

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
Кафедра підземної розробки родовищ корисних копалин

На правах рукопису

ЦАПЕНКО СТАНІСЛАВ ІГОРОВИЧ

УДК 622.272

УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ОЧИСНИХ РОБІТ НА ГЛИБОКИХ
ГОРИЗОНТАХ Ш. «КРИВОРІЗЬКА» ПРАТ «КРИВБАСЗАЛІЗРУДКОМ»

Випускна робота на здобуття кваліфікаційного рівня
«Магістр з гірництва»

Спеціальність 184 ГІРНИЦТВО

Керівник: д.т.н., професор

Калініченко Всеволод Олександрович

Кривий Ріг

2024 р.

ЗМІСТ

	Стор.
РЕФЕРАТ.....	4
ВСТУП.....	6
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ РОЗВИТКУ ОЧИСНИХ РОБІТ НА ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТАХ ШАХТ СВІТУ.....	8
1.1. Приклади та досвід відпрацювання родовищ на глибоких горизонтах в світовій практиці провідних шахт	8
1.2. Сучасний стан очисних робіт на глибоких горизонтах шахти «Криворізька» ПрАТ «Кривбасзалізрудком».....	16
1.3. Висновки.....	24
РОЗДІЛ 2. ДОСЛІДЖЕННЯ ШЛЯХІВ ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ОЧИСНИХ РОБІТ НА ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТАХ Ш. «КРИВОРІЗЬКА» ПрАТ «КЖРК».....	26
2.1. Загальні вимоги.....	26
2.2. Технологічні заходи підвищення ефективності очисних робіт при відбійці руди.....	28
2.3. Технологічні заходи підвищення ефективності очисних робіт при випуску відбитої руди.....	45
2.4. Висновки.....	61
РОЗДІЛ 3. РОЗРОБКА ТА УДОСКОНАЛЕННЯ ВИСОКОЕФЕКТИВНИХ ТЕХНОЛОГІЙ ОЧИСНИХ РОБІТ НА ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТАХ Ш. «КРИВОРІЗЬКА» ПРАТ «КРИВБАСЗАЛІЗРУДКОМ».....	64
3.1. Загальні відомості.....	64
3.2. Розробка високоефективної технології підповерхового обвалення руди для глибоких горизонтів ш. «Криворізька» ПрАТ «Кривбасзалізрудком».....	64
3.3. Висновки.....	67
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ.....	68

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	72
---------------------------------	----

РЕФЕРАТ

Магістерська робота складається із: 73 сторінок тексту; 19 рисунків; 4 таблиць; 19 найменувань використаної літератури.

В роботі виконано аналіз сучасних шляхів удосконалення технології очисних робіт при переході на видобуток залізних руд з глибоких горизонтів підземних шахт.

Досліджена проблема розробки нових, високоефективних технологій відбійки багатих залізних руд підземним способом. Доведена необхідність збереження високої продуктивності буріння глибоких свердловин з високою ефективністю відбійки руди.

Запропоновані шляхи підвищення ефективності буро-вибухових робіт (БВР) та досягнення високої економічної ефективності відпрацювання запасу родовища.

Встановлено, що однією з основних проблем підвищення ефективності очисних робіт є забезпечення якості подрібнення відбитої руди, яка впливає на інші технологічні процеси.

Доведено, що важливим фактором, який впливає на якість подрібнення відбитої руди є викривлення свердловин.

Виявлені основні закономірності викривлення свердловин та шляхи мінімізації впливу основного фактору на подальшу якість відбійки руди в очисному блоці.

Встановлені залежності викривлення свердловин від основних впливових факторів.

Отже, метою роботи є дослідження та наукове обґрунтування високоефективних заходів підвищення якості БВР при підземному видобутку руди в умовах глибоких горизонтів шахти «Криворізька» ПрАТ «Кривбасзалізрудком».

Для досягнення поставленої мети в роботі вирішені наступні завдання:

1. Зроблено аналіз сучасного стану розвитку очисних робіт на глибоких горизонтах шахт світу.

2. Виконані дослідження та розроблені технологічні заходи підвищення ефективності очисних робіт при відбійці руди.

3. Розроблено та удосконалено технології очисних робіт на глибоких горизонтах ш. «Криворізька» ПрАТ «Кривбасзалізрудком».

На основі досліджень розроблений та науково обґрунтований раціональний варіант технології відбійки руди глибокими свердловинами, який дозволяє покращити схеми випуску і доставки руди у порівнянні з базовою технологією.

Ключові слова: підземний видобуток, багаті залізні руди, очисна виїмка, буро-вибухові роботи, викривлення свердловин, якість подрібнення руди.

ВСТУП

Навіть на сьогоднішній день Україна залишається одним з найбільш потужних гірничо-металургійних комплексів в світі. Робота цього комплексу і перспективи його стратегічного розвитку гірничо-добувної промисловості у воєнний та післявоєнний період нерозривно пов'язані з подальшим удосконаленням технології видобутку залізородних родовищ підземним способом.

Такий підхід обумовлений наявністю в надрах України значних запасів багатих залізних руд, які відносяться до категорії «промислових». Відпрацювання таких руд здійснюється, як правило, підземним способом і характеризується досить складними гірничо-геологічними умовами їх залягання.

Навіть у воєнний час економічний потенціал України в значній мірі залежить від ефективності функціонування гірничо-металургійного комплексу. На сьогодні, важка гірничо-добувна промисловість забезпечує близько 30% внутрішнього валового продукту (ВВП).

Безумовно головним підрозділом гірничо-металургійного комплексу є залізодобувна промисловість.

Якість залізородної сировини значною мірою залежить від якості виконання буро-вибухових робіт, що дозволяє забезпечити конкурентоспроможність залізородної сировини на внутрішньому і зовнішньому ринках.

Якість виконання буро-вибухових робіт впливає на ефективність очисних робіт в цілому та конкретних подальших процесів підземних гірничих робіт.

Від якості подрібнення залежить ефективність випуску і доставки відбитої руди.

Навіть подальші процеси додаткового подрібнення та наступного металургійного переділу залежать, значним чином, від початкової якості подрібнення руди при відбійці.

Тому обрана тема магістерської роботи є актуальною і представляє значний інтерес для гірничодобувних підприємств з підземним способом видобутку.

Необхідно розробити високоефективні заходи з удосконалення технології очисних робіт на глибоких горизонтах ш. «Криворізька» ПрАТ «Кривбасзалізрудком».

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ РОЗВИТКУ ОЧИСНИХ РОБІТ НА ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТАХ ШАХТ СВІТУ

1.1. Приклади та досвід відпрацювання родовищ на глибоких горизонтах в світовій практиці провідних шахт

Відпрацювання родовищ на глибоких горизонтах в світовій практиці провідних шахт є досить важливим завданням для гірничої науки і практики. Це пов'язано з тим, що на сьогодні їх питома вага становить 70-80% [1] запасів кольорових, благородних, рідкісних, радіоактивних і розсіпних металів магматогенно-метасоматичної групи.

Якщо проаналізувати світові тенденції та найглибшою шахтою світу на сьогодні є шахта *Tau Tona*. Це золотовидобувна шахта, яка розташована в 70 км від Йоханнесбургу (ПАР). Золотоносні пласти залягають під кутом до 21 град. і розробляються на глибині від 2000 до 3640 м.

Схема підготовка родовища на робочому горизонті здійснюється польовими відкотними штреками перерізом близько 16 м² та бремсбергами, які пройдені вгору вздовж пласту до верхнього поверху.

Бремсберги підготовлюють відразу дві панелі, видобуток в яких, ведеться буропідривних способом у лавах [2,3].

Недоліком даної схеми підготовки і відпрацювання панелі є більш низька продуктивність і концентрація робіт порівняно з відпрацюванням лавами, а також більш складна схема вентиляції.

Однією з передових та інноваційних шахт світу є рудник «*Кірунавара*» в Швеції. Одноименна шахта, або шахта «*Кіруна*» видобуває багаті магнетитові руди. Підготовчі роботи ведуться на горизонті -1365м, який на даний момент вже частково введений в експлуатацію.

Родовище залізних руд на руднику «*Кіруна*» розкрито вертикальними стволами, розташованими у лежачому боці покладу (рис. 1).

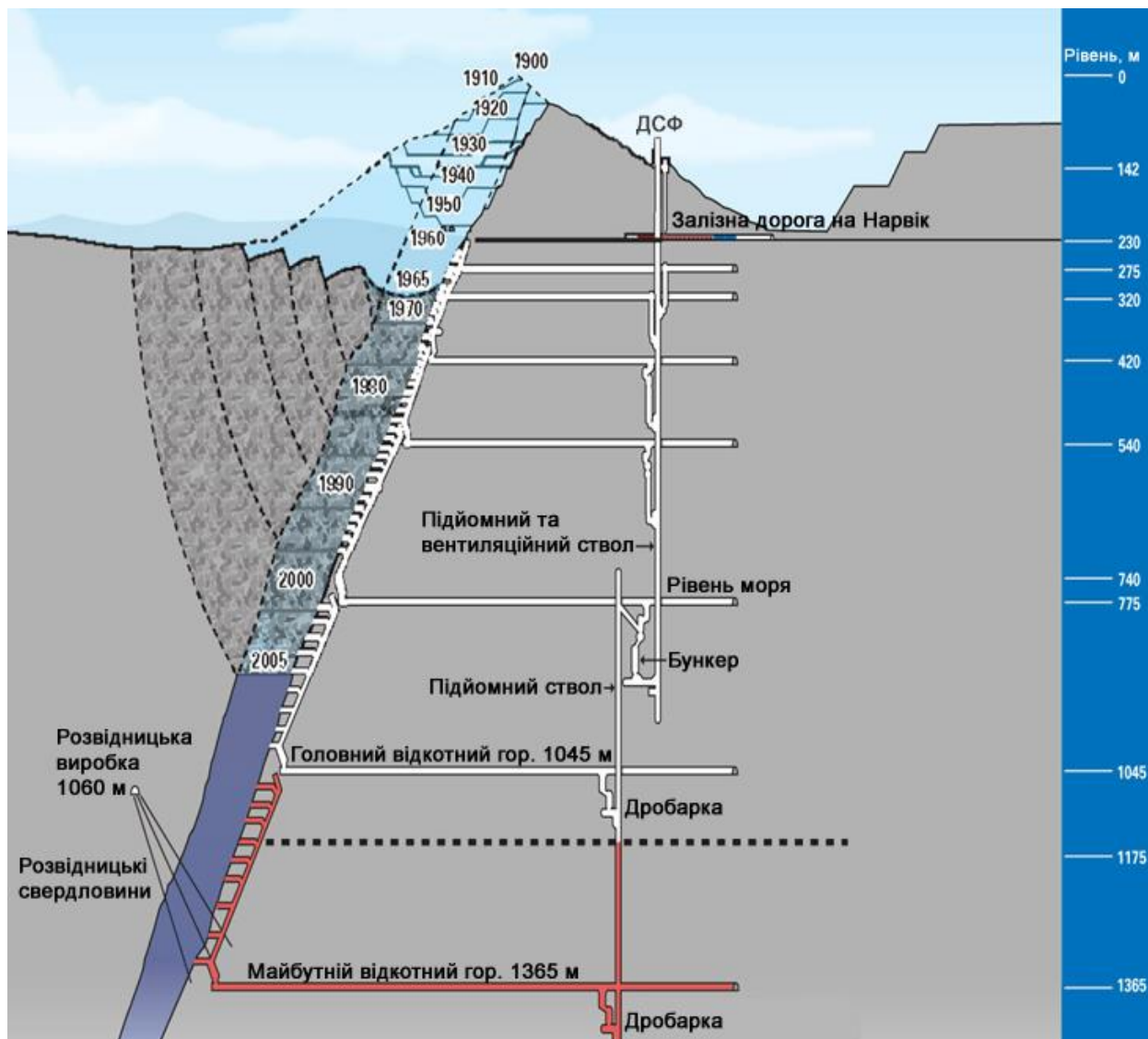


Рис. 1. Схема розкриття залізорудного родовища рудника «Кірунавара»

Від рудопідйомного ствола до покладу залізних руд проведені квершлагги. Шахтне поле поділене на вісім секцій, кожна з власним рудоспуском та вентиляційною системою (рис. 2).

Запаси поверху розподілені на підповерхи висотою 28,5м. З поверхні до поверху, що відробляється, пройдені спіральні з'їзди для руху самохідної техніки. На кожному підповерсі, в межах кожної виробничої секції, проходяться підповерхово-доставочні штреки, з яких до рудного тіла проводяться доставочно-бурові тупикові орти.

Доставочні підповерхові штреки сполучені з рудоспусками, що з'єднують кожний підповерх з головним відкотним горизонтом.

Перевагами даного способу розкриття та підготовки родовища є:

- відсутність капітальних витрат на проведення поверхових квершлагів і приствольних виробок на кожному горизонті;
- простота конструкції;
- незалежна ефективна вентиляція в кожній секції шахтного поля;
- наявність трьох рудоспусків в кожній секції, що дозволяє здійснювати сортування відбитої руди за якістю вже на етапі транспортування відбитої руди.

