys).

4. Шепель О.Л. Про питання зниження втрат руди на лежачому боці покладів / В.О.Калініченко, В.М.Тарасютін, С.В. Письменний, О.Л. Шепель // Гірничий вісник Криворізького національного університету. – 2015. – № 99. – С. 42–45.

5. Чернокур В.Р., Шкробко Г.С., Шелегда В.И. Добыча руд с подэтажным обрушением. – М.: Недра, 1992. – 271с.

6. Римарчук Б.І. Про питання зниження гірничого тиску при випуску руди з обвалених блоків / Б.І. Римарчук, О.Л. Шепель, М.В. Худик // Вісник Криворізького національного університету. – 2020. – № 50. – С. 82–87. doi: 10.31721/2306-5451-2020-1-50-82-87.

7. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Грищенко М.А. Випуск руди з малорухомої зони на лежачому боці покладу похилим

очисним вибоєм. Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. – Кривий Ріг. – 2018. – Вип. 104. – С. 3–8.

8. Калініченко В.О., Колосов В.О., Ступнік М.І. Основи підземної розробки рудних родовищ. – Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 2015. – 323 с.

9. Мартынов В.К., Кудрявцев М.С. О среднем угле движения руды при выпуске// Разраб. рудн. местржд. – К.: Техніка, 1968. – Вып. 6. – С. 22-27.

10. Калініченко В.О., Ступнік М.І., Федько М. Б. Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ: [підручник]. – Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 2017. – 278 с.

11. Корж В.А. Розробка ресурсозберігаючих технологій очисної виїмки на основі закономірностей випуску руди з неоднорідними сипучими властивостями. – Автореф. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук. – Кривий Ріг: Мінерал, 2001. – 35 с.

12. Калініченко В.О. Розвиток наукових основ раціонального використання сировинної бази Кривбасу при включенні в розробку втрачених руд і магнетитових кварцитів. – Автореф. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук. – Кривий Ріг, 2008. – 36 с.

13. Ступнік М.І., Хівренко О.Я., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Почтарьов О.В. Підвищення якості відбійки руди в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» / Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2021. Вип. 52. С. 3 – 10.

<http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/4105>.

14. M.I. Stupnik, V.O. Kalinichenko, O.V. Kalinichenko, A. Pochtarev. Technological measures to enhance efficiency of mining ore from stopes applying self-propelled equipment / E3S Web Conf. Volume 280, 2021 Second International Conference on Sustainable Futures: Environmental, Technological, Social and Economic Matters (ICSF 2021). 30 June 2021. P. 1–8.

<https://doi.org/10.1051/e3sconf/202128008010>. (Scopus).



15. Stupnik M. Improvement of ore drawing technology and mined iron ore grade in underground mining / M. Stupnik, V. Kalinichenko, A. Pochtarev // Innovative development of resource-saving technologies and sustainable use of natural resources : proceeding of the 4rd International scientific and technical conference. – Petrosani, Romania : UNIVERSITAS Publishing, 2021. – Edition 4. – P. 137–139. <http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/4138>. (Scopus).

16. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Почтарев А. Підвищення якості руди при використанні самохідної навантажувально-доставочної техніки / Матеріали науково-технічної інтернет-конференції "Розвиток промисловості та суспільства". Кривий Ріг, 2021. С. 3. [http://www.knu.edu.ua/storage/files/2/Наука/Конференції/Конференції%202021/Розвиток/Тези\\_%202021\\_%20OK2.pdf](http://www.knu.edu.ua/storage/files/2/Наука/Конференції/Конференції%202021/Розвиток/Тези_%202021_%20OK2.pdf).

17. Mykola Stupnik, Vsevolod Kalinichenko, Olena Kalinichenko and Alexey Pochtarev. Improvement of extracted iron ore grade in underground mining / IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 970, III International Conference "Essays of Mining Science and Practice" 06/10/2021 - 08/10/2021 Dnipro. P. 1–8. <https://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/970/1/012048>. (Scopus).

18. Mykola Stupnik, Olena Kalinichenko, Mykhailo Fedko, Mykhailo Hryshchenko, Vsevolod Kalinichenko, Serhii Chukharev, Sofiia Yakovleva, Alexey Pochtarev. Study and enhancement of underground mining technologies to prevent earth's surface failures / Revista Minelor / Mining Revue (MinRv). University of Petrosani, Romania. 2022 - Vol 28: Nr. 1. P. 46 – 53. <https://sciendo.com/it/article/10.2478/minrv-2022-0004>.

19. Stupnik, Mykola; Kalinichenko, Vsevolod; Kalinichenko, Olena; Pochtarev, Alexey; Fedko, Mykhaylo; Pysmennyi, Serhii. Methodology enhancement for determining parameters of room systems when mining uranium ore in the SE "SKHIDGZK" underground mines, Ukraine / Mining of Mineral Deposits. ISSN 2415-3443 (Online) | ISSN 2415-3435 (Print). Journal homepage

<http://mining.in.ua>. Volume 16 (2022), Issue 2, pp. 33-41.  
<https://doi10.33271/mining16.02.033>. (Scopus).

20. Почтарьов О.В., Калініченко О.В., Калініченко В.О. Дослідження впливу відхилення свердловини від проектного контуру на якість подрібнення руди / «Вісник НУВГП» випуск 1 (97) 2022 р. Серія "Технічні науки". - С. 177-181.

21. Пат. 150784 Україна, МПК E21C 41/16. Спосіб підготовки очисного блоку / Ступнік М.І., Калініченко В.О., Кривенко О.Ю., Калініченко О.В., Почтарьов О.В., Грищенко М.А.; заявл. 14.06.21; опубл. 20.04.22, Бюл. №16.

22. Патент №151817 Україна МПК E21C 41/00 (2006.01). Спосіб підготовки вироблених просторів для довготривалого використання при підземній розробці родовищ корисних копалин камерно-стовповою системою / Ступнік М.І.; Кушнерьов І.П.; Калініченко В.О.; Кривенко Ю.Ю.; Кушнерьов О.І.; Почтарьов О. В.; Морозов В. В. – № u202201460; дата подання 06.05.2022; опубл. 15.09.2022, Бюл. № 37/2022

23. А.А. Азарян. Пути снижения потерь и засорения железной руды подземной добычи в Кривбассе / А.А. Азарян, А.С. Батареев 2, Ф.И. Караманиц 3, В.А. Колосов 4, В.С. Моркун // Наука innov. 2018, Выпуск14(4). С. 18-26.

24. Азарян А.А. Комплекс ресурсо- і енергозберігаючих геотехнологій видобутку та переробки мінеральної сировини, технічних засобів їх моніторингу із системою керування та оптимізації гірничорудних виробництв / Вілкул Ю.Г., Капленко Ю.П., Караманиць Ф.І., Колосов В.О., Моркун В.С., Пілов П.І., Сидоренко В.Д., Темченко А.Г., Федоренко П.Й. // Кривий Ріг, Мінерал, 2006. С. 261.

25. Азарян А.А. Инструкция по нормированию, прогнозированию и учету показателей извлечения руды из недр при подземной разработке железорудных месторождений / Азарян А.А., Колосов В.А., Моркун А.В., Попов С.О., Ступник Н.И. // Кривой Рог: Минерал, 2012. С. 167

26. В.А. Колосов. Организация системы управления показателями извлечения железных руд при подземной разработке месторождений. – Технічні науки. Вісник Криворізького національного університету, вип. 32, 2012. С. 23-28.

27. Янов Є. К. Удосконалення технології відбійки руди на компенсаційні простори різної форми на глибоких горизонтах шахт Кривбасу: автореф. Дис.. канд. техн. наук. / Янов Є. К. – Кривий Ріг. – 2012. – 19 с.

28. Pysmennyi, S., Shvager, N., Shepel, O., Kovbyk, K., Dolgikh, O. (2020). Development of resource-saving technology when mining ore bodies by blocks under rock pressure. E3S Web of Conferences, 166, art. no. 02006. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016602006>. (Scopus).

29. Колосов В.А. Повышение качества железорудной продукции и показателей работы шахт на основе совершенствования технологии добычи и переработки: Дис...докт. техн. наук: 05.15.02. - Кривой Рог, - 2002. - 446с.

30. Капленко Ю.П., Корж В.А., Хівренко О.А. Технологія очисної виїмки з комбінованим отваленням і почергово- стадійним випуском // Відомості Академії гірничих наук України. – Кривий Ріг: Мінерал. – 1998. - №1. - С.61-64.