Недоліками даної схеми є:

- значна довжина доставки відбитої руди при відпрацюванні очисних блоків, що знаходяться на флангах підповерху;
- застосування технології з торцевим випуском відбитої руди через навантажувальні заходки, які проходять під кутом до навалу руди, що знижує продуктивність доставки.

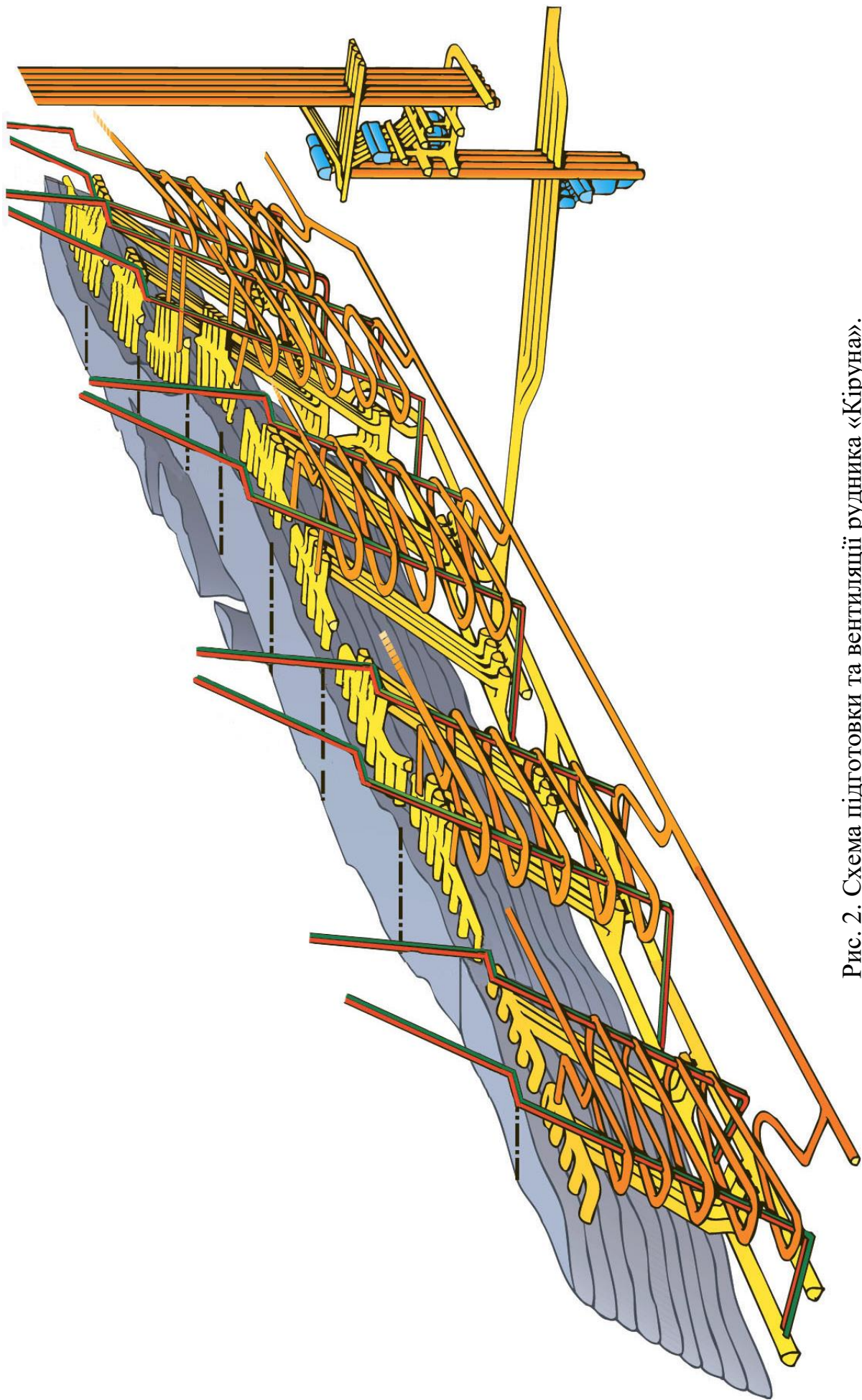


Рис. 2. Схема підготовки та вентиляції рудника «Кіруна».

Цікавим прикладом очисних робіт на глибинах понад 1500м є рудник *Kidd Крик (Kidd Creek)* (рис. 3, 4) в Онтаріо (Канада) [4,5]. Рудник відпрацьовує родовище поліметалевих руд. Крім основних корисних копалин, якими є мідь і цинк тут також видобувають індій, мідно-нікелевий карбонат та ін.

Родовище почали розробляти відкритим способом, а з 1968 р. застосовується комбінована розробка з поступовим переходом виключно на підземний видобуток. Будівництво підземної шахти почалося при фактичній глибині кар'єра 150м і закінчилося за 7-10 років при глибині кар'єру близько 250 м.

За 10 років були пройдені рудопідйомний і допоміжні стволи до глибини 900 м, споруджено поверхневий і підземний рудоприймальний комплекс. Пройдені виробки розкриття і підготовки на двох робочих горизонтах. З кар'єру пройдено спіральний з'їзд для доставки самохідного гірничого устаткування.

Пройдено комплекс капітальних рудоспусків і два вентиляційних підняткових (один пройдений з кар'єру з глибини 150м).

У зв'язку із значними коливаннями якості і нерівномірної продуктивності видобутку було прийнято рішення про збільшення ємкості осереднювального складу приблизно в 2 рази.

По мірі збільшення підземного видобутку потужність кар'єру зменшувалась, забезпечуючи стабільний сумарний обсяг видобутку руди. Таким чином був забезпечений постійний рівень завантаження збагачувальної фабрики.

В даний час рудне тіло розкрито з поверхні до гор. 1400м (див. рис. 4). В проходці знаходиться ствол № 3, що забезпечить другий ступінь розкриття до глибини 2070м. У перспективі відпрацювання запасів планується до глибини 3100м. На підприємстві застосовується потужне бурове і навантажувально-доставочне обладнання фірм виробників "*Ingersoll Rand*", "*Mission*", "*Cubex*", "*Tamrock*".



Рис. 3. Поверхневый комплекс кар'єру і шахти «Кід Крик»

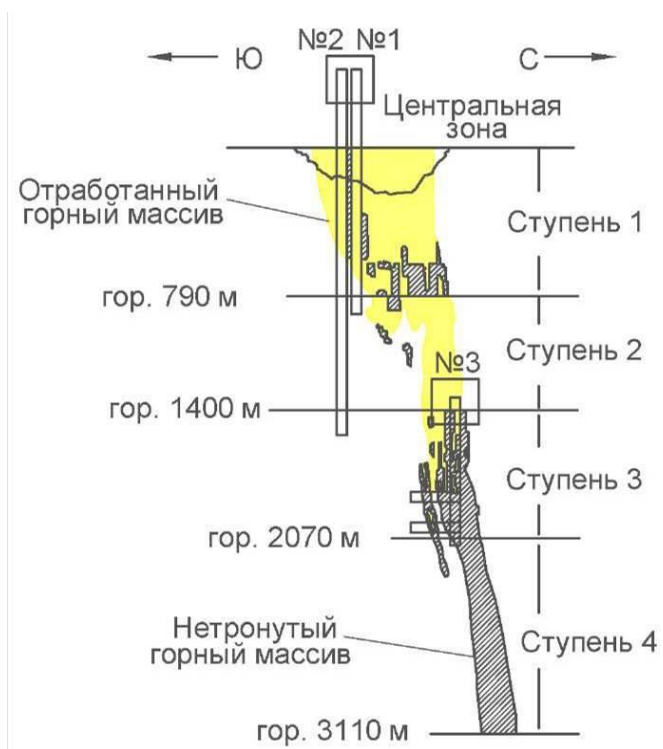


Рис. 4. Схема розкриття родовища «Кід Крик»

Гарним прикладом розробки родовищ на значних глибинах є родовище рудника *Фінч (Finsch)*. Спочатку, родовище розроблялось відкритим способом до 90-х минулого сторіччя [8]. Починаючи з 1991 року видобуток ведеться підземним способом під чашею відпрацьованого кар'єру. Розкриття ділянки ПГР здійснене з поверхні спіральними з'їздами до гор. 680м і стволом глибиною 763м. Роботи ведуться системою поверхового примусового обвалення на гор. 630м.

На руднику застосовують високомеханізовані комплекси прохідницького обладнання, в тому числі - для буріння на повний переріз піднятєвих діаметром 2,9м і більше. На очисних роботах для буріння глибоких свердловин діаметром 102мм і довжиною до 45м використовують напівавтоматизований буровий комплекс "Tamrock" із сухим бурінням свердловин, рис. 5.



Рис. 5. Застосування напівавтоматичного бурового устаткування "Tamrock" на шахті «Фінч»

Цікавим прикладом глибоких рудників може бути австралійське мідно-золоторудне родовище *Озборн* (Osborne), розташоване в Квінсленді. Родовище відпрацьовується підземним способом в борту кар'єру, виведеного з експлуатації на початковому етапі [9].

Розкриття родовища підземними гірничими роботами здійснюється штольнею, пройденою з борта відпрацьованого кар'єру та новими вертикальними стволами.

На шахті, на глибоких горизонтах був введений в експлуатацію підземний дробильний комплекс.

Очисна виїмка здійснюється системою розробки з відкритими очисними камерами. Процент вилучення руди з надр при цьому складає 90% камерних запасів.

Для буріння свердловин використовують бурові каретки "*Tamrock 8205D*". Відбита руда вантажиться навантажувачами "*Elphinstone 2800 LHD*" і транспортується підземними самосвалами "*Caterpillar 769C*".

Особливий інтерес представляє собою група рудників Австралії, на яких підземні гірничі роботи здійснюються одночасно з відкритою розробкою. У цьому випадку верхня частина родовища відпрацьовується карєром, в той час, як на глибоких горизонтах руда видобувається підземним способом.

В Австралії родовище *Нозпаркерс* (*Northparkes*), розташоване в 27 км від м. Паркерс [10] відпрацьовують саме таким, комбінованим способом. Підприємство видобуває і отримує високоякісний мідно-золотий концентрат.

Рудне поклад, що відпрацьовується підземним способом, має потужність близько 200м і поширюється на глибину понад 1000м. Доступ до підземного рудника здійснюється через похилий ствол, який використовують для транспортування руди конвеєром, а також для доставки людей і матеріалів. При розробці використовують систему підповерхового обвалення.

1.2. Сучасний стан очисних робіт на глибоких горизонтах шахти «Криворізька» ПрАТ «Кривбасзалізрудком».

Шахта «Криворізька», колишня ш. Родіна, розташована в Саксаганському районі м. Кривого Рогу, в центральній частині залізрудного басейну, рис. 6. Поверхня гірничого відводу має рівнинний характер з ухилом на схід в напрямку р. Саксагань.

Гірничий відвід шахти з півдня прилягає до гірничого відводу шахти ім.Артема-1 ПрАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг", а з півночі - шахти "Покровська", колишня ш. Октябрська (див. рис. 6). Загальна довжина гірничого відводу - 3,2 км, ширина - 3,8 км, площа - 12 км².

Сировинну базу шахти "Криворізька" складають поклади "Основна 95", "Паралельна кар'єру № 2" і "Основна кар'єру № 5", які представляють собою витягнуті за простяганням рудні тіла стовпоподібної, штокоподібної та гніздо-подібної форми, які розташовуються в джеспілітах і роговиках переважно П'ятого і в меншій мірі Шостого залізистого горизонтів. Головними рудними мінералами в них є мартит (70-90%) та гематит (5-10%). Найбільше значення мають метаморфічні породи Криворізької серії. Стратеграфічно вони підрозділяються на 4 світи: нульову K_0 , нижню K_1 , середню K_2 та верхню K_3 (рис.1.3).

Нульова світа K_0 складена амфіболітами й розвинена в східній частині гірничого відводу. Потужність Північно-східної світи досягає 400-500м. Нижня світа K_1 представлена конгломератами, кварцитами, роговиками та хлорит-карбонат-тальковими сланцями. Потужність нижньої світи K_1 складає 100-200м.

Середня або залізрудна світа K_2 складається з семи залізистих і сланцевих горизонтів, які чергуються поміж собою. Потужність світи становить в середньому 1700-1800м.

Залізисті горизонти представлені мартитовими, мартит-гематитовими, мартит-магнетитовими, карбонат-силікато-магнетитовими рудами, а також

шаруватими роговиками і джеспілітами. Міцність їх коливається від $f = 4-6$ до $f = 10-14$ балів.

шахта "Родина"

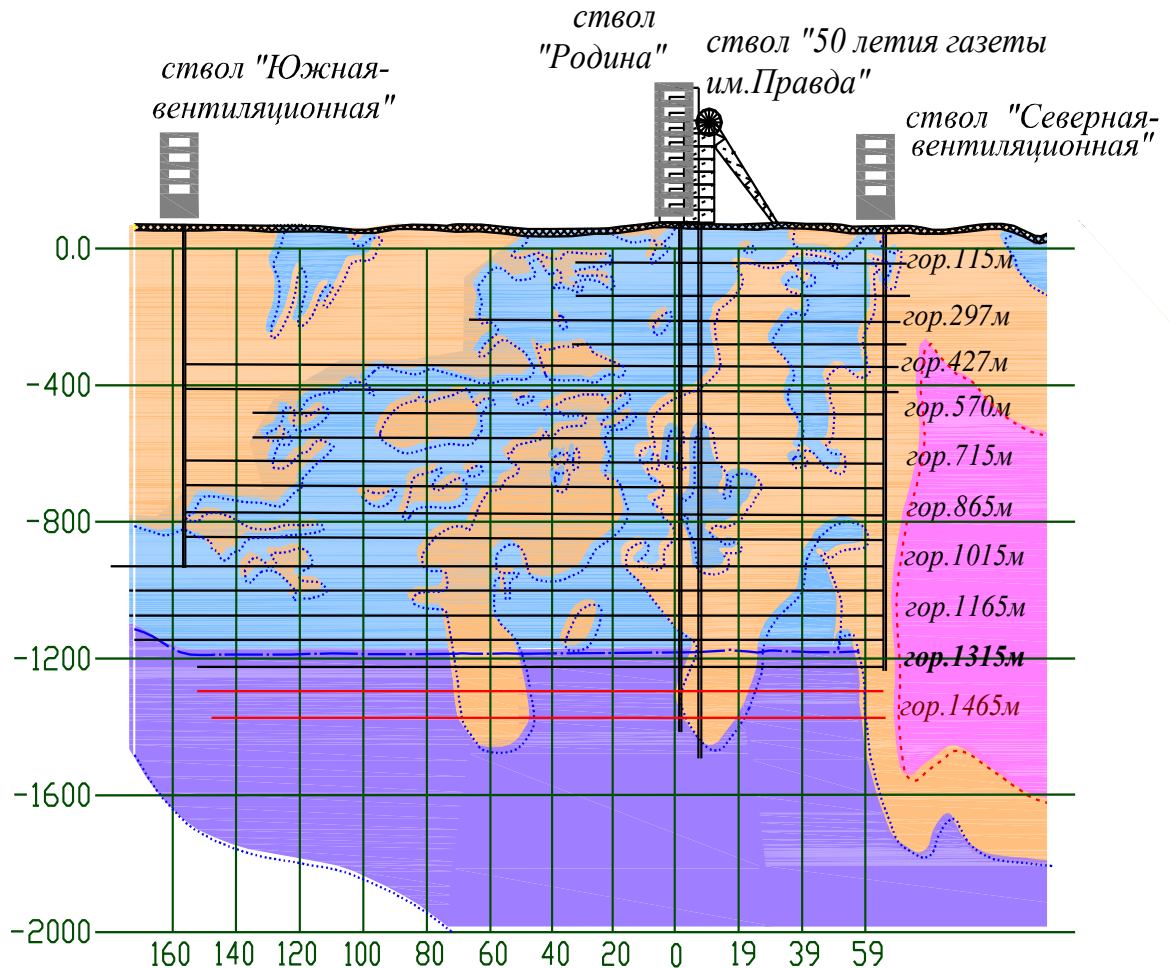


Рис. 6. Вертикальна проекція родовища, що відробляється ш.«Криворізька», колишня ш."Родіна"

Вміст заліза в них становить 28,0-40,4%. Сланцеві горизонти складені кварцево-серіцитовими, хлоритовими, кварц-серіцито-біотитовими, та іншими сланцями. Верхня світа K_3 являє собою сланці різного складу і кварцево-карбонатні породи. Потужність світи становить 2-3км.

Міцність руд змінюється від 2-3 до 7-9 балів за шкалою проф. М.М. Протодьяконова. Об'ємна вага руд в покладах змінюється від 3,47 до 3,6 т/м³ і в середньому складає 3,58 т/м³. Вміщуючі породи представлені джеспілітами,

залізистими роговиками, міцність їх поблизу контакту з рудами змінюється від 4-6 до 7-9 балів, а далі від контакту - до 10-14 балів.

В геологічній будові району беруть участь магматичні і метаморфічні породи, покриті до поверхні пухкими осадовими відкладеннями (рис.1.4). Горизонтальна потужність покладів коливається від 3 до 64м. Довжина за простяганням - до 1450м. Простягання і падіння відповідно вміщуючим породам під кутом падіння 30-37°. Схилення покладів північне і південне з кутами 32-80°.

Запаси у поверсі 1165-1240м складають 12,2 млн т, у поверсі 1240-1315м – 14,1 млн т, а до глибини 1465м – 59,5 млн т. Горизонтальна потужність покладів коливається від 8-10 до 26м, довжина за простяганням - від 180 до 880м. Кут падіння покладу коливається в межах 38-65°. Середній вміст заліза руди в масиві складає 60-61%.

У здвоєному поверсі 1315-1465м простежуються два рудних поклади – «Основний №95», який приурочений до четвертого та п'ятого залізистих і п'ятого сланцевого горизонтів, і «Кар'єра №2», який розташований у шостому залізистому горизонті.

Форма покладів плаstopодібна і гніздоподібна. Поклади залягають згідно з вміщуючими породами і мають північно-східне простягання з азимутом 20-25° та північно-західне падіння під кутом 36-57°. Довжина покладів за простяганням відповідно 1560 і 90м, потужність 54 і 24,5м, рудна площа відповідно 129183 і 4060 м².

Рудне родовище шахти «Криворізька» на глибоких горизонтах (нижче 1015м) розкриті чотирма вертикальними стволами шахт: «Криворізька», ім. газети «Правда», «Північна-Вентиляційна» і «Нова Південна-Вентиляційна», пройденими з поверхні в лежачому боку родовища, а також двома сліпими допоміжними стволами (рис. 7).

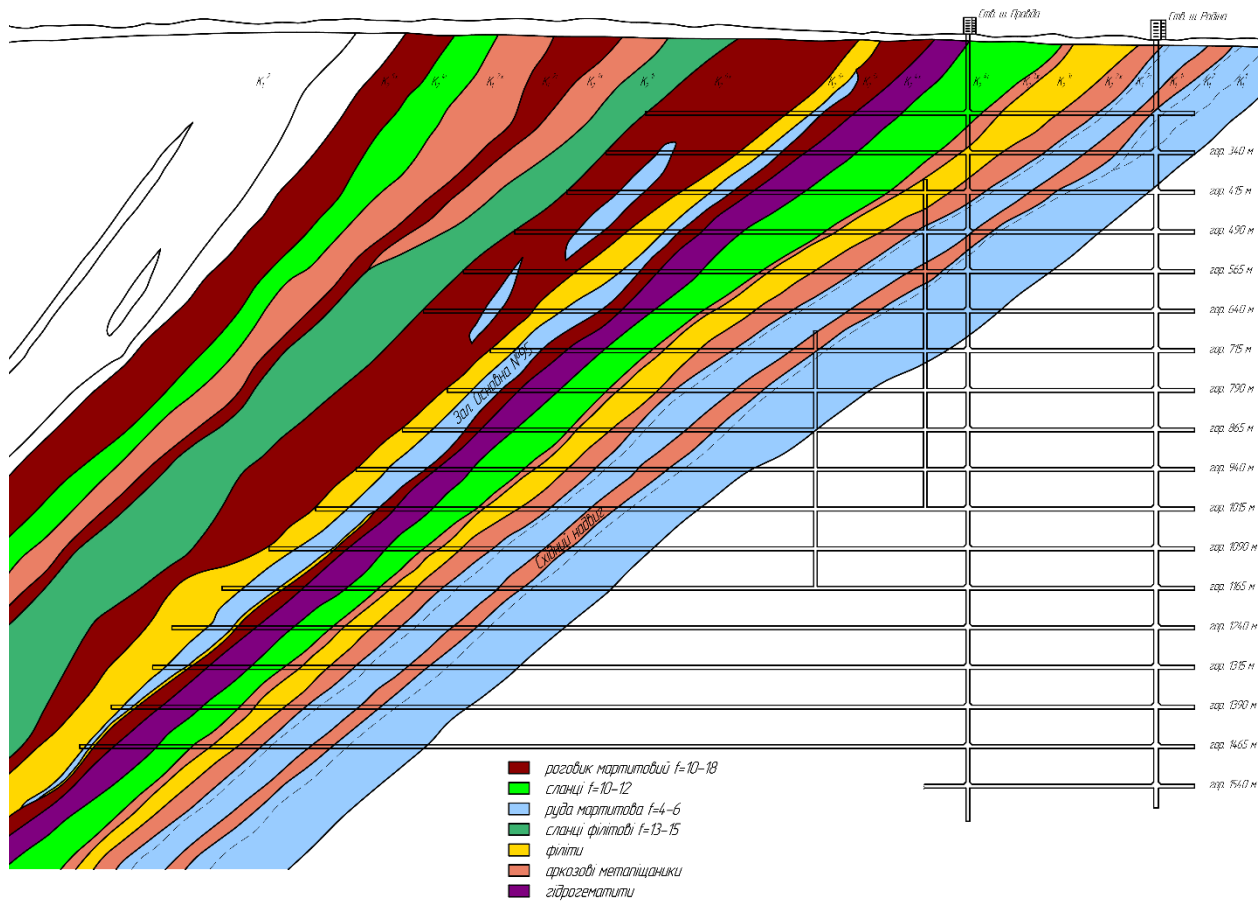


Рис. 7. Схема розкриття родовища шахти «Криворізька»

Ствол шахти «Криворізька» круглої форми діаметром у світлі 7,5м, пройдений з поверхні до гор. 1540м. Ствол призначений для підйому руди, спуску-підйому людей, матеріалів і обладнання, а також для подачі свіжого повітря на робочі горизонти. У стволі розміщені два скіпи вантажопідйомністю по 50 т кожний, двоповерхова вантажно-людська кліть з противагою, розрахована на підйом однієї вагонетки ВГ-4,5 вантажопідйомністю 10 т. Максимальна глибина підйому скіпової підйомної установки – 1600м.

Ствол шахти ім. газети «Правда» круглої форми з діаметром у світлі 7,0м, пройдений з поверхні до гор. 1570м. Ствол призначений для видачі пустих порід, спуску та підйому людей, матеріалів та обладнання, а також для подачі свіжого повітря в шахту. У стволі розміщені два скіпи вантажопідйомністю 7 т кожен, двоповерхова вантажно-людська кліть з противагою, розрахована на підйом на нижньому поверсі однієї вагонетки ВГ-2,2 вантажопідйомністю 5 т. Максимальна глибина підйому скіпової підйомної установки – 1600м.

Ствол шахти «Північна-Вентиляційна» круглої форми з діаметром у світлі 5,5м, пройдений з поверхні до гор. 1493м. Ствол призначений для видачі відпрацьованого повітря з шахти, а також є запасним механізованим виходом на поверхню. У стволі розміщена двоповерхова вантажно-людська кліть з площею підлоги кожного поверху 5,2 м².

Ствол шахти «Нова Південна-Вентиляційна» круглої форми з діаметром у світлі 6,5м, пройдений з поверхні до гор. 1015м. Ствол призначений для видачі забрудненого струменя повітря із шахти.

Нижче гор. 1015м родовище шахти «Криворізька» розкрито і підготовлено здвоєними поверхами загальною висотою 150м. Сутність способу полягає в тому, що одночасно розкривають і підготовлюють два поверхи (висота поверху 70-80м). Один із поверхів – нижній, є основним. На основному горизонті проходять всі приствольні виробки і камери, транспортний квершлаг до покладів, відкотні польові штреки, капітальні

підняттеві та ін. На проміжному горизонті проходять транспортні виробки, капітальні рудоспуски на основний горизонт та необхідний для розвантаження вагонеток бункер.

На шахті «Криворізька» застосовують схему розкриття та підготовки рудних покладів здвоєними поверхами, при якій рудопідйомний ствол з'єднують з проміжним горизонтом транспортним квершлагом, а перепуск руди з проміжного горизонту на основний здійснюють по капітальним рудоспуском (рис. 8).

Як видно із рис.8, основні транспортні горизонти на шахті «Криворізька» облаштовані на відмітках 1165, 1315, 1465м, проміжні горизонти – на відмітках 1240, 1390, 1540м.

У майбутньому передбачається спорудження основних транспортних горизонтів на відмітках 1615 і 1765м.

Відпрацювання рудних покладів при розкритті горизонтів здвоєними поверхами та застосуванні системи підповерхового обвалення руди і вміщуючих порід здійснюють одночасно на двох поверхах, що дозволяє збільшити коефіцієнт використання рудної площі та інтенсивність розробки родовища.

Розкриття і підготовка основних горизонтів здійснюється двоколійними квершлагами, пройденими від ствола шахти «Криворізька», одноколійними польовими відкотними штреками і тупиковими та закільцьованими ортами-заїздами, пройденими через кожні 60м, рис. 9.

Розкриття і підготовка проміжних горизонтів здійснюється одноколіїним відкотним квершлагом, польовими відкотними штреками та ортами-заїздами.

Для відпрацювання запасів руди у поверхах застосовують систему підповерхового обвалення руди і вміщуючих порід.

Доставка руди до рудоперепускних підняттевих здійснюється скреперними лебідками ЛС-30, ЛС-55.

Навантаження руди у вагонетки – за допомогою вібролюків типу АШЛ.