31. Цариковский В.В., Григорьев А.П., Яценко Е.И., Саковеч А.В. и др. Перспективные пути повышения эффективности добычи богатых руд Кривбасса на больших глубинах / В.В. Цариковский, А.П. Григорьев, Е.И. Яценко, А.В. Саковеч // Сб. научн.трудов НИГРИ. – Кривой Рог: НИГРИ. – 2000. – С. 62-67.

32. 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.

33. Перспективы технического и технологического перевооружения подземной добычи руды на глубоких горизонтах шахт Кривбасса /

В. Я. Тарапата, Ф. И. Караманиц, В. С. Ричко, Ю. А. Плужник // Вісник КТУ – 2011 – вип. 28 – С. 3-6.

34. Комбінований спосіб доставки руди при відпрацюванні потужних рудних покладів / Д. Ф. Зенюк, В. М. Тарасютін, О. Я. Хівренко, М. Б. Федько // Вісник КНУ – 2012. – №29 – С. 20-25.

35. 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. Зб.наук.праць. – Кривий Ріг: КНУ. – 2016. – Вип.41. – С. 141-146.

36. Ступник Н. И. Пути совершенствования технологии подземной разработки богатых железных руд Кривбасса / Ступник Н. И, Кудрявцев М. И., Басов А. М. // Вісник КТУ – 2010. – №26 – С. 4-6.

37. Разработка ресурсосберегающих технологий добычи руды на глубоких горизонтах шахт Кривбасса / Тарапата В. Я., Караманиц Ф. И., Ричко В. С., Плужник Ю. А. // Вісник КТУ. – Вип. 26. – 2010. – С. 77-79.

38. Шепель О.Л. Дослідження питання зниження гірничого тиску при випуску руди за різних умов, що впливають / Шепель О.Л., Худик М.В., Косенко А.В. // Вісник Криворізького національного університету. – 2022. – Вип. 54. – С. 131-137. (Index Copernicus, Research Bible, Academic Keys).

39. Хоменко О. Є. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений: справочное пособие / О. Є. Хоменко, М. Н. Кононенко, Д. В. Мальцев // – Д.: Национальный горный университет, 2011. – 448 с.

40. Капленко Ю.П. Инструкция по выбору параметров БВР при отбойке глубокими скважинами. – Кривой Рог: КГРИ. 1977. – 52 с.

41. Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд. Інструкція по застосуванню / Є.К. Бабець та ін. - Кривий Ріг: Ротапринт ДП «НДГРІ», 2010. – 122 с.

42. Большаков, В. И., Василенко, С. П., Галецкий, Л. С. и др. Горно-металлургический комплекс Украины (цифры, факты, комментарии). Бизнес-

справочник; под общ. ред. В. А. Гнатуш. 2009. 732 с. URL: [http://cgntb.dp.ua/pn\\_book.html](http://cgntb.dp.ua/pn_book.html). (дата обращения: 19.03.2009).

43. Загальнодержавна програма розвитку мінерально-сировинної бази України на період до 2030 року. – Затверджено Законом України від 21 квітня 2011 року N 3268-VI URL: <http://zakon4.rada.gov.ua/laws/show/3268-17>. (дата обращения: 03.12.2017). [на украинском языке].

44. Yellishetty, M. Ranjith, P. G. Tharumarajah, A. (2010). Iron ore and steel production trends and material flows in the world: Is this really sustainable. *Resources, Conservation and Recyclin.*, 54 (12), 1084–1094.

45. Власюк Т. О. (2016). Металургійна галузь України на світовому ринку: проблеми та пріоритети. *Науковий вісник національної академії статистики, обліку та аудиту*, 3, 91–103.

46. Беспояско, Е. О. (2014). Мінералогічні особливості залізних руд Криворізького басейну у світлі збільшення їх кондиційних запасів. *Мінералогічний журнал*, 36 (3), 86–91.

47. Олейник, Т. А. (2013) Современные тенденции развития технологий обогащения гематитовых руд в Украине. *Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб.*, 56(97), 18–28. [на русском].

48. Булах, О. В., Булах, О. О. (2013). Можливість підвищення якості концентрату при збагаченні окислених залізистих кварцитів Кривбасу. *Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб.*, 52(93), 33–40.

49. Темченко А.Г., Темченко О.А., Коробійчук В.В., Шевчук Н.А., Піскун І.А.. Оцінка енергоефективності збагачуваності залізородної сировини в умовах формування екоіндустріальних парків. *Технічна інженерія*. 2022. № 2 (90). С 170-182.

50. Скляр Л.В. Повышение качества бедных кусковых руд шахтной добычи Кривбасса методом отсадки/ Скляр Л.В., Николаенко К.В., Олейник Т.А // *Качество минерального сырья.- Кривой Рог:Минерал.-2005.-С.87-89.*

51. Mykola Stupnik, Tetiana Oliinyk, Alexey Pochtarev, Olena Kalinichenko and Vsevolod Kalinichenko. Enhancement of the quality of

marketable iron ore products of Kryvyi Rih iron ore basin. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 1156, IV International Conference "ESSAYS OF MINING SCIENCE AND PRACTICE" (RMGET-2022) 09/11/2022 - 11/11/2022 Dnipro, Ukraine. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012031>. (Scopus).

52. Yu, J. Han, Y., Li, Y., Gao, P. (2017). Beneficiation of an iron ore fines by magnetization roasting and magnetic separation. International Journal of Mineral Processing, 168, 102–108.

53. <https://climateactiontracker.org/countries/ukraine/2021-12-13/>

54. <https://www.usgs.gov/centers/national-minerals-information-center/iron-ore-statistics-and-information>

55. U.S. Geological Survey, Mineral Commodity Summaries, January 2020/

56. <https://www.kobelco.co.jp/english/products/ironunit/itm3.html>

57. H.Tsutsumi et al., Features of FASTMET process, Kobelco Technology Review, No, 29 dec 2010.

58. <https://www.midrex.com/uploads/documents/MXCOL-English%20article%20US.pdf>

59. Рамкова конвенція ООН про зміну клімату, [https://eur-lex.europa.eu/legal-content/SK/TXT/PDF/?uri=CELEX:21994A0207\(02\)&from=SK](https://eur-lex.europa.eu/legal-content/SK/TXT/PDF/?uri=CELEX:21994A0207(02)&from=SK).

60. Кіотський протокол до рамкової конвенції ООН щодо зміни клімату, [https://eur-lex.europa.eu/legal-content/SK/TXT/PDF/?uri=CELEX:21994A0207\(02\)&from=SK](https://eur-lex.europa.eu/legal-content/SK/TXT/PDF/?uri=CELEX:21994A0207(02)&from=SK).

61. Паризька угода, [https://eur-lex.europa.eu/legal-content/SK/TXT/PDF/?uri=CELEX:22016A1019\(01\)&from=SK](https://eur-lex.europa.eu/legal-content/SK/TXT/PDF/?uri=CELEX:22016A1019(01)&from=SK).

## ВИСНОВКИ

Дисертація є закінченою науково-прикладною роботою, у якій шляхом установлення закономірностей впливу технології відбійки та випуску руди на якість залізорудної сировини при застосуванні самохідної навантажувально-доставної техніки розв'язано важливе науково-технічне завдання теоретичного, експериментального та практичного обґрунтування ефективних технологічних засобів очисного видобування залізних руд підземним способом, які забезпечують підвищення якості товарної сировини та її відповідність сучасним вимогам вітчизняних і закордонних металургійних підприємств.

Основні наукові та практичні результати роботи:

1. На основі виконаного аналізу встановлено, що відпрацювання залізорудних родовищ підземним способом в Україні здійснюється з втратами й засміченням руди на рівні 14-20 і 10-16%, відповідно. Якість залізорудної сировини є основним показником, який забезпечує його конкурентоспроможність на внутрішньому і зовнішньому ринках. Якість залізорудної продукції формується в процесі видобутку рудної маси та її переробки в товарну продукцію.

2. Виконаний аналіз дозволив встановити, що залізо відновлюється з руди тим швидше, чим менший розмір кусків. У той же час, наявність дрібної, «пилової» фракції призводить до злежування руди й погіршує її газопроникність відбудовними газами. Встановлено, що максимальний розмір куска руди доцільно приймати 50 – 80 мм, мінімальний – 6–10 мм.

3. Проведений аналіз дозволив визначити, що якість відбитої руди доцільно розглядати як об'єднання кількох взаємозалежних та взаємовпливових понять «якості», а саме:

по-перше – це поняття якості відбійки або фрагментації відбитої руди;

по друге – це поняття якості видобутої рудної маси з урахуванням втрат та розубоження (засмічення) відбитої руди пустими породами при її випуску з очисних блоків;

по третє – це поняття якості, як критерію вмісту заліза у руді, яка постачається металургійним підприємствам.

4. Установлено, що якість фрагментації руди вибухом залежить від величини відхилення свердловин відносно проєктного контуру.