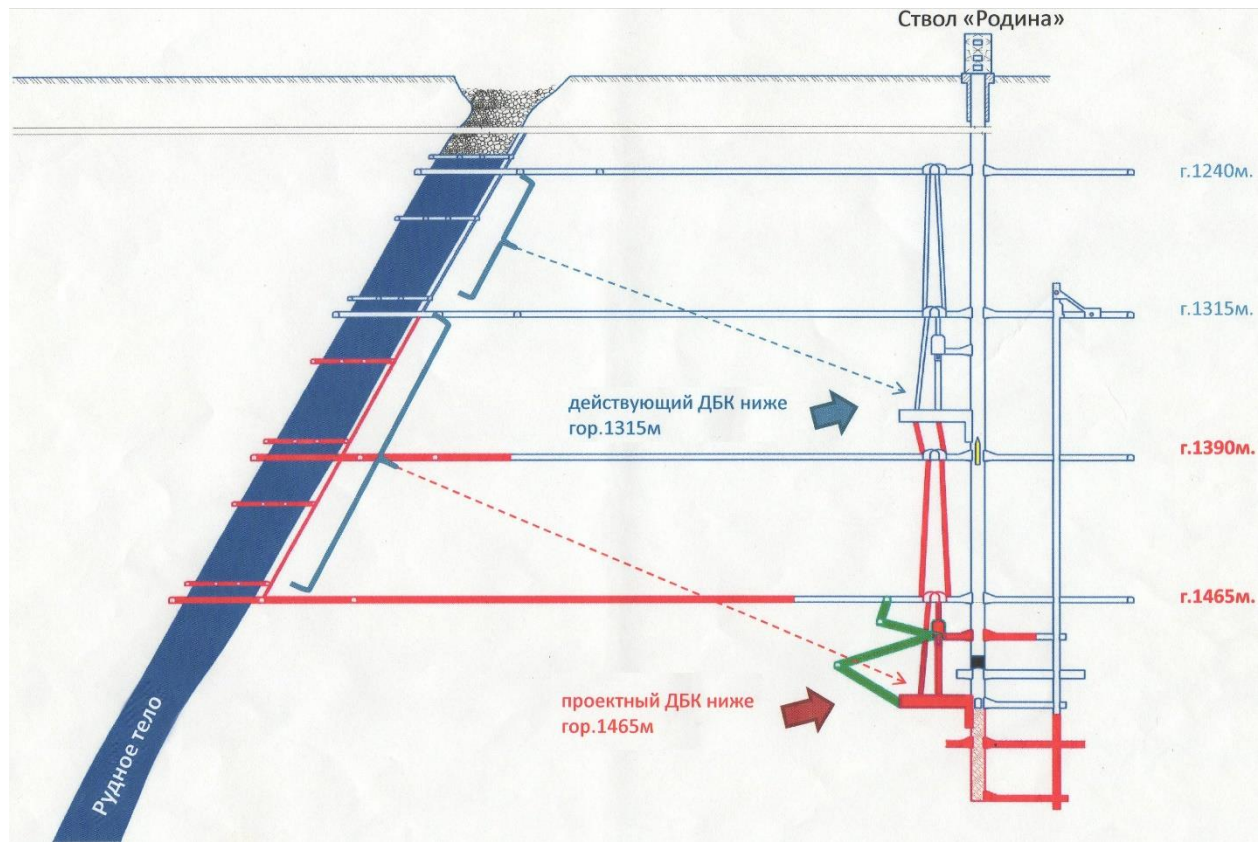


Рис. 8. Принципова схема розкриття та підготовки родовища шахти «Криворізька» з двоєними поверхами:

1 – капітальні рудоспуски; 2 – дробильно-бункерний комплекс; 3 – дозатор

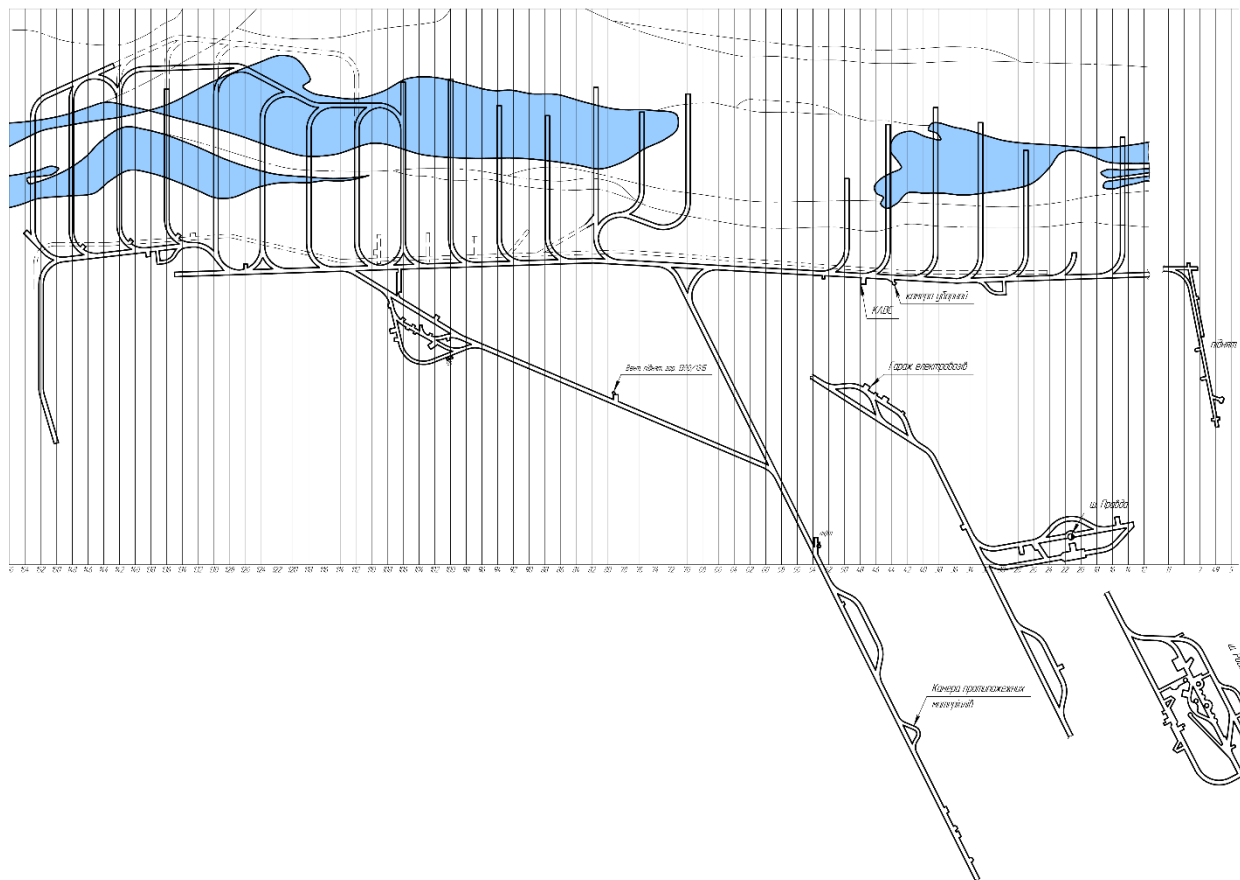


Рис. 9. Схема підготовки основного транспортного горизонту на шахті «Криворізька»

На основних і проміжних транспортних горизонтах застосовується електровозна відкотка руди електровозами типу 14КР, К-14У та вагонетками типу ВГ-4,5 та ВГ-4,5А вантажопідйомністю 10 т.

Для доставки людей від ствола до робочих місць використовуються вагони типу ВПШ-18.

Аналіз сучасного стану очисних робіт на шахті «Криворізька» дає підстави стверджувати, що у найближчі роки виникне критичне положення з подальшим відпрацюванням запасів руди на гор. 1390м, які складають більш ніж 14,890 млн т. Така ситуація виникла внаслідок відставання гірничокапітальних та нарізних робіт на гор. 1390м та гор. 1465м.

Крім того, на сьогодні є значне відставання будівництва на гор. 1465м дробильно-бункерного комплексу.

1.3. Висновки

На основі виконаного аналізу можна зробити наступні висновки:

1. Рудне родовище шахти «Криворізька» на глибоких горизонтах розкрито чотирма вертикальними стволами, а саме: шахт «Криворізька», ім. газети «Правда», «Північна Вентиляційна», «Нова Південна Вентиляційна». Стволи пройдені з поверхні в лежачому боці. Пройдено, також, два сліпих допоміжних ствола для з'єднання здвоєних поверхів загальною висотою 150м з розташуванням основних транспортних горизонтів на відмітках 1165, 1315 і 1465м.

2. Встановлено, що максимальна глибина підйому нині діючої скіпової підйомної установки становить 1600м. Таким чином, зважаючи на підйомні можливості шахти, подальше розкриття, підготовка та відпрацювання рудних покладів нижче гор. 1540м може бути здійснено шляхом подальшого поглиблення стволів шахт «Криворізька» та ім. газети «Правда» до глибини 1800-1900м. Основною умовою такого поглиблення є наступна заміна нині

діючої скіпової підйомної установки новою, більш потужною установкою з максимальною глибиною підйому 1800-1900м.

При другому варіанті розкриття родовища рекомендовано перехід на II-й ступінь розкриття рудних покладів сліпими вертикальними рудопідйомними і допоміжними стволами. Такі стволи проходять поблизу рудного покладу, за зоною можливої деформації та зсуву порід лежачого боку до глибини 2300-2500 м.

3. Отже, враховуючи сучасний стан очисних робіт на шахті «Криворізька» на сьогоднішній час і перспективи стратегічного розвитку їх на післявоєнний період, найбільш оптимальним варіантом ми бачимо перехід на II-й ступінь розкриття на горизонті 1465-1540м.

4. Фінальний вибір оптимального горизонту переходу на II-й ступінь розкриття та відпрацювання глибоких горизонтів необхідно здійснити на підставі техніко-економічних розрахунків і порівняння конкурентоспроможних варіантів.

РОЗДІЛ 2
ДОСЛІДЖЕННЯ ШЛЯХІВ ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ
ОЧИСНИХ РОБІТ НА ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТАХ
Ш. «КРИВОРІЗЬКА» ПрАТ «КЖРК»

2.1. Загальні вимоги

На сьогодні, в умовах воєнного та післявоєнного стану, підвищення ефективності видобутку корисних копалин є досить важкою, але вкрай необхідною задачею.

Видобуток залізних руд, як основної корисної копалини України, з кожним роком стає складнішим.

В першу чергу це пов'язано зі збільшенням глибини розробки родовищ залізних руд та погіршенням гірничо-геологічних та гірничо-технічних умов видобутку. Це стосується як відкритої розробки, так і підземних гірничих робіт.

Отже, підвищення ефективності очисних робіт на глибоких горизонтах сучасних шахт є важливою науково-практичною задачею [11-15].

Наявність такої задачі обумовлена тим, що складні гірничо-геологічні, геотехнічні та економічні умови, в яких здійснюється підземний видобуток залізних руд, призводять до виникнення значних складнощів в питаннях підвищення ефективності очисних робіт в процесі розробки, зниження показників засмічення руди пустими породами з виїмкою запасів корисних копалин з мінімальними фінансово-економічними витратами на виконання гірничих робіт.

Підвищення ефективності очисних робіт є факторами, який суттєво впливає на економічні результати підземної розробки в цілому по гірничодобувному підприємству.

Підвищення ефективності очисних робіт обумовлено тим, що висока ступінь стохастичності геологічних даних про геометричні параметри

родовищ і структурна будова рудних тіл впливають на кінцеві результати видобутку залізних руд.

Крім того, особливості засобів і способів виконання технологічних робіт з підготовки і видобутку запасів рудних тіл з надр призводять до того, що технологічно складно вилучити запаси родовища, точно дотримуючись геологічного виїмкового контуру. Це призводить до втрати частини рудного покладу в надрах і розубоження певної частини відбитої руди пустими породами.

Теоретично існують технології, які дозволяють максимально знизити або навіть виключити втрати і засмічення відбитої руди пустими породами, наприклад, використання систем розробки із закладкою виробленого простору. Але такі системи розробки характеризуються підвищеною собівартістю видобутку руди і застосовуються, як правило, при видобутку багатих руд, або в умовах, де необхідно зберігати недоторканою денну поверхню.

В загальному вигляді, для підвищення ефективності очисних робіт та поліпшення показників вилучення руди із очисних блоків необхідно розробити комплекс технологічних засобів для зниження втрат і засмічення залізних руд при підземному видобутку.

Комплекс таких заходів буде охоплювати наступні етапи технологічних процесів підземних гірничих робіт:

1. Буровибухові роботи.
2. Випуск відбитої руди.
3. Доставка відбитої руди.

2.2. Технологічні заходи підвищення ефективності очисних робіт при відбійці руди

Із практики металургії відомо, що максимальне вилучення заліза з руди відбувається при оптимальному куску подрібненої руди до розмірів від 6-10 мм до 50-80 мм.

Однак досягти таких розмірів куска за рахунок буровибухових робіт практично неможливо, або вкрай дорого.

Тому при розрахунку параметрів буровибухових робіт необхідно визначити оптимальні показники відбійки, які були б раціональними не тільки з точки зору якості подрібнення руди а й відповідали б вимогам мінімальної собівартості БВР по блоку.

Відомо, що якість подрібнення руди вибухом значним чином впливає на ефективність подальших процесів підземних гірничих робіт, таких як випуск і доставка відбитої руди.

Наявність великих кусків відбитої руди збільшує кількість зависань руди при випуску, а наявність мілких пилюватих частинок посилює можливість злежування відбитої руди і погіршення її сипких властивостей.

Такі відхилення погіршують продуктивність випуску і доставки відбитої руди до пунктів навантаження, що призводить, в свою чергу, до збільшення собівартості видобутку руди по блоку.

Таким чином, процес відбійки руди є, практично, основним процесом підземних гірничих робіт, який значною мірою впливає на всю технологію видобутку руди в шахті, та впливає на ефективність подальшої переробки рудної сировини в металургійну продукцію.

Аналіз основних причин низької якості подрібнення руди при буровибухових роботах дозволив визначити основну причину, яка найбільшим чином впливає на якість подрібнення відбитої руди.

На практиці, як правило, основним чинником неякісної відбійки руди є людський чинник. Він полягає в неякісному розрахунку параметрів буро-

вибухових робіт, недобурюванні або перебудуванні буровим майстром глибоких свердловин, наявність вибухівки незадовільної якості.

В той же час існують і об'єктивні умови низької якості подрібнення руди вибухом. Головною причиною, як правило, є гірничо-геологічні умови залягання покладу з досить нерівними контурами рудного тіла. На цю причину практично не впливає людський чинник.

При складних гірничо-геологічних умовах залягання покладу, значної його шаруватості, наявності включень шарів руди різної міцності зростає вірогідність значного викривлення свердловин відносно проєктного контуру. При наявності нерівного контуру рудного тіла такі свердловини можуть потрапляти у законтурний простір або пусті породи.

Відомо, що викривлення свердловин є досить загальним терміном.

Під цим терміном розуміють як відхилення свердловини від проєктного контуру в результаті неякісного забурювання, так і безпосереднє викривлення свердловин в процесі буріння при перетині шарів руди різної міцності і щільності.

Відхилення свердловин від проєктного контуру в результаті неякісного забурювання пояснюється, як правило, людським чинником і не носить постійного характеру. Тому такі випадки можна ігнорувати, поліпшуючи виробничу дисципліну.

Випадки з відхиленням свердловин від проєктного контуру в результаті несправності бурового обладнання також не мають постійного характеру, тому ними можна знехтувати.

Отже, основні проблеми з викривлення свердловин при розбудуванні очисного блоку спостерігаються при перетині шарів руди, які мають різну міцність, а іноді і щільність і тріщинуватість.

Безумовно викривлення свердловин впливає на вибір параметрів БВР, особливо величину лінії найменшого опору ЛНО та відстань між кінцями технологічних свердловин.

Такі фактори призводять до того, що відстань між кінцями сусідніх глибоких свердловин може:

- збільшитися, що безумовно призведе до утворення значної кількості негабаритних кусків відбитої руди;
- зменшитися, що навпаки, призведе до утворення значної кількості дрібної пилюватої фракції.

Варіанти можливого відхилення напрямку глибоких свердловин при розбурюванні очисного блоку представлені на рис. 10.



Рис. 10. Варіанти можливого відхилення напрямку глибоких свердловин при розбурюванні масиву блоку

З метою проведення аналізу фактичного викривлення свердловин в шахтних умовах при розбурюванні технологічних свердловин, було досліджено схеми відбійки руди глибокими свердловинами, які використовуються на ш. «Криворізька» АТ «Криворізький залізорудний комбінат» (КЗРК).

Балансовий запас очисного блоку ш. «Криворізька» становив 117,0 тис. т із середнім вмістом заліза 60,05%.

Очисний блок відпрацьовував ділянку покладу «Основний – 95», який розташований в центральній частині шахтного поля і мав вигляд пластоподібного рудного тіла з нерівномірним контуром.

Поклад «Основний – 95», представлений рудою мартитовою п'ятого залізного 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 руди та вміщуючих порід західне під кутами 45-55°.

Корисна копалина в межах очисного блоку представлена рудою мартитовою п'ятого залізного 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 окремоності. 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/м³.

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, середньшаруватої текстури, міцністю 12-14 балів (середня 13 балів) за шкалою професора М.М. Протодьяконова, інтенсивної тріщинуватості, $K_{стр.} < 0,5$, середньої стійкості, плитчастої окремоності. Їх об'ємна вага становить 3,4 т/м³.

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 окремоності.

Об'ємна вага становить $2,97 \text{ т/м}^3$. 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 очисного блоку не виявлено, розвинені незначні різнонаправлені тріщини сколювання, відриву та розшарування.

На підставі гірничо-геологічної характеристики покладу прийнято систему підповерхового обвалення з відбійкою руди вертикальними віями глибоких свердловин з утворенням похилої підсічки.

Формування похилої підсічки виконується також глибокими свердловинами.

Параметри очисного блоку розраховані та перевірені за інструкцією НДГРІ [16].

Довжина очисної панелі – 32 м.

Ширина очисної панелі – 28,5 м.

Ширина підсічки – 11,5 м.

Площа підсічки – $203,5 \text{ м}^2$.

Об'єм підсічки – $915,8 \text{ м}^3/\text{тис. т.}$

Об'єм компенсаційного простору – $6063 \text{ м}^3/\text{тис. т.}$

Розподіл запасів відбитої руди у дослідній панелі очисного блоку були наступними:

Запаси, відбиті свердловинами – 109,0 тис. т.

Запаси, відбиті штанговими шпурами – 8,0 тис. т.

Від нарізних робіт – 9,5 тис.т.

Усього запасу – 117,0 тис.т.

Fe у балансових запасах – $60,05 \%$.

Відстань між ортами скреперування 10 м, між дучками – 5,5м. Розрахунок ЛНО виконано згідно з інструкцією КГРІ за методикою проф. Ю.П. Капленка [17].

Згідно з методикою проф. Ю.П. Капленка [17], 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);

ρ – щільність заряджання (0,93);

η – 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 $a = 3,0 \cdot 1,0 = 3,0$ м.

На очисних роботах планується застосування віяла глибоких свердловин діаметром 110 мм.

Рекомендована схема розбурювання масиву забезпечує умови використання запланованих методів керування дії вибухом, що забезпечує мінімальний динамічний вплив продуктів вибуху на виробки та інші конструктивні елементи системи розробки.

З метою встановлення закономірностей впливу величини викривлення свердловин на зміну параметрів БВР, особливо на відстань між кінцями технологічних свердловин та величину ЛНО, були виконані дослідження величини викривлення свердловин.

Аналіз отриманих результатів дозволив виявити основні закономірності викривлення технологічних свердловин. Так виявлено, що при бурінні вертикальних віял технологічних свердловин навхрест простягання рудного тіла напрямом зміщення свердловини від проектного контуру та величина викривлення технологічних свердловин (рис. 11) залежить від кількох основних чинників.

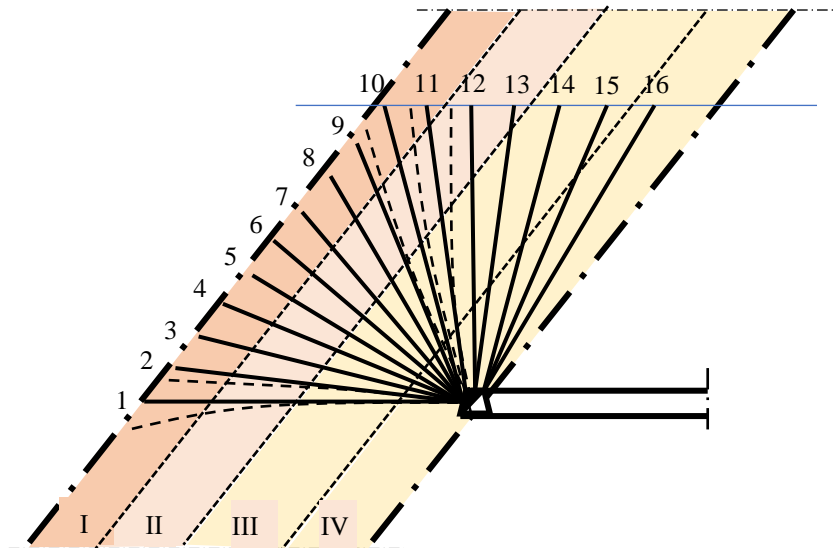


Рис. 11. Схема розбурювання очисного блоку вертикальним віялом технологічних свердловин з їх проєктним та прогнозним контуром: 1,2,3... номери свердловин у віялі; I,II,III, IV – шари рудного покладу

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

По–друге, величина викривлення кожної свердловини залежить від її діаметра.

По–третє, величина та напрямок викривлення технологічних свердловин залежить від базового кута пересікання глибокою свердловиною шарів руди з різними фізико-механічними характеристиками в шаруватому рудному покладі.

При бурінні вертикальних віял технологічних свердловин за простяганням рудного покладу напрямком їх відхилення і величина викривлення свердловини від проєктного контуру залежать від аналогічних чинників.

Практичні вимірювання викривлення глибоких свердловин на шахті «Криворізька» дозволили визначити наступні закономірності.

Найдовші свердловини в віялах, як правило, мають найбільше відхилення свердловин від проєктного контуру.

Результати дослідження відхилення свердловин від проектного контуру, виконані маркшейдерською службою ш. «Криворізька» в очисній панелі орта 104а гор.1367 м представлені в табл. 1.

Таблиця 1. Результати практичних вимірювань відхилення глибоких свердловин від проектного контуру в очисній панелі орта 104а гор.1367 м

№ свердловин	Довжина, м	Відхилення від проектного 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. 2.1 мінімальні відхилення технологічних свердловин від проектного контуру спостерігалися в перших свердловинах. Це пояснюється тим, що перші технологічні свердловини пробурені паралельно шарам руди. Отже вони практично не змінюють свого напрямку.

Інші технологічні свердловини пробурені під різними кутами до напластування руди, що значно підсилило їх відхилення від проектного

контур. Крім іншого, як видно з замірів, значний вплив на величину відхилення мала довжина кожної свердловини.

В цілому, результати виконаних досліджень дозволили встановити такі залежності.

При бурінні технологічних свердловин перпендикулярно нашаруванню руди відхилення їх напрямку від проектного практично відсутнє.

Відповідно, при виборі оптимального кута забурювання напрям свердловини буде відповідати проектному.

В той же час, при бурінні свердловин під кутом до шарів руди характер їх відхилення від проектного контуру дещо змінюється.

Значною мірою такі закономірності впливають на нижні свердловини у віялі. Крім того, встановлені закономірності були характерні також і для верхніх свердловин.

Встановлено, що відхилення напрямку технологічних свердловин від проектного контуру відбувається при перетині буровою коронкою пласта (шару) руди під різними кутами. Такий ефект спостерігається за рахунок зсуву коронки по площині пласта.

Отже встановлено, що відхилення напрямку технологічних свердловин від проектного контуру збільшується пропорційно зменшенню кута перетину буровою коронкою кожного наступного шару руди в покладі.

Доведено, що максимальна величина викривлення деяких технологічних свердловин в очисному блоці досягала 0,5...0,7 м при середній довжині свердловин 26...28 м.

Виконані дослідження дозволили визначити залежності відхилення свердловин від проектного контуру ΔB при різній довжині свердловин та з різним кутом перетину буровою свердловиною шару руди в покладі (рис. 12), що визначається наступними виразами:

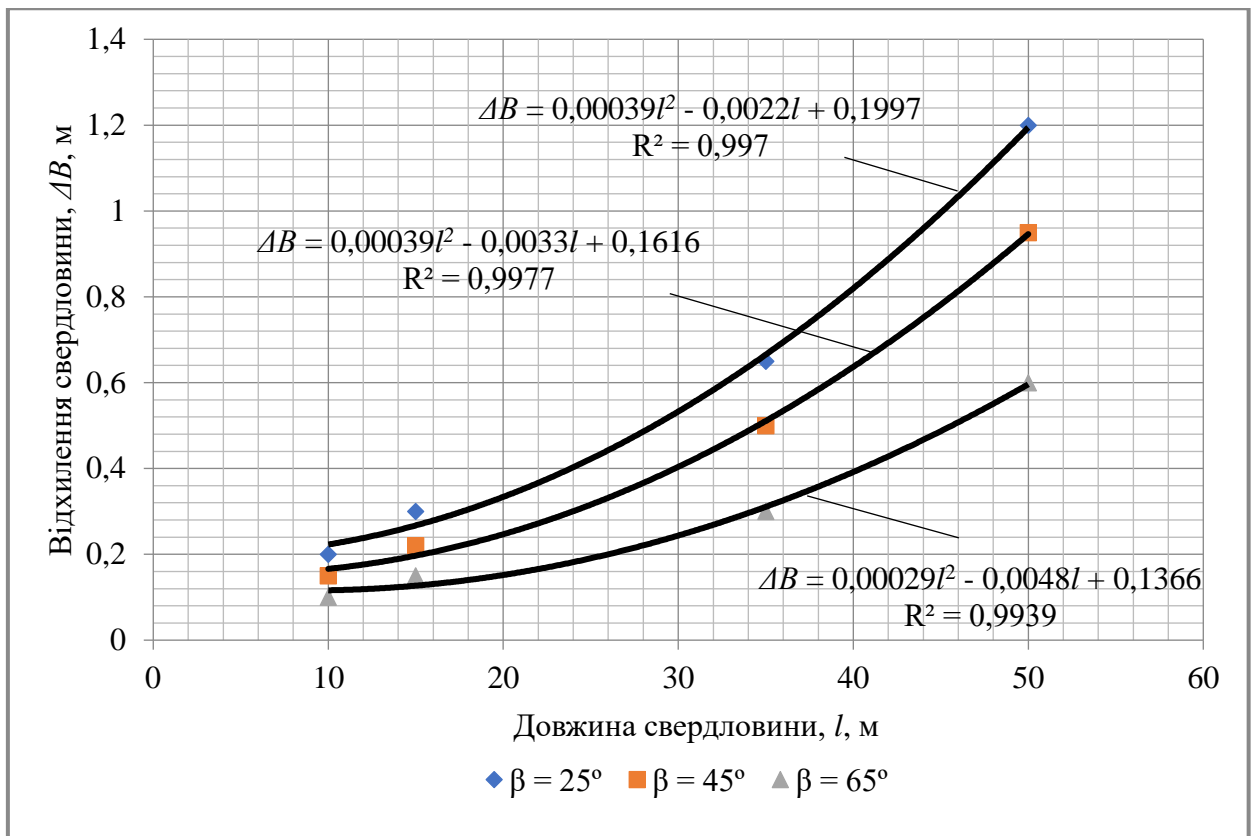


Рис. 12. Відхилення технологічної свердловини від проєктного контуру ΔB залежно від її довжини та кута перетину шару руди в покладі