Уперше встановлено, що при відпрацюванні шаруватих покладів багатих залізних руд якість відбійки залежить від відстані між кінцями глибоких свердловин, яку доцільно зменшити на величину інтегрального показника величини максимального відхилення свердловин від проєктного контуру  $\Delta l$ , який знаходиться в поліноміально ступеневій залежності від довжини свердловини та кута перетину свердловиною шару руди в покладі і при кутах перетину від  $\beta = 65^\circ$  до  $\beta = 25^\circ$  дозволяє зменшити відстань між кінцями свердловин на 7%...15%, при цьому діаметр середнього куска відбитої руди зменшується на 16% ... 18%, а вихід негабаритних кусків руди знижується в середньому на 68% ... 71%.

Ураховуючи виконані дослідження, визначено коефіцієнт ітерації відхилення  $i - \bar{i}$  свердловини від проєктного контуру.

5. Установлено, що якість відбитої руди залежить від обсягу й форми компенсаційного простору. На підставі виконаних досліджень запропоновано шатрову форму компенсаційної камери, яка має вигляд високої трикутної призми.

Установлено, що, маючи збільшений на 16 % об'єм компенсації, рекомендована шатрова компенсаційна камера має стійкість, яка не поступається вертикальній компенсаційній камері, а в деяких елементах і перевищує її, а отже загалом має більш високу надійність, ніж класична вертикальна компенсаційна камера.



6. Для зменшення втрат руди на лежачому боці покладу запропоновано технологію видобутку руди з малорухомої «мертвої зони» лежачого боку, яка отримала назву – випуск через «блокові вловлювальні воронки».

Уперше встановлено, що втрати відбитої руди на лежачому боці покладу для рекомендованої технології видобутку руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу через «блокові вловлювальні воронки» знизилися в середньому з 15,6 % до 9,4 % при кутах падіння відповідно від 40° до 60°. Такі показники є нижчими на 5,4...0,6 % порівняно з попередніми результатами при застосуванні додаткових уловлювальних горизонтів і задовільними показниками для розглянутих складних умов залягання рудних покладів.

7. Для підвищення ефективності випуску та доставки руди запропоновано новітні конструкції днища блока з випускними траншеями та фронтальним навантаженням руди при зануренні ковша НДМ під кутом 90° до навалу. Запропоновано методику розрахунку обсягу навантажувальної ніші залежно від основних технологічних параметрів.

Запропонована технологія забезпечує максимальне завантаження ковша рудою, підвищує продуктивність навантажувально–доставної техніки та скорочує час відпрацювання блока, що дозволяє знизити негативний вплив гірського тиску на виробки днища блока.

8. За результатами проведених досліджень, з урахуванням досвіду роботи підприємств Кривбасу, рекомендовано технологічну схему дозбагачення багатих руд, що дозволить підвищити якість товарної продукції до світових вимог.

9. Проведені дослідження впливу декарбонізації на гірничо-металургійну промисловість. Установлено, що в найближчі десять років у світі очікується підвищення вимог до якості залізної руди, як одного з факторів зменшення викидів CO<sub>2</sub>.

10. Доведено необхідність пошуку нових, сучасних способів підвищення якості криворізьких залізних руд, можливо з урахуванням

досвіду надсучасних технологій з провідних гірничодобувних підприємств світу таких, як наприклад, процеси ITmk3, FASTMET/FASTMELT та Midrex.

11. На підставі виконаних досліджень запропоновано високоефективні новітні технології видобутку багатих залізних руд для різних потужностей рудних покладів, які дозволили вдосконалити технологічні засоби управління якістю залізорудної сировини при підземній розробці рудних родовищ.

Економічний ефект від запропонованих технологічних рішень доцільно розрахувати на основі диференційованої вартості залізних руд різної якості. Так, згідно з актом LAMET CZECH s.r.o., Czech Republik від 11.03.2024 р., використання результатів дисертаційної роботи дозволило підвищити якість видобутої залізної руди на 0,85%, що призвело до збільшення відпускної ціни залізної руди при продажу її на Європейські ринки залізорудної сировини в середньому на  $C_p = 1,91$  EUR за тонну.

При середньому обсязі продажу руди на рівні  $Q = 150,0$  тис. т річний економічний ефект  $E_p$  складе:

$$E_p = Q \times C_p = 150\,000 \times 1,91 = 286\,500 \text{ EUR}$$

або

$$E_{грн} = E_p \times K_{грн} = 286\,500 \times 39,27 = 11\,250\,855 \text{ грн},$$

де  $E_{грн}$  – економічний ефект у гривнях, грн;

$K_{грн}$  – вартість 1 EUR за курсом НБУ на 24.11.2023 р.

Згідно з актом ПРАТ «Суша Балка», Україна від 19.03.2024 р., використання результатів дисертаційної роботи дозволило підвищити якість видобутої залізної руди на 0,83%, що призвело до збільшення відпускної ціни залізної руди при її продажу на внутрішньому ринку в середньому на  $C_p = 68$  грн за тонну.

При середньому обсязі продажу руди на рівні  $Q = 140,0$  тис. т річний економічний ефект  $E_p$  складе:

$$E_p = Q \times C_p = 140\,000 \times 68 = 9\,520\,000 \text{ грн},$$

де  $E_p$  – економічний ефект у гривнях, грн;

$Q$  – середній обсяг продажу руди за рік, т;

Отже, сумарний додатковий прибуток, отриманий за рахунок реалізації залізної руди більш високої якості, яка буде видобута при впровадженні запропонованої технології складе 21 465 000 грн на рік (акти впровадження у додатку Б, В).

## Додаток А

Міністерство освіти і науки України  
Криворізький національний університет



ЗАТВЕРДЖЕНО

Проректор по науковій  
роботі КНУ, д.т.н., проф.

*[Signature]* Бровко Д.В.

» квітень 2024р.

ВИБІР ТА ОБҐРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ БВР З  
УРАХУВАННЯМ ВИКРИВЛЕННЯ СВЕРДЛОВИН  
(методичні рекомендації)

Кривий Ріг

2024 р.

ВИБІР ТА ОБҐРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ БВР З  
УРАХУВАННЯМ ВИКРИВЛЕННЯ СВЕРДЛОВИН: методичні рекомендації.

– Кривий Ріг: ВЦ КНУ, 2024. – 20 стор.

Розробники: д.т.н., проф. Калініченко В.О.  
аспірант Почтарьов О.В.

## ВСТУП

Видобуток залізних руд на Криворіжжі здійснюється близько 150 років. На сьогодні шахти є досить технологічними та продуктивними.

Однак збільшення глибини видобутку залізних руд та погіршення гірничо-геологічних умов залягання родовищ потребують удосконалення основних процесів підземних гірничих робіт. Встановлено, що серйозною проблемою, яка супроводжує процес виробництва товарної продукції при підземній розробці залізородних родовищ є зниження якості відбитої руди.

Невідповідність якісних показників залізородної сировини (ЗРС) вимогам металургійного виробництва суттєві знижує її цінність як на внутрішньому так і на світовому ринку.

При проектуванні буровибухових робіт необхідно визначати оптимальні показники відбійки, які задовольняли б вимогам як до якості подрібнення руди при відбійці, так і вимогам до зниження собівартості БВР в цілому.

Встановлено, що якість фрагментації руди вибухом безпосередньо впливає на наступні процеси випуску і доставки відбитої руди. Наявність великих негабаритних кусків збільшує кількість зависань руди в дучках, а мілкі пилюваті частки схильні до злежування відбитої руди та негативно впливають на подальші процеси переробки залізної руди в металургійну продукцію.

Серед основних причин неякісного подрібнення руди при БВР була визначена ключова причина, а саме відхилення свердловин відносно проектного контуру.

Виконані дослідження дозволили виявити основні закономірності викривлення глибоких свердловин.

## МЕТОДИКА ТА РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕНЬ

Дослідницьким та промисловим шляхом було встановлено, що максимальне вилучення заліза з руди відбувається при розмірах кусків в межах від 6-10 мм до 50-80 мм.

Тому при проектуванні буровибухових робіт необхідно визначити оптимальні показники відбійки, які задовольняли б вимогам не тільки до якості подрібнення руди при відбійці, а й вимогам зниження собівартості БВР по блоку.

Безумовно, якість фрагментації руди вибухом безпосередньо впливає на наступні процеси випуску і доставки відбитої руди. Наявність великих негабаритних кусків збільшує кількість зависань руди в дучках, а мілкі пиловаті частки схильні до злежування відбитої руди. Все це погіршує і знижує продуктивність випуску і доставки відбитої руди до відкотних судів та підвищує собівартість видобутку руди по блоку.

Окрім того, наявність значної кількості крупних кусків руди та мілкої пилової фракції негативно впливає на подальші процеси переробки залізної руди в металургійну продукцію.

Головною причиною неякісного подрібнення руди, на наш погляд, є викривлення свердловин відносно проектного контуру, іноді з попаданням свердловин в законтурний простір або пусті породи.

Встановлено, що основні проблеми з викривлення свердловин спостерігаються при перетині шарів руди, особливо різної щільності, міцності та тріщинуватості.

Слід наголосити, що викривлення свердловин змінює параметри БВР, особливо величину ЛНО та відстань між кінцями глибоких свердловин. Це призводить до того, що відстань між кінцями сусідніх свердловин може:

– збільшитися, що призведе до непрогнозованого виходу негабаритних кусків відбитої руди з наступними витікаючими із цього проблемами;

– зменшитися, що призведе до додаткового виходу мілкої пилюватої фракції, що також є недоцільним.

Для аналізу фактичного стану БВР, а саме проблеми викривлення свердловин при розбурюванні віял глибоких свердловин, було досліджено схеми відбійки руди глибокими свердловинами, пробуреними згідно проекту № -2-22 нарізних та очисних робіт у панелі 102-106а осі гор.1387м у п/поверсі гор.1390/1345м покладу "Основний-95" (штр. 1-2, орти) ш. Родіна ПрАТ «Криворізький залізорудний комбінат» (КЗРК). Такі умови є характерними для родовищ багатих залізних руд Криворізького залізорудного басейну.

Балансовий запас проектованого блоку становить 117,0 т.т. з вмістом заліза 60,05%.

На підставі гірничо-геологічної характеристики покладу в панелі 102-106а (штр.1-2, орти) гор.1387м прийнято систему підповерхового обвалення з відбійкою руди вертикальними віялами свердловинних зарядів з одночасним утворенням підсічки. Утворення підсічки виконується глибокими свердловинами.

Параметри панелі (табл. 1) визначені конструктивно та перевірені по інструкції НДГРІ [2].

Таблиця 1 – Параметри очисної панелі

Панель	Довжина, м	Ширина, м	Ширина підсічки, м	Площа підсічки, м <sup>2</sup>	Об'єм підсічки м <sup>3</sup> /тис.т.	Об'єм компенсаційно го простору, м <sup>3</sup> /тис.т.
102-106а (штр. 1-2, орти) гор.1387м	32	28,5	11,5	203,5	915,8/3,3	6063/22,1

В табл. 2 представлено розподіл запасів панелі по видам робіт.



Таблиця 2 – Розподіл запасів в панелі

Найменування панелі	Запас, відбиті Свердловинами, тис.т.	Запас, відбиті штанговими шпурами тис.т.	Віднарізних робіт тис.т.	Всього запас тис.т.		Пусті породи, тис.т	Проектні втрати, т.т	Fe у балансових запасах, %	Fe у виїмковому запасі, %	Строк відпрацювання, міс (рекомендован)
				Б	В					
102-106а (штр. 1-2, орти) гор.1387м	109,0	8,0	9,5	117,0	117,0			60,05	60,05	4,7

Відстань між ортами скреперування 10 м, між дучками – 5,5м. Розрахунок ЛНС виконано відповідно до інструкції КГРІ за методикою проф. Капленка Ю.П. [1].

Згідно з методикою ЛНО глибоких свердловин буде дорівнювати

$$W = k \cdot d \cdot \rho \cdot \eta \cdot c,$$

де  $k$  – коефіцієнт неоднорідності масиву (0,9);

$d$  – діаметр свердловин (0,1м);

$\rho$  – щільність заряджання (0,93);

$\eta$  – перевідний коефіцієнт (1,0);

$c$  – показник вибуховості.

$$W = 0,90 \cdot 0,1 \cdot 0,93 \cdot 1,0 \cdot 36,5 = 3,0 \text{ м.}$$

Оптимальна відстань між віялами свердловин  $a = 3,0 \cdot 1,0 = 3,0$  м.

Даним проектом планується застосування віял глибоких свердловин діаметром 110мм. Прийнята схема буріння масиву забезпечує можливість використання ефективних методів управління дії вибухом, мінімальний динамічний вплив на конструктивні елементи системи розробки.

Для дослідження закономірностей впливу викривлення свердловин на зміну параметрів БВР, особливо величину ЛНО та відстань між кінцями

глибоких свердловин, були виконані виміри та обробка результатів викривлення свердловин.

Виконані дослідження дозволили виявити основні закономірності викривлення глибоких свердловин. Так встановлено, що при бурінні вертикальних віял глибоких свердловин вкrest простягання рудного покладу (рис. 1) напрямок викривлення свердловин та величини викривлення від проектного контуру залежить від кількох основних факторів.

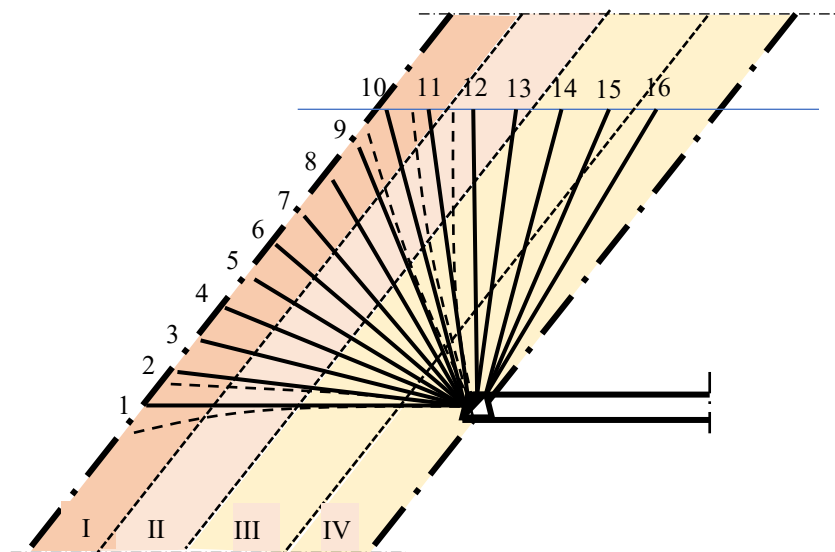


Рис. 1 – Схема розбурювання рудного покладу вертикальним віялом глибоких свердловин з їх проектним та прогнозним контуром: 1,2,3... номера свердловин у віялі; I,II,III, IV – шари рудного покладу

По перше. Величина викривлення свердловин залежить від довжини пробурених свердловин.

По друге. Величина викривлення свердловин залежить від діаметра глибоких свердловин.

По третє. Величина та напрямок викривлення свердловин залежить від кута забурювання глибоких свердловин відносно шарів руди та її фізико-механічних властивостей, таких як міцність, тріщинуватість, наявність включень рудних або породних прошарків з іншими фізико-механічними властивостями та інших менш впливових факторів.

Практичні вимірювання викривлення глибоких свердловин виконані за допомогою маркшейдерської служби шахти «Родіна» для віяла 1 глибоких свердловин, пробурених з бурового орта 104а гор.1367м (рис. 2).

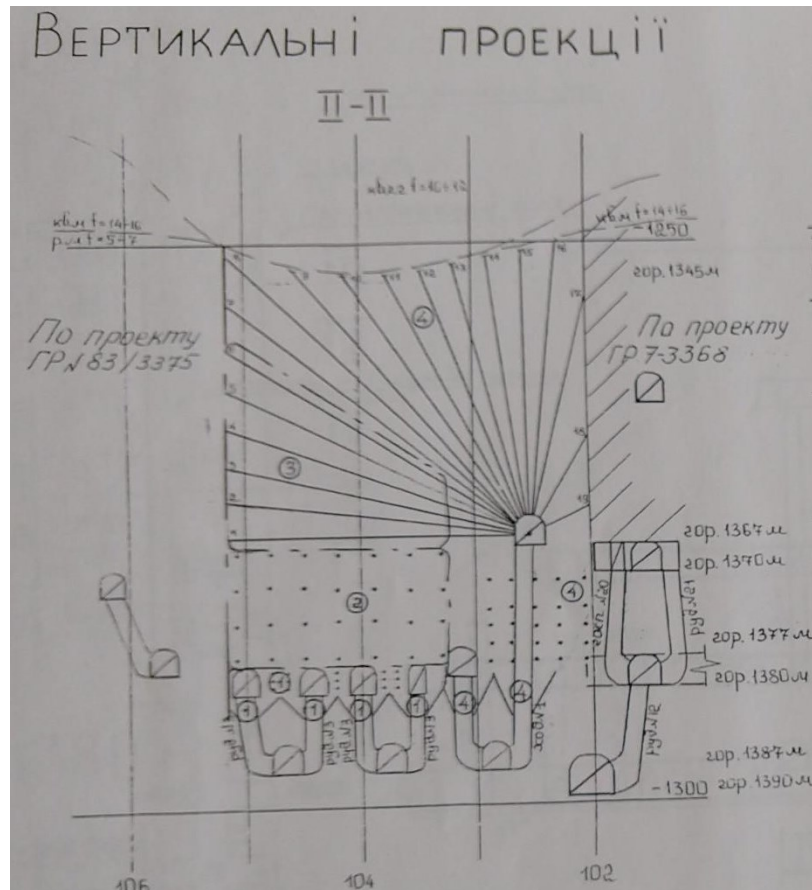


Рис. 2 – Вертикальна проекція віяла 1, пробуреного з бурового орта 104а гор.1367м

Віяло 1 глибоких свердловин, пробурених з бурового орта 104а гор.1367м є найдовшим і найбільш повно характеризує можливі відхилення свердловин від проектного контуру.