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

$$\Delta B = 0,00039 l^2 + 0,0022l + 0,1997,$$

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

де l – довжина свердловини, м;

R^2 – достовірність апроксимації;

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

$$\Delta B = 0,00039 l^2 + 0,0033l + 0,1616;$$

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

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

$$\Delta B = 0,00029 l^2 + 0,0048l + 0,1366;$$

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

Як правило, технологічна довжина свердловин на практиці не перевищує 35 м. Отже величина відхилення технологічних свердловин ΔB від проєктного контуру для глибоких свердловин довжиною 35...50 м є величиною розрахунковою, або прогнозованою.

Величина відхилення технологічних свердловин в таких умовах враховує фізико-механічні властивості руди, яка в наших умовах має тонкошарувату текстуру, міцність $f = 5...7$ та інтенсивну тріщинуватість. Такі фізико-механічні властивості руди сприяють утворенню відшарувань, особливо за простяганням порід. Отже, фізико-механічні властивості руди значною мірою сприяють відхиленню технологічних свердловин від проєктного контуру.

Виконані дослідження дозволили нам визначити універсальний коефіцієнт максимального відхилення технологічної свердловини від проєктного контуру ΔB залежно від її довжини і кута перетину технологічною свердловиною шару руди в покладі:

$$\Delta B = (0,00029l^2 + 0,0048l + 0,1366) \cdot (30,591 \beta^{-0,832}), \text{ м}; \quad (2.1)$$

де ΔB – максимальне відхилення технологічної свердловини від проєктного контуру, м;

l – довжина технологічної свердловини у віялі, м;

β – кут перетину свердловиною шару руди в покладі, град.

Отже, на основі виконаних досліджень ми визначаємо величину максимального відхилення технологічної свердловин від проєктного контуру, після чого будемо фактичну вісь свердловини.

На рис. 13 наведено графічну схему побудови фактичної осі технологічної свердловини.

На практиці це можна зробити наступним чином.

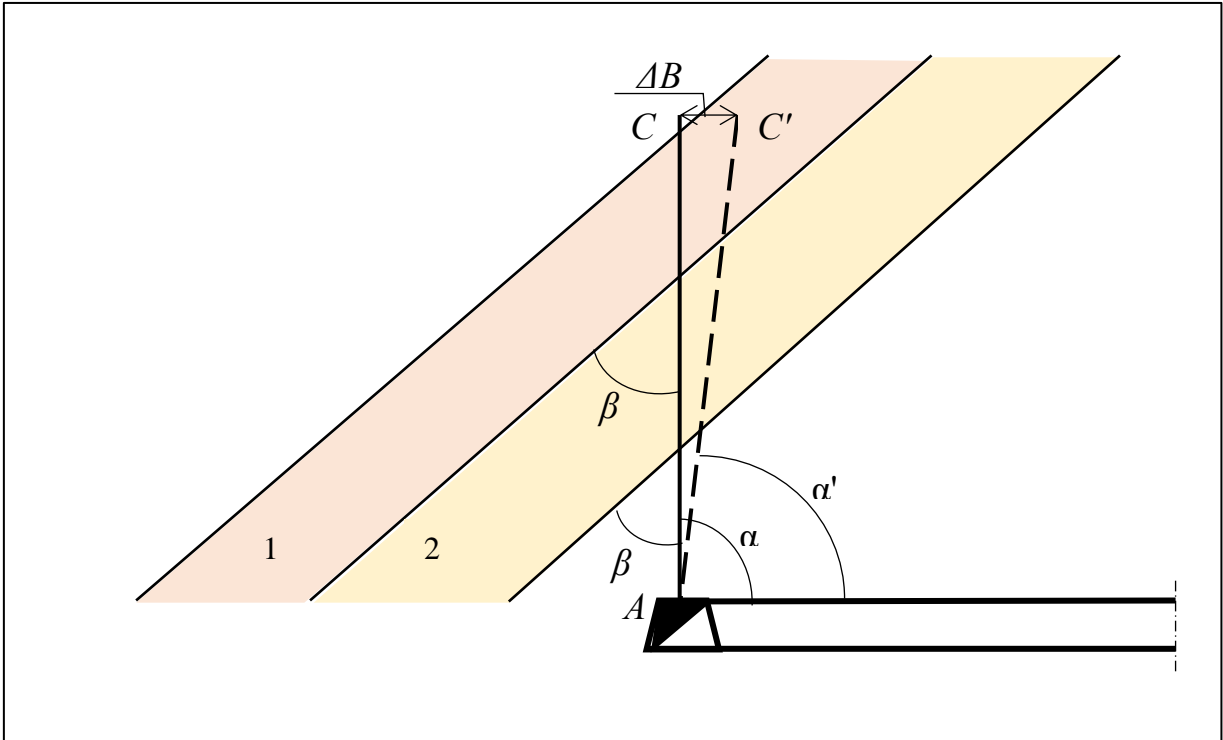


Рис. 13. Графічна схема побудови фактичної осі відхилення технологічної свердловини від запроєктованого контуру

Наприклад нам необхідно пробурити технологічну свердловину завдовжки l під кутом α з точки A в точку C . Для цього з'єднуємо ці точки прямою, яка характеризує проектний напрям свердловини.

Далі використовуючи формулу (2.1) вираховуємо величину максимального відхилення свердловини ΔB від проектного контуру. Розрахунки проводимо з урахуванням як проектної довжини технологічної свердловини l , так і кута перетину буровою свердловиною шару руди в покладі β , рис. 2.4.

Потім із точки C проводиться пряма CC' , яка дорівнює величині відхилення ΔB технологічної свердловини від її проектного контуру.

Наступним кроком з'єднують точки A і C' . Кут α' між прямою AC' і горизонталлю буде практичним кутом відхилення технологічної свердловини від її проектного контуру.

Безумовно, відхилення технологічної свердловини від проектного контуру в виробничих умовах збільшує реальну відстань між кінцями пробурених свердловин на величину ΔB . Це викликає незаплановану зміну параметрів БВР, а в подальшому і збільшення розмірів відбитого куса руди. Остаточно, незапланована зміна параметрів БВР призводить до підвищеного виходу негабариту і погіршення показників видобутку руди загалом по блоку [18,19].

Для перевірки запропонованої методики визначення величини відхилення технологічних свердловин від проектного контуру і впливу визначеного відхилення на параметри БВР розрахуємо можливе збільшення розмірів середнього куса відбитої руди та вихід негабариту при прийнятому діаметрі кондиційного куса. Розрахунки зробимо для проектно і виробничої схем відбійки руди з урахуванням відхилення технологічних свердловини від їх проектного контуру.

Для цього визначаємо основні параметри БВР для проектного контуру технологічних свердловин [17].

Діаметр відносного середнього куса визначають за емпіричними формулами, м:

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

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

λ – вихід руди на 1 м свердловини, м³.

При віяловому розташуванні свердловин:

$$\lambda = \frac{a \cdot W}{2},$$

R – довжина твірної воронки викиду, м:

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

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

$$d_{np} = d \cdot \sqrt{\Delta} \cdot \delta,$$

де δ – коефіцієнт відносної роботоздатності ВР;

d – діаметр свердловин, м;

Δ – щільність заряджання ВР, г/см³;

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

$$D_{cp} = D_{cp}^0 \cdot d_{np}.$$

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

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

де α, β – коефіцієнти, значення яких можна визначити з виразів:

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

$$\beta = 1,2 + 1,5 \cdot d_k.$$

Аналогічно визначимо величину середнього куска відбитої руди та вихід негабариту 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:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Наступним етапом визначаємо величину збільшення розмірів середнього куска руди та виходу негабариту при заданому діаметрі кондиційного куска для схеми відбійки руди з урахуванням відхилення технологічних свердловин від проектного контуру.

Розрахунки будимо виконувати для середньої довжини технологічних свердловин $l = 30$ м, середнього кута перетину свердловиною шару руди в покладі $\beta = 45^\circ$.

Величину середнього відхилення технологічної свердловини від проектного контуру прийнятих умов становить $\Delta B = 0,4$ 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 негабариту при такій якості подрібнення руди та розмірові кондиційного куска $D_k = 0,40$ м становитиме:

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

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

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

Встановлено, що при кутах перетину шарів руди технологічною свердловиною від $\beta = 65^\circ$ до $\beta = 25^\circ$ і довжині свердловин 25 – 30 м величина максимального відхилення технологічної свердловин ΔB збільшується, що

призводить до збільшення абсолютної відстані між кінцями свердловин на 7% ... 15%.

Збільшення величини максимального відхилення технологічної свердловин призводить до того, що діаметр середнього куска відбитої руди теж збільшується з $D_{cp} = 0,153$ м до $D_{cp} = 0,18$ м, або в середньому на 16% ... 18%. Автоматично збільшується і вихід негабаритних кусків руди з $B_n = 0,7\%$ до $B_n = 1,2\%$, тобто на 0,5% в абсолютному вимірі, або на 68% ... 71% у відносних величинах.

Таким чином, виконуючи проектні розрахунки параметрів БВР необхідно зменшити відстань між свердловинами на величину максимального відхилення свердловин ΔB від проектного контуру.

Такий захід дозволить зменшити діаметр середнього куска відбитої руди в середньому на 16% ... 18%, а також знизити вихід негабаритних кусків руди в середньому на 68% ... 71% у відносному вимірі.

Отже, запропоновані заходи рекомендовано впровадити при остаточному розрахунку параметрів БВР для зменшення виходу негабаритних кусків руди та діаметра середнього куска відбитої руди.

Таким чином, відстань між кінцями кожної наступної технологічної свердловини у віялі a_i буде змінюватися на шукану величину відхилення ΔB_i від розрахованого проектного контуру свердловини.

Такі розрахунки доцільно повторювати багаторазово для кожної наступної свердловини у віялі.

Для спрощення розрахунків нами рекомендовано використовувати коефіцієнт ітерації відхилення технологічної свердловин $k_{i\text{вс}}$. Використання запропонованого коефіцієнту дозволить оптимізувати фактичну відстань між технологічними свердловинами з урахуванням відхилення кожної свердловини у віялі.

Шуканий коефіцієнт ітерації відхилення $i - \text{ї}$ технологічної свердловини у віялі можна визначити за формулою:

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

де k_{iBC} – коефіцієнт ітерації відхилення i – ї технологічної свердловини;

a – проєктна відстань між кінцями свердловин, м;

l_i – проєктна довжина i – ї свердловини, м;

β_i – кут перетину i – ю свердловиною шару руди, град.

2.3. Технологічні заходи підвищення ефективності очисних робіт при випуску відбитої руди

Системи розробки з обваленням руди і вміщуючих порід характеризуються тим, що при очисних роботах в блоці, або при відпрацюванні міжповерхових та міжкамерних ціликів при камерних системах розробки, відбиту руду випускають під налягаючими обваленими пустими породами.

По мірі випуску за відбитою рудою до випускних отворів рухаються налягаючі обвалені пусті породи. Таким чином, відбита руда випускається за наявності верхнього і бічного контактів з обваленими пустими породами, що обумовлює її верхнє і бокове засмічення.

Основні параметри процесів підземних гірничих робіт в очисних блоках визначають з урахуванням отримання максимально якісних показників вилучення відбитої руди за умови мінімально можливої собівартості видобутої руди.

Другим основним процесом підземних гірничих робіт, який впливає на якісні показники вилучення відбитої руди з очисного блоку є випуск відбитої руди.

З теорії випуску та практики очисних робіт відомо, що випуск відбитої руди з воронки випуску здійснюється з формуванням у масиві відбитої руди

фігур, подібних до еліпсоїда обертання, які в науково-практичному середовищі отримали назву еліпсоїда випуску, рис. 14.