Результати дослідження відхилення свердловин від проектного контуру для першого віяла глибоких свердловин з максимальною довжиною, пробурених з бурового орта 104а гор.1367м, представлені в табл. 3.

Таблиця 3 – Результати практичних вимірювань глибоких свердловин, пробурених з бурового орта 104а гор.1367м

№ свердловин	Довжина, м	Відхилення від проектного контуру, м
Віяло 1 бурового орта 104а гор.1367м		
1	25	0,0
2	25	0,0
3	26	0,2
4	27	0,3
5	27	0,3
6	29	0,5
7	31	0,5
8	34	0,6
9	29	0,4
10	26	0,4
11	24	0,2
12	23	0,3
13	23	0,1
14	23	0,2
15	23	0,1
16	24	0,2
17	20	0,1
18	8	0,0
19	6	0,0

Як видно з табл. 3 мінімальні відхилення свердловин спостерігались в перших свердловинах. Це можна пояснити тим, що перші свердловини пробурені паралельно шарам руди і практично не змінюють свого напрямку. Далі всі інші свердловини бурилися під різними кутами до напластування, що позначилося на їх відхиленні від проектного контуру. Крім того, значний вплив на величину відхилення мала довжина свердловин.

В результаті досліджень було оброблено виміри 77 свердловин, які були вибурені згідно проекту №-2-22 нарізних та очисних робіт у панелі 102-106а осі гор.1387м у п/поверсі гор.1390/1345м покладу "Основний-95" (штр. 1-2, орти) ш. Родіна ПрАТ «Криворізький залізорудний комбінат» (КЗРК).

В цілому, результати виконаних досліджень дозволили виявити наступні закономірності.

При бурінні свердловин перпендикулярно шарам руди відхилення напрямку цих свердловин від проектного практично відсутнє. При виборі правильного кута забурювання напрям пробурених свердловини буде відповідати проектному. Це відноситься до свердловин № 4,5,6,7 на рис. 1, які практично не схильні до викривлення.

Інша картина спостерігається при бурінні свердловин, які розташовані під кутом до шарів руди. Це в значній мірі відноситься як до нижніх свердловин у віялі (свердловини № 1,2,3 на рис. 1), так і до верхніх свердловин, наприклад свердловини № 9,10,11,12,13,14 на рис. 1). Відхилення свердловини від проектного контуру відбувається при перетині буровим інструментом пласта (шару) руди під різними кутами за рахунок зсуву коронки по площині пласта.

Згідно з отриманими результатами вимірів відхилення напрямку цих свердловин від проектного контуру збільшується зі зменшенням кута перетину буровим інструментом кожного наступного шару руди в покладі. За отриманими даними, максимальна величина викривлення деяких свердловин у досліджених віялах досягала 0,5...0,7 м при середній довжині свердловин 26...28м.

На результаті виконаних досліджень встановлені закономірності відхилення свердловин від проектного контуру  $\Delta l$  в залежності від довжини свердловин та куту перетину буровою коронкою шару руди в покладі (рис.3), які визначаються за наступними виразами:

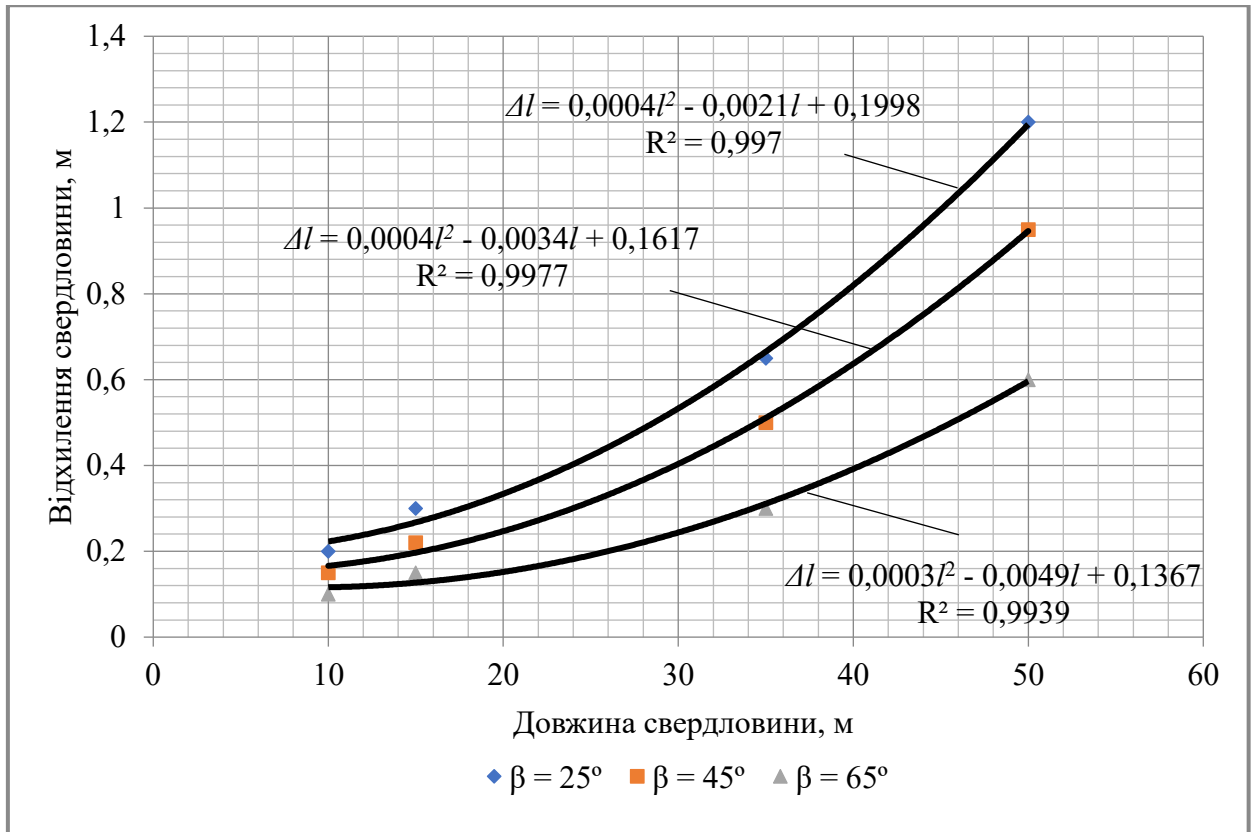


Рис. 3 – Величина відхилення свердловин від проектного контуру  $\Delta l$  в залежності від довжини свердловин та куту перетину буровою коронкою шару руди в покладі

– для кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі  $\beta = 25^\circ$ :

$$\Delta l = 0,0004 l^2 + 0,0021l + 0,1998, \quad (1)$$

$$R^2 = 0,997;$$

де  $l$  – довжина свердловини, м;

$R^2$  – достовірність апроксимації;

– для кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі  $\beta = 45^\circ$ :

$$\Delta l = 0,0004 l^2 + 0,0034l + 0,1617; \quad (2)$$

$$R^2 = 0,9977.$$

– для кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі  $\beta = 65^\circ$ :

$$\Delta l = 0,0003 l^2 + 0,0049l + 0,1367; \quad (3)$$

$$R^2 = 0,9939.$$

Слід зазначити, що реальна довжина свердловин в панелі не перевищувала 35 м. Величина відхилення свердловин  $\Delta l$  від проектного контуру для свердловин довжиною 35...50 м є величиною прогнозованою. Ця величина враховує те, що в панелі відпрацьовують мартизову руду тонкошаруватої текстури, міцністю  $f = 5...7$ , інтенсивної тріщинуватості, брилової окремої. Така руда схильна до утворення відшарувань, особливо по простяганню порід, що сприяє значному відхиленню свердловин від проектного контуру.

Враховуючи отримані результати багатофакторних експериментів визначаємо універсальний інтегральний показник величини максимального відхилення свердловин від проектного контуру  $\Delta l$  в залежності від довжини свердловин та куту перетину буровою коронкою шару руди в покладі:

$$\Delta l = (0,0003l^2 + 0,0049l + 0,1367) \cdot (30,592 \beta^{-0,833}), \text{ м}; \quad (4)$$

де  $\Delta l$  – величина максимального відхилення свердловин від проектного контуру, м;

$l$  – довжина свердловини у віялі, м;

$\beta$  – кут перетину буровою коронкою шару руди в покладі, град.

Визначивши величину максимального відхилення свердловин від проектного контуру ми можемо побудувати фактичну вісь свердловини. На рис. 4 приведена схема побудови фактичної осі свердловини. Графічно це можна зробити наступним чином.

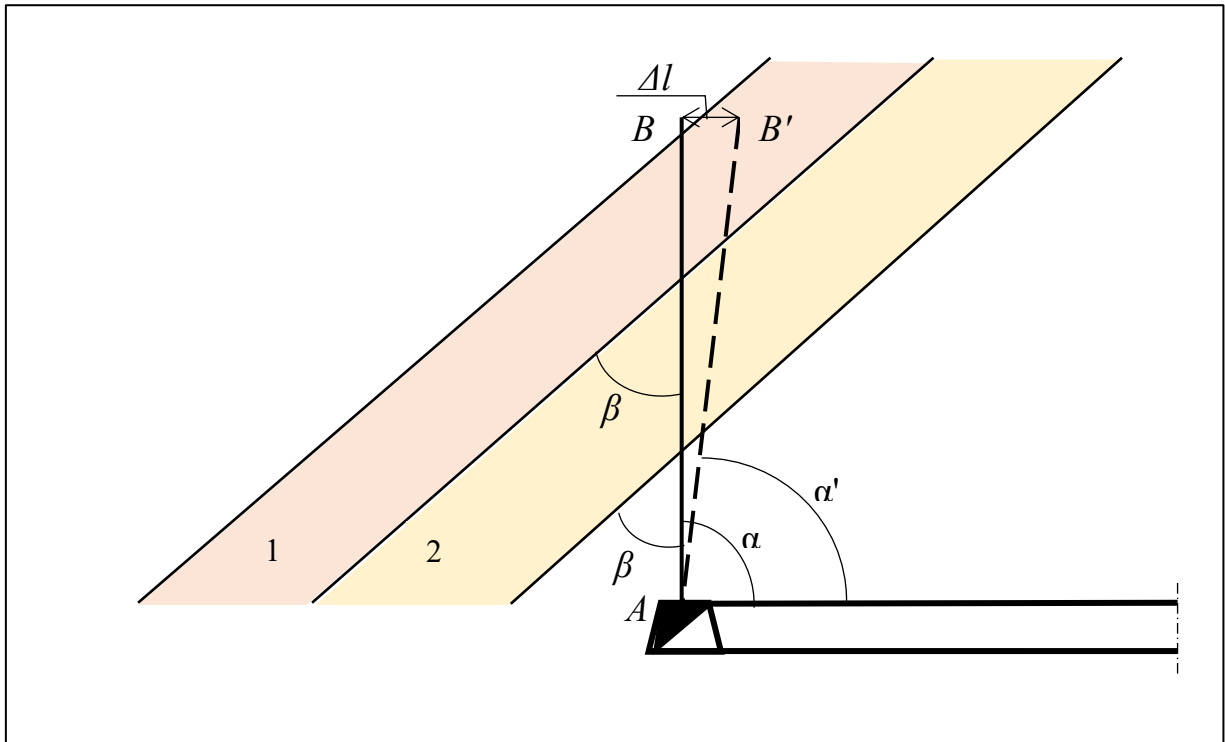


Рис. 4 – Графічна побудова фактичної осі відхилення свердловин від проектного контуру

Якщо згідно з проектом необхідно пробурити свердловину довжиною  $l$  під кутом  $\alpha$  з точки  $A$  у точку  $B$ , то ці точки необхідно з'єднати. Далі згідно виразу (4) визначаємо величину максимального відхилення свердловини  $\Delta l$  від проектного контуру з урахуванням проектної довжини свердловини  $l$  та кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі  $\beta$ , рис. 3.

Потім із точки  $B$  проводиться пряма  $BB'$ , яка дорівнює величині відхилення  $\Delta l$  викривленої свердловини від проектного контуру. Точки  $A$  і  $B'$  з'єднують прямою. Кут  $\alpha'$  між прямою  $AB'$  і горизонталлю є реальним кутом нахилу відхилення свердловини від проектного контуру.

Безумовно, відхилення викривленої свердловини від проектного контуру в реальних умовах збільшує відстань між кінцями свердловин на величину  $\Delta l$ . Це призводить до збільшення розмірів відбитого куска руди і підвищеного виходу негабарита в цілому по блоку [3,4].

Визначимо величину збільшення розмірів середнього куска руди та вихід негабаритних фракцій при заданому діаметрі кондиційного куска для



проектної та реальної схеми відбійки руди, з урахуванням відхилення свердловини від проектного контуру.

Для цього визначаємо основні показники для проектного контуру свердловин [1].

Діаметр відносного середнього куска визначають за емпіричними формулами, м:

$$D_{cp}^0 = 134,321 \cdot \left(\frac{R}{D}\right)^{-7,356} \cdot e^{1,192 \cdot \left(\frac{R}{D}\right)}; \quad (5)$$

де  $D = \sqrt[3]{\lambda}$  – умовний поперечний розмір куска до подрібнення, м;

$\lambda$  – вихід руди на 1 м свердловини, м<sup>3</sup>.

При віяловому розташуванні свердловин:

$$\lambda = \frac{a \cdot W}{2}, \quad (6)$$

$R$  – довжина утворюючої воронки викиду, м:

$$R = \sqrt{W^2 + C_0^2 \cdot d_{np}^2}, \quad (7)$$

де  $d_{np}$  – приведений діаметр свердловинного заряду, м:

$$d_{np} = d \cdot \sqrt{\Delta} \cdot \delta. \quad (8)$$

де  $\delta$  – коефіцієнт відносної роботоздатності ВР

$d$  – діаметр свердловин, м;

$\Delta$  – щільність заряджання ВР, г/см<sup>3</sup>;

Діаметр середнього куска  $D_{cp}$  визначають з виразу, м:

$$D_{cp} = D_{cp}^0 \cdot d_{np}. \quad (9)$$

Вихід негабаритних фракцій при заданому діаметрі кондиційного куска  $D_k$  визначається за формулою, %:

$$B_n = 100 \cdot \left( 1 - \exp \left( -\alpha \cdot \left( \frac{D_{cp}}{D_k} - 0,2 + \left| \frac{D_{cp}}{D_k} - 0,2 \right|^\beta \right) \right) \right), \quad (10)$$

де  $\alpha, \beta$  – коефіцієнти, значення яких можна визначити з виразів:

$$\alpha = 9,11 \cdot D_k \cdot \exp(-11,2 \cdot D_k); \quad (11)$$

$$\beta = 1,2 + 1,5 \cdot d_k. \quad (12)$$

Визначимо величину середнього куска руди та вихід негабаритних фракцій при заданому діаметрі кондиційного куска для проектної схеми відбійки руди.

Вихід руди з 1 м свердловини:

$$\lambda = \frac{3 \cdot 3}{2} = 4,5 \text{ м}^3/\text{Т};$$

Діаметр середнього куска при підриванні свердловин:

$$D = \sqrt[3]{4,5} = 1,65 \text{ м};$$

$$d_{пр} = 0,110 \cdot \sqrt{1,0} \cdot 1 = 0,110 \text{ м};$$

$$R = \sqrt{3,0^2 + 36,86^2 \cdot 0,110^2} = 5,04 \text{ м};$$

$$D_{cp}^0 = 134,321 \cdot \left( \frac{5,04}{1,65} \right)^{-7,356} \cdot e^{1,192 \cdot \left( \frac{5,04}{1,65} \right)} = 1,39 \text{ м};$$

$$D_{cp} = 1,39 \cdot 0,110 = 0,153 \text{ м}.$$

Вихід негабаритних кусків при такій якості подрібнення руди та розмірові кондиційного куска  $D_k = 0,40$  м становитиме:

$$\alpha = 9,11 \cdot 0,4 \cdot \exp(-11,2 \cdot 0,4) = 0,041 ;$$

$$\beta = 1,2 + 1,5 \cdot 0,4 = 1,8 ;$$

$$B_n = 100 \cdot \left( 1 - \exp \left( -0,041 \cdot \left( \frac{0,153}{0,4} - 0,2 + \left| \frac{0,153}{0,4} - 0,2 \right| \right)^{1,8} \right) \right) = 0,7\% .$$

Визначимо величину збільшення розмірів середнього куска руди та вихід негабаритних фракцій при заданому діаметрі кондиційного куска для схеми відбійки руди з урахуванням відхилення свердловини від проектного контуру.