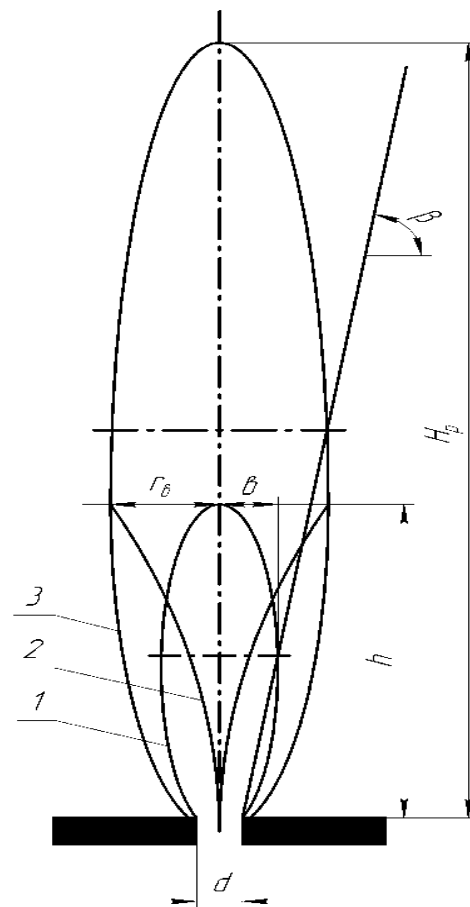


Рис. 14. Фігури випуску відбитої руди: 1 – еліпсоїд випуску, 2 – воронка випуску, 3 – еліпсоїд розпушення

Основна встановлена лабораторно-практичним шляхом властивість еліпсоїдів випуску полягає у тому, що куски відбитої руди, які знаходяться на його умовній поверхні, приходять до випускної воронки практично одночасно.

Згідно з прийнятою методикою розрахунку параметрів випуску відбитої руди, викладеною у роботі [12], основні розміри еліпсоїда випуску можна визначити за формулами:

– об'єм, м

$$Q = 0,524 \cdot h^3 \cdot (1 - \varepsilon^2) + 0,392 \cdot d^2 \cdot h;$$

$$Q = 0,524 \cdot h \cdot \left(\frac{h}{\operatorname{tg}\beta} + d\right)^2,$$

де β – середній кут руху руди при через воронку випуску, град

$$\operatorname{tg}\beta = \frac{h}{1,38 \cdot \sqrt{\frac{Q}{h} - d}};$$

– велика піввісь, м

$$a \approx \frac{h}{2};$$

– мала піввісь, м

$$b \cong \frac{h}{2} \cdot \sqrt{1 - \varepsilon^2};$$

$$b = 0,5 \cdot \left(\frac{h}{\operatorname{tg}\beta} + d\right),$$

де d – діаметр дучки, м;

ε – ексцентриситет еліпсоїда випуску;

β – середній кут руху відбитої руди, град.

При розрахунку параметрів випуску відбитої руди фігури випуску характеризуються величинами ε та β , що комплексно відповідають сипким властивостям відбитої руди. Такими властивостями є гранулометричний склад, вміст дрібних або пилоподібних фракцій, її вологість, гірничий тиск в масиві та ін. Вказані показники визначаються для кожного покладу дослідним шляхом і будуть різними для конкретної шахти.

Іноді для спрощення процесу розрахунків відбиту руду розділяють на два умовних класи: дрібнокускова, яка містить фракції розміром менше 15 мм понад 50-60% за об'ємом, та крупнокускова або просто кускова, в якій фракцій +20-25 мм понад 60-70%.

Для різних типів руд параметри еліпсоїдів випуску відбитої руди можна визначити за емпіричними формулами:

$$Q = \left(\frac{h}{K_1} + K_2 \cdot d\right)^3;$$

$$h = K_1 \cdot (\sqrt[3]{Q} - d);$$

$$b = K_3 \cdot h + 0,5 \cdot d,$$

де K_1, K_2, K_3 – емпіричні коефіцієнти, значення яких наведено нижче, табл. 2.

Таблиця 2

Величина емпіричних коефіцієнтів K_1, K_2, K_3

Тип руди	K_1	K_2	K_3
дрібнокускова	4,62	1,0	0,07
кускова	2,73	0,25	0,1515

Наведені формули є справедливими при $d = 1 \dots 3$ м та $h / d > 3$.

Встановлено, що при випуску нерівномірно відбитої відбитої руди спостерігається відхилення вертикальної осі еліпсоїда випуску від ущільненої руди в бік розпушеної руди. У цьому випадку еліпсоїд випуску відбитої руди може мати асиметричну форму, іноді з двома малими напівосями. Такий тип еліпсоїду можна назвати псевдоеліпсоїдом.

Об'єм такого еліпсоїда випуску можна визначити за наступною за формулою, м³:

$$Q = K_{об} \cdot h \cdot b \cdot c,$$

де $K_{об}$ – коефіцієнт об'єму, долі од.:

$$K_{об} = \frac{\pi \cdot (1 + \frac{r_c \cdot r_b}{b \cdot c} + \sqrt{1 - \frac{r_c \cdot r_b}{b \cdot c}})}{3},$$

де b, c – малі напівосі фігури випуску, м;

r_c, r_b – радіуси випускного отвору, м.

У випадку рівномірного подрібнення та розпушення відбитої руди об'єм еліпсоїда випуску та коефіцієнт об'єму можна визначати за спрощеними формулами:

$$Q = K_{об} \cdot h \cdot b^2;$$

$$K_{об} = \frac{\pi \cdot (1 + \frac{r^2}{b^2} + \sqrt{1 - \frac{r^2}{b^2}})}{3}.$$

Встановлено, що в процесі випуску відбитої руди поверхня її контакту з налягаючими обваленими породами поступово прогинається, приймаючи форму депресійної воронки.

Доведено, що після повного випуску відбитої руди з блоку об'єм утвореної воронки випуску буде дорівнювати об'єму еліпсоїда випуску такої ж висоти.

Радіус утвореної воронки після повного випуску чистої незасміченої руди можна визначити за формулою, м:

$$r_e = \frac{h}{\operatorname{tg}\beta} + 0,5 \cdot d.$$

Після повного випуску відбитої руди утворююча воронки випуску визначає форму, розміри та об'єм гребнів поміж сусідніми дучками. Крім того, утворююча воронки випуску визначає контур відбитої руди, яка залишається в «мертвій» зоні на лежачому боці покладу.

На параметри фігури випуску впливають також фізико-механічні властивості налягаючої пустої породи над відбитою рудою, а саме її кускуватість. Вона може бути як однаковою, так і різною у порівнянні з відбитою рудою, що впливає на показники засмічення відбитої руди пустою породою. Це добре представлено на графіках рис. 15.

Отже, при значній різниці гранулометричного складу та сипких властивостей відбитої руди і налягаючих пустих порід необхідно визначати зміни об'ємів еліпсоїдів випуску.

Відомо, що в процесі випуску відбитої руди над випускними воронками утворюються зони розпушення. В цих зонах до кусків відбитої руди примішуються пусті породи.

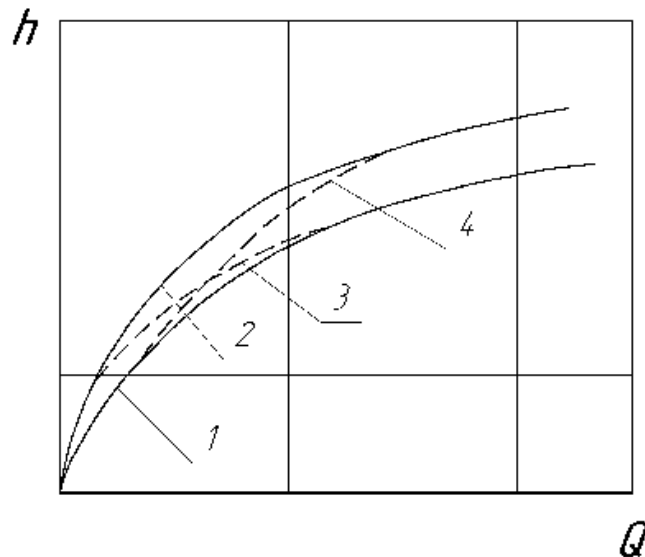


Рис. 15. Залежність об'єму еліпсоїда випуску Q від його висоти h : 1 – дрібнокускові руди; 2 – крупнокускові руди; 3 – крупнокускові руди під дрібнокусковими породами; 4 – дрібнокускові руди під крупнокусковими породами

Цю зону, яка також має форму еліпсоїда, називають еліпсоїдом розпушення [12]. Об'єм еліпсоїда розпушення в 12 – 15 разів, а його висота H_p у 2,5...4 рази більше відповідного еліпсоїда випуску, залежно від конкретних фізико-механічних властивостей рудного масиву.

При цьому важливим є утворення над воронками випуску та виробками днища блоку зони достатньо значного об'єму й висоти, що суттєво впливає на процес розубоження руди.

Утворена зона впливає на параметри фігур випуску відбитої руди, особливо на глибоких горизонтах шахт в умовах високого гірського тиску.

При найбільш ефективному рівномірно-послідовному випуску руди з ряду дучок, розташованих на відстані $S \leq 2 \cdot b$ поверхня контакту руди з налягаючими пустими породами переміщується горизонтально до критичної висоти, яка дорівнює висоті еліпсоїдів випуску суміжних отворів, які дотикаються між собою, рис 16, [12].

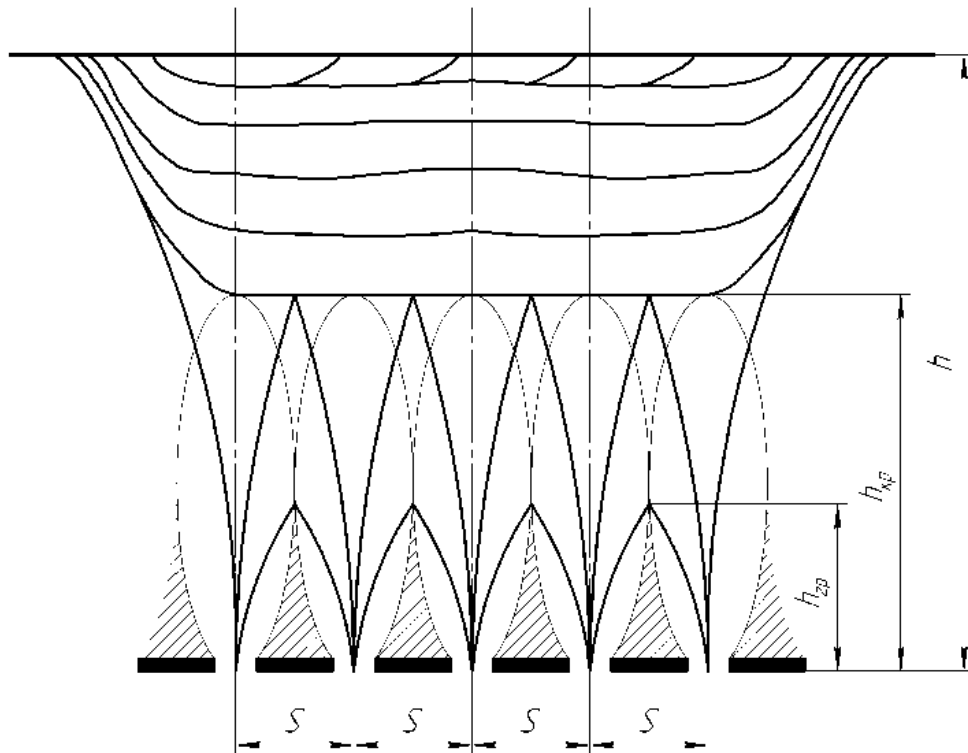


Рис. 16. Випуск відбитої руди із серії випускних отворів

Нижче критичної висоти дучки діють відокремлено і поверхня контакту прогинається, набираючи наприкінці форми суміжних воронок випуску [12].

Критичну висоту визначають з формул, м:

$$h_{кр} = tg\beta \cdot (S - d);$$

$$h_{кр} = \frac{S}{\sqrt{1-\varepsilon^2}}.$$

Тангенс середнього кута руху руди ($tg\beta$) при випуску для дрібнокускової руди можна приймати у межах 7,1...7,3, а для кускової – 3,3...3,4.

Вилучення чистої руди до початку розубоження з обваленої частини блока (панелі) у долях одиниці при рівномірно-послідовній послідовності випуску визначають з формули [12]:

$$I_{ч} = 1 - \frac{h_{кр} \cdot (0,476 - 0,393 \cdot \frac{d^2}{S^2})}{h}.$$

В подальшому при продовженні випуску відбитої руди починається її засмічення пустими породами (розубоження). Розубоження характеризується зменшенням вмісту корисного копального у відбитій руді за рахунок домішки пустих порід. В залежності від того, з якої сторони примішуються пусті породи у відбиту руду розубоження може бути верхнім і боковим.

Верхнє розубоження, як правило, примішується інтенсивніше і за обсягом значно перевищує бокове.

На основі досліджень встановлено, що верхнє розубоження починається з висоти шару відбитої руди, який у середньому можна визначити за формулою, м:

$$h_p \approx 0,75 \cdot h_{кр}.$$

Зменшення чи збільшення розубоження у дозах випуску ($Q_{n+1}-Q_n$) можна визначити за формулою, долі од.:

$$Z_i = \frac{Z_{oi} \cdot \gamma_n}{\gamma_{р.м.}} = \frac{\gamma_n}{\gamma_{р.м.}} \cdot \left(1 - \frac{3 \cdot h_p^2}{h_n^2 + h_n \cdot h_{n+1} + h_{n+1}^2}\right),$$

де γ_n – об'ємна вага обвалених пустих порід, т/м³;

$\gamma_{р.м.}$ – об'ємна вага рудної маси у дозі випуску, т/м³:

$$\gamma_{р.м.i} = \gamma_n \cdot Z_{oi} + \gamma_p \cdot (1 - Z_{oi}),$$

де γ_p – об'ємна вага відбитої руди у розпушеному стані, т/м³;

Z_{oi} – об'ємне засмічення, долі од.;

h_n, h_{n+1} – висоти еліпсоїдів випуску відбитої руди, які відповідають об'ємам Q_n та Q_{n+1} , м.

Величину бокового розубоження у дозі випуску можна визначити за виразом:

$$Z_{\delta i} = \frac{Z_{\delta oi} \cdot \gamma_n}{\gamma_{р.м.}} = \frac{\gamma_n}{\gamma_{р.м.}} \cdot 0,25 \cdot n_k \cdot \left(\frac{b_1^3}{b_2^3} - 3 \cdot \frac{b_1}{b_2} + 2\right), \text{ долі од.}$$

де b_1 – мала напіввісь еліпсоїда випуску чистої руди, м;

b_2 – мала напіввісь еліпсоїда випуску для конкретної дози випуску, м;

n_k – кількість бокових поверхонь контакту відбитої руди з пустими породами.

Величину бокового розубоження у будь-якій дозі випуску ($Q_{n+1} - Q_n$) визначають за виразом

$$Z_{\sigma} = \frac{Z_{\sigma_{n+1}} - Z_{\sigma_n} \cdot \frac{Q_n}{Q_{n+1}}}{1 - \frac{Q_n}{Q_{n+1}}}, \text{ долі од.}$$

де $Z_{\sigma_{n+1}}$, Z_{σ_n} – бокове розубоження відбитої руди на початку та в кінці дози випуску, долі од.;

Q_n , Q_{n+1} – об'єми еліпсоїдів випуску відбитої руди на початку та в кінці дози випуску, м³.

Загальне розубоження відбитої руди пустими породами дорівнює сумі верхнього і бокового засмічення

$$Z_{заг} = Z + Z_{\sigma}, \text{ долі од.}$$

В шахтних умовах, при визначенні показників вилучення відбитої руди, економічній оцінці втрат і розубоження руди пустими породами а іноді і деяких інших показників, важливо знати динаміку змінення середнього засмічення руди пустими породами з урахуванням видобутої чистої руди.

Цей показник визначають в залежності від так званого видимого вилучення, яке визначається за виразом, [12]:

$$Z_{сер} = \frac{(y+x) \cdot 100}{100 \cdot B_q + x} \cdot \left(1 + 2 \cdot \frac{y}{y+x} - \sqrt{\frac{y^2}{(y+x)^2}}\right), \text{ долі од.};$$

де $y = \frac{100 \cdot Q_p}{h_p \cdot S^2 \cdot K_p}$ – кількість чистої відбитої руди в об'ємі еліпсоїда випуску

розрахункової висоти h_p у відсотках від запасів очисного блока, т;

Q_p – об'єм еліпсоїда випуску відбитої руди розрахункової висоти, м³;

K_p – коефіцієнт розпушення відбитої руди, долі од.;

x – кількість розубоженої руди у відсотках до запасів очисного блока (панелі);

B_q – вилучення чистої руди, долі од.

Приймаючи різні значення видимого вилучення чистої руди ($100 \cdot B_q + x$), визначають для кожної наступної дози випуску середнє розубоження для усієї випущеної рудної маси.

Середнє розубоження можна визначити за розрахунковими дозами випуску за виразом, [12]:

$$Z_{сер} = \frac{I_q + \sum_1^i (T_{\partial_i} \cdot Z_{\partial_i})}{I_q + \sum_1^i T_{\partial_i}}, \text{ долі од.};$$

де $T_{\partial_i} = \frac{Q_i \cdot \gamma_{р.м.i}}{T}$ – вага розрахункової дози випуску відбитої руди, т;

Q_i – об'єм розрахункової дози випуску відбитої руди, м³;

$\gamma_{р.м.i}$ – об'ємна вага рудної маси, яку має розрахункова доза випуску, т/м³;

Z_{∂_i} – розубоження в розрахунковій дозі випуску відбитої руди, долі од.;

T – запас відбитої руди, який припадає на одну дучку, т.

В подальшому, для розв'язання практичних задач використовують діаграми випуску відбитої руди з блоку, в яких наочно відтворюється динаміка змінення показників вилучення відбитої руди, рис. 2.5.

Розрахунок показників вилучення відбитої руди та побудову діаграми випуску виконують на запас руди, який припадає на одну дучку. В подальшому розраховані результати будуть характерними для всього очисного блока (панелі).

Об'єм відбитої руди, який припадає на одну дучку, визначають за формулою:

$$T = h_{ш} \cdot S^2 \cdot \gamma = \frac{h_{ш} \cdot M \cdot S \cdot \gamma}{2}, \text{ т};$$

де $h_{ш}$ – висота шару відбитої руди, м;

S – відстань між дучками, м;

M – відстань між випускними виробками, м.

Побудову діаграми випуску здійснюють наступним чином.

За вісь ординат приймають вміст заліза в руді q , % та засмічення відбитої руди пустими породами Z , %.

За вісь абсцис приймають загальну кількість випущеної рудної маси Q , м³ та вилучення рудної маси B у відсотках до запасу руди [12].

Послідовність розрахунків і побудови діаграми випуску є такою [12].

1) При прийнятих (визначених розрахунком) параметрах системи розробки визначають: запас руди, який припадає на одну дучку T , критичну висоту $h_{кр}$, розрахункову висоту шару руди h_p .

2) Визначають вилучення чистої руди B_c до початку засмічення (доли од., %). Вилучення чистої руди у м³ становитиме:

$$Q_c = B_c \cdot h \cdot S^2.$$

3) Розраховують об'єм еліпсоїда випуску для розрахункової висоти h_p .

4) Приймають умовні розрахункові дози випуску руди (зазвичай у межах 40...100 м³), приймаючи 5-8 доз. Для кожної дози випуску визначають об'єм випущеної рудної маси, м³:

$$Q_i = Q_p + \Sigma Q_i.$$

Наприклад, об'єм третьої дози випуску складе, м³:

$$Q_3 = Q_p + Q_1 + Q_2 + Q_3.$$

5) Для кожної дози Q_i визначають відповідну висоту еліпсоїдів.

6) Визначають величину засмічення у дозах випуску Z_{∂_i} .

7) Для кожної дози визначають вміст металу у видобутій рудній масі q_i , %:

$$q_i = P - (P - r) \cdot Z_{\partial_i},$$

де P , r – вміст металу відповідно у чистій руді (масиві) та засмічуючих породах, %.

8) За результатами розрахунків виконують побудову діаграми випуску – змінення засмічення Z_{∂_i} та якість рудної маси q_i у дозах випуску, рис. 17.

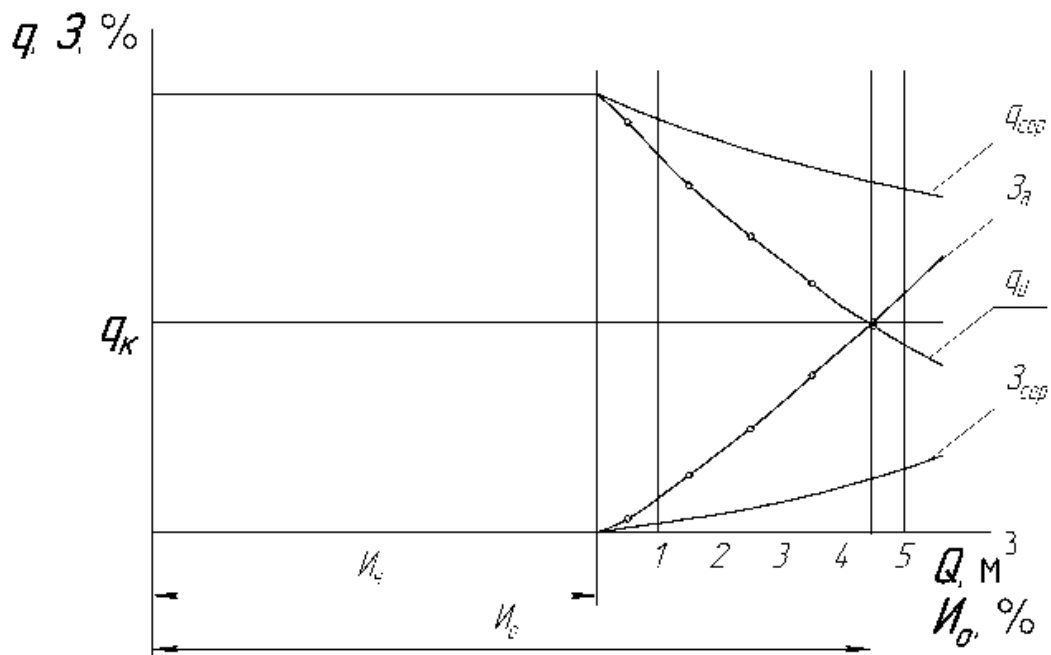


Рис. 17. Діаграма випуску відбитої руди: 1, 2...5 – розрахункові дози випуску засміченої руди

9) Визначають середнє засмічення рудної маси з урахуванням вилучення чистої руди Z_{cep_i} та середню якість видобутої рудної маси q_{cep_i} , підставляючи замість Z_{o_i} значення Z_{cep_i} . Отримані результати розрахунків наносять на діаграму випуску.

10) За прийнятим нижнім (бортовим) вмістом металу у дозі випуску, за який приймають межу кондиції або нормативним середнім засміченням, визначають кінцеві показники: видиме вилучення рудної маси B_o , середнє засмічення рудної маси Z_{cep} , середній вміст металу у рудній масі q_{cep} (пряма I-I на рис. 17, проведена через точку перетину графіка Z_{o_i} з прямою q_k).

11) Визначають вилучення і втрати руди із обваленої частини блока (панелі) з формул, %:

$$B = B_o \cdot (1 - Z_{cep});$$

$$B_{втр} = 100 - B.$$

Виконаємо розрахунок для умов шахти «Криворізька» ПАТ «Кривбасзалізрудком».

Руда – дрібнокускова, міцністю 4-6 балів. Вміст заліза в масиві 57,0%, об’ємна вага руди 3,6 т/м³. Вміст заліза в налягаючих пустих породах – 32,0%. Об’ємна вага вміщуючих пустих порід 2,9 т/м³. Розміри панелі: висота панелі – 35 м, ширина панелі – 22 м, довжина панелі – 25 м. Відстань між виробками скреперування – 11 м, між дучками – 6 м, діаметр дучок – 2 м.

Згідно з вибраним варіантом системи розробки визначено розподіл запасів руди в панелі за видами робіт, табл. 3.

Таблиця 3

Розподіл запасів відбитої руди в очисній панелі за видами технологічних робіт

Види робіт	Запас руди, т	Питома вага, %
Підготовчо-нарізні роботи	5350	7,7
Утворення похилої підсічки	9500	13,7
Відбійка запасу панелі та випуск руди	54450	78,6
Всього по панелі	69300	100,0

Запас відбитої руди, який припадає на одну дучку:

$$T = 35 \cdot 11 \cdot 6 \cdot 3,6 = 4158 \text{ т або } 1155 \text{ м}^3.$$

Критична висота еліпсоїда випуску відбитої руди:

$$h_{кр} = 7,2 (6 - 2) = 28,8 \text{ м}$$

Вилучення чистої руди із очисної панелі:

$$I_q = 1 - \frac{28,8 \cdot (0,476 - 0,393 \cdot \frac{2^2}{6^2})}{35} = 0,6443 \text{ або } 64,43\%.$$

Вилучення чистої руди у тонах та м³ відповідно складе:

$$4158 \cdot 0,6443 = 2679 \text{ т та}$$

$$1155 \cdot 0,6443 = 744 \text{ м}^3.$$

Розрахункова висота еліпсоїда випуску відбитої руди:

$$h_p = 0,75 \cdot 28,8 = 21,6 \text{ м.}$$

Об'єм еліпсоїда випуску розрахованої висоти:

$$Q_p = \left(\frac{21,6}{4,62} + 1 \cdot 2\right)^3 \approx 297 \text{ м}^3.$$

Об'єм доз випуску приймаємо наступними:

- перша доза – 53 м³;
- наступні дози – по 50 м³;
- останні дози – по 100 м³.

Об'єми розрахованих доз випуску подано у табл. 4.

Висоту еліпсоїдів випуску для першої дози випуску розрахуємо за виразом:

$$h_1 = 4,62 \cdot (\sqrt[3]{350} - 2) = 23,3 \text{ м