Розрахунки виконуємо для середньої довжини свердловин  $l = 30$  м, середнього кута перетину буровою коронкою шару руди в покладі  $\beta = 45^\circ$ . Середнє відхилення свердловини від проектного контуру для цих умов становить  $\Delta l = 0,4$  м.

Вихід руди з 1 м свердловини:

$$\lambda = \frac{3,4 \cdot 3,4}{2} = 5,8 \text{ м}^3/\text{Т} ;$$

Діаметр середнього куска при підриванні свердловин:

$$D = \sqrt[3]{5,8} = 1,8 \text{ м} ;$$

$$d_{\text{пр}} = 0,110 \cdot \sqrt{1,0} \cdot 1 = 0,110 \text{ м} ;$$

$$R = \sqrt{3,4^2 + 36,86^2 \cdot 0,110^2} = 5,3 \text{ м} ;$$

$$D_{\text{ср}}^0 = 134,321 \cdot \left( \frac{5,3}{1,8} \right)^{-7,356} \cdot e^{1,192 \cdot \left( \frac{5,3}{1,8} \right)} = 1,61 \text{ м} ;$$

$$D_{\text{ср}} = 1,61 \cdot 0,110 = 0,18 \text{ м} .$$

Вихід негабаритних кусків при такій якості подрібнення руди та розмірові кондиційного куска  $D_k = 0,40$  м становитиме:

$$\alpha = 9,11 \cdot 0,4 \cdot \exp(-11,2 \cdot 0,4) = 0,041 ;$$

$$\beta = 1,2 + 1,5 \cdot 0,4 = 1,8 ;$$

$$B_n = 100 \cdot \left( 1 - \exp \left( -0,041 \cdot \left( \frac{0,18}{0,4} - 0,2 + \left| \frac{0,18}{0,4} - 0,2 \right| \right)^{1,8} \right) \right) = 1,2 \% .$$

Виконані дослідження дозволили встановити, що величина максимального відхилення свердловин від проектного контуру  $\Delta l$  при відпрацюванні шаруватих покладів багатих залізних руд залежить від довжини свердловини та кута перетину свердловиною шарів руди в покладі. При кутах перетину від  $\beta = 65^\circ$  до  $\beta = 25^\circ$  і довжині свердловини 25 – 30 м величина максимального відхилення свердловин  $\Delta l$  збільшує відстань між кінцями свердловин на 7% ... 15%. При цьому діаметр середнього куска відбитої руди збільшується з  $D_{cp} = 0,153$  м до  $D_{cp} = 0,18$  м, або в середньому на 16% ... 18 %, а вихід негабаритних кусків руди збільшується з  $B_n = 0,7$  % до  $B_n = 1,2$  %, тобто на 0,5% в абсолютному вимірі або на 68% ... 71% у відносному вимірі.

Отже, при розрахунку параметрів БВР для зменшення виходу негабаритних кусків руди та діаметра середнього куска відбитої руди відстань між свердловинами доцільно зменшити на величину максимального відхилення свердловин  $\Delta l$  від проектного контуру, що дозволить, в свою чергу, зменшити діаметр середнього куска відбитої руди в середньому на 16% ... 18% та вихід негабаритних кусків руди в середньому на 68% ... 71% у відносному вимірі.

## ВИСНОВКИ

Таким чином встановлено, що при відпрацюванні шаруватих покладів багатих залізних руд якість відбійки залежить від відстані між кінцями глибоких свердловин, яку доцільно зменшити на величину інтегрального показника величини максимального відхилення свердловин від проектного

контур  $\Delta l$ , який знаходиться в поліноміально ступеневій залежності від довжини свердловини та кута перетину свердловиною шару руди в покладі  $i$  при кутах перетину від  $\beta = 65^\circ$  до  $\beta = 25^\circ$  дозволяє зменшити відстань між кінцями свердловин на 7%...15%, при цьому діаметр середнього куска відбитої руди зменшується на 16% ... 18%, а вихід негабаритних кусків руди знижується в середньому на 68% ... 71%.

Отже, відстань між кінцями кожної наступної свердловини  $a_i$  буде змінюватися на величину відхилення  $\Delta l_i$  від проектного контуру свердловини. Такі розрахунки необхідно багаторазово повторювати для кожної наступної свердловини. Тому для спрощення розрахунків доцільно ввести коефіцієнт ітерації відхилення свердловин  $k_{i\text{вс}}$ , який дозволить коректувати фактичну відстань між свердловинами з урахуванням відхилення кожної свердловини від [5–10].

Враховуючи виконані дослідження коефіцієнт ітерації відхилення  $i$  – ї свердловини можна визначити за формулою:

$$k_{i\text{вс}} = \frac{a - (0,0003l_i^2 + 0,0049l_i + 0,1367) \cdot (30,592\beta_i^{-0,833})}{a}, \quad (13)$$

де  $k_{i\text{вс}}$  – коефіцієнт ітерації відхилення  $i$  – ї свердловини;

$a$  – проектна відстань між кінцями свердловин, м;

$l_i$  – проектна довжина  $i$  – ї свердловини, м;

$\beta_i$  – кут перетину  $i$  – ю свердловиною шару руди в покладі, град.

## ЛІТЕРАТУРА

1. Капленко Ю.П. Инструкция по выбору параметров БВР при отбойке глубокими скважинами. – Кривой Рог: КГРИ. 1977. – 52 с.

2. Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд. Інструкція по застосуванню / Є.К. Бабець та ін. - Кривий Ріг: Ротапринт ДП «НДГРІ», 2010. – 122 с.

3. Терентьев В.И. Управление кусковатостью при поточной технологии добычи руды подземным способом – М.: Наука, 1972. – 199 с.

4. Оксанич И.Ф., Миронов П.С. Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирования гранулометрического состава. – М.: Недра, 1982. – 166с.

5. Ступнік М.І., Хівренко О.Я., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Почтарьов О.В. Підвищення якості відбійки руди в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» / Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2021. Вип. 52. С. 3 – 10.

<http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/4105>.

6. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Pochtarev A. Підвищення якості руди при використанні самохідної навантажувально-доставочної техніки / Матеріали науково-технічної інтернет-конференції "Розвиток промисловості та суспільства". Кривий Ріг, 2021. С. 3. [http://www.knu.edu.ua/storage/files/2/Наука/Конференції/Конференції%202021/Розвиток/Тези\\_%202021\\_%20OK2.pdf](http://www.knu.edu.ua/storage/files/2/Наука/Конференції/Конференції%202021/Розвиток/Тези_%202021_%20OK2.pdf).

7. Mykola Stupnik, Vsevolod Kalinichenko, Olena Kalinichenko and Alexey Pochtarev. Improvement of extracted iron ore grade in underground mining / IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 970, III International Conference "Essays of Mining Science and Practice" 06/10/2021 - 08/10/2021 Dnipro. P. 1–8. <https://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/970/1/012048>. (Scopus).

8. Mykola Stupnik, Tetiana Oliinyk, Alexey Pochtarev, Olena Kalinichenko and Vsevolod Kalinichenko. Enhancement of the quality of marketable iron ore products of Kryvyi Rih iron ore basin. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 1156, IV International Conference "ESSAYS OF

MINING SCIENCE AND PRACTICE" (RMGET-2022) 09/11/2022 - 11/11/2022 Dnipro, Ukraine. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012031>. (Scopus).

9. Почтарьов О.В., Калініченко О.В., Калініченко В.О. Дослідження впливу відхилення свердловини від проектного контуру на якість подрібнення руди / «Вісник НУВГП» випуск 1 (97) 2022 р. Серія "Технічні науки". - С. 177-181.

10. Пат. 150784 Україна, МПК E21C 41/16. Спосіб підготовки очисного блоку / Ступнік М.І., Калініченко В.О., Кривенко О.Ю, Калініченко О.В., Почтарьов О.В., Грищенко М.А.; заявл. 14.06.21; опубл. 20.04.22, Бюл. №16.

## Додаток Б

ЗАТВЕРДЖУЮ

Директор LAMET CZECH, s.r.o.

Prumyslova 1472/11

102 19 Praha 10 – Hostivar

Czech Republik

LAMET CZECH, s.r.o.

Prumyslova 1472/11

102 19 Praha 10, Hostivar

IC 241 94 247

Juraj Kamaras

« 11 » березня 2024 р.

## АКТ

використання результатів дисертаційної роботи Почтарьова О.В.  
«Удосконалення технологічних засобів управління якістю залізорудної  
сировини при підземній розробці», представленої на здобуття  
наукового ступеня доктора філософії

Наступним актом підтверджено, що використання результатів дисертаційної роботи Почтарьова О.В. «Удосконалення технологічних засобів управління якістю залізорудної сировини при підземній розробці» дозволило підвищити якість видобутої залізної руди на 0,85%, що призвело до збільшення відпускної ціни залізної руди при продажу її на Європейські ринки залізорудної сировини в середньому на  $C_p = 1,91$  EUR за тону. При середньому обсязі продажу руди на рівні  $Q = 150,0$  тис. т річний економічний ефект  $E_p$  складе:

$$E_p = Q \times C_p = 150\,000 \times 1,91 = 286\,500 \text{ EUR},$$

або

$$E_{грн} = E_p \times K_{грн} = 286\,500 \times 41,6957 = 11\,945\,818 \text{ грн},$$

де  $E_{грн}$  – економічний ефект в гривнях, грн; $K_{грн}$  – вартість 1 EUR за курсом НБУ на 11.03.2024 р.



## Додаток В

ЗАТВЕРДЖУЮ

Генеральний директор  
ПРАТ «Суха Балка»

Баш В.О.

« 19 » \_\_\_\_\_ 2024 р.



## АКТ

використання результатів дисертаційної роботи Почтарьова Олексія  
Васильовича: «Удосконалення технологічних засобів управління  
якістю залізородної сировини при підземній розробці», представленої  
на здобуття наукового ступеня доктора філософії

Наступним актом підтверджено, що використання результатів дисертаційної роботи Почтарьова О.В. «Удосконалення технологічних засобів управління якістю залізородної сировини при підземній розробці» дозволило підвищити якість видобутої залізної руди на 0,83%, що призвело до збільшення відпускнуої ціни залізної руди при її продажу на внутрішньому ринку в середньому на  $C_p = 68$  грн за тону. При середньому обсязі продажу руди на рівні  $Q = 140,0$  тис. т річний економічний ефект  $E_p$  складе:

$$E_p = Q \times C_p = 140\,000 \times 68 = 9\,520\,000 \text{ грн,}$$

де  $E_p$  – економічний ефект в гривнях, грн;

$Q$  – середній обсяг продажу руди за рік, т;

## Додаток Г

Список публікацій здобувача за темою дисертації та відомості про апробацію її результатів

**Статті, які включені до міжнародних наукометричних баз, статті у наукових виданнях інших держав та у наукових фахових виданнях України:**

1. Ступнік М.І., Хівренко О.Я., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Почтарьов О.В. Підвищення якості відбійки руди в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» / Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, 2021. Вип. 52. С. 3 – 10.

<http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/4105>.

2. M.I. Stupnik, V.O. Kalinichenko, O.V. Kalinichenko, A. Pochtarev. Technological measures to enhance efficiency of mining ore from stopes applying self-propelled equipment / E3S Web Conf. Volume 280, 2021 Second International Conference on Sustainable Futures: Environmental, Technological, Social and Economic Matters (ICSF 2021). 30 June 2021. P. 1–8.

<https://doi.org/10.1051/e3sconf/202128008010>. (Scopus).

3. Stupnik M. Improvenemt of ore drawing technology and mined iron ore grade in underground mining / M. Stupnik, V. Kalinichenko, A. Pochtarev // Innovative development of resource-saving yechnologies and sustainable use of natural resources : proceeding of the 4rd International scientific and technical conference. – Petroșani, Romania : UNIVERSITAS Publishing, 2021. – Edition 4. – P. 137–139. <http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/4138>. (Scopus).

4. Ступнік<sup>1</sup> М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Почтарев А. Підвищення якості руди при використанні самохідної навантажувально-доставочної техніки / Матеріали науково-технічної інтернет-конференції "Розвиток промисловості та суспільства". Кривий Ріг, 2021. С. 3.

<http://www.knu.edu.ua/storage/files/2/Наука/Конференції/Конференції%202021/Розвиток/Тези %202021 %20ОК2.pdf>.

5. Mykola Stupnik, Vsevolod Kalinichenko, Olena Kalinichenko and Alexey Pochtarev. Improvement of extracted iron ore grade in underground mining / IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 970, III International Conference "Essays of Mining Science and Practice" 06/10/2021 - 08/10/2021 Dnipro. P. 1–8. <https://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/970/1/012048>. (Scopus).

6. Mykola Stupnik, Olena Kalinichenko, Mykhailo Fedko, Mykhailo Hryshchenko, Vsevolod Kalinichenko, Serhii Chukharev, Sofiia Yakovleva, Alexey Pochtarev. Study and enhancement of underground mining technologies to prevent earth's surface failures / Revista Minelor / Mining Revue (MinRv). University of Petrosani, Romania. 2022 - Vol 28: Nr. 1. P. 46 – 53.

<https://sciendo.com/it/article/10.2478/minrv-2022-0004>.

7. Stupnik, Mykola; Kalinichenko, Vsevolod; Kalinichenko, Olena; Pochtarev, Alexey; Fedko, Mykhaylo; Pysmennyi, Serhii. Methodology enhancement for determining parameters of room systems when mining uranium ore in the SE “SKHIDGZK” underground mines, Ukraine / Mining of Mineral Deposits. ISSN 2415-3443 (Online) | ISSN 2415-3435 (Print). Journal homepage <http://mining.in.ua>. Volume 16 (2022), Issue 2, pp. 33-41. <https://doi10.33271/mining16.02.033>. (Scopus).

8. Mykola Stupnik, Tetiana Oliinyk, Alexey Pochtarev, Olena Kalinichenko and Vsevolod Kalinichenko. Enhancement of the quality of marketable iron ore products of Kryvyi Rih iron ore basin. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 1156, IV International Conference "ESSAYS OF MINING SCIENCE AND PRACTICE" (RMGET-2022) 09/11/2022 - 11/11/2022 Dnipro, Ukraine. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012031>. (Scopus).

9. Почтарьов О.В. Дослідження впливу відхилення свердловини від проектного контуру на якість подрібнення руди / Почтарьов О.В.,

Калініченко О.В., Калініченко В.О., Кучерук, М. О. // «Вісник НУВГП» випуск 1 (97) 2022 р. - С. 189-194.

<https://ep3.nuwm.edu.ua/24830/1/Vt9717%20%281%29.pdf>.

### **Патенти України:**

10. Пат. 150784 Україна, МПК E21C 41/16. Спосіб підготовки очисного блоку / Ступнік М.І., Калініченко В.О., Кривенко О.Ю, Калініченко О.В., Почтарьов О.В., Грищенко М.А.; заявл. 14.06.21; опубл. 20.04.22, Бюл. №16.

**Апробація результатів дисертації.** Основні положення дисертаційної роботи та результати досліджень доповідалися міжнародних науково-практичних конференціях: E3S Web Conf. Volume 280, 2021 Second International Conference on Sustainable Futures: Environmental, Technological, Social and Economic Matters (ICSF 2021). 30 June 2021; "Розвиток промисловості та суспільства". Кривий Ріг, 2021; IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 970; III International Conference "Essays of Mining Science and Practice" 06/10/2021 - 08/10/2021 Dnipro; IV International Conference "ESSAYS OF MINING SCIENCE AND PRACTICE" (RMGET-2022) 09/11/2022 - 11/11/2022.

**Особистий внесок здобувача.** Результати досліджень науково-технічного завдання в цілому реалізовано в науково-дослідних роботах, в яких здобувач навів результати досліджень технологічних заходів для підвищення якості залізної руди, яка видобувається підземним способом. У роботах [7, 8], надрукованих у співавторстві, особистий внесок здобувача полягає у виконанні аналізу та науковому обґрунтуванні параметрів технології підземної розробки, в той час як в роботах [1, 3, 5] автор обґрунтував вплив параметрів відбійки на якість відбитої руди. В роботі [6] удосконалено наукові основи управління напружено-деформованим станом масиву в підземних умовах рудних шахт. В роботі [9] особистий внесок здобувача полягає в дослідженні та розробленні методики розрахунку

параметрів БВР з урахуванням відхилення свердловин. В роботах [2, 4] встановлено закономірності зміни величини втрат руди у відпрацьованих блоках при застосуванні самохідної техніки, а в роботі [10] запропоновано новий спосіб підготовки блоку до очисного виймання, який дозволяє підвищити якість видобутої руди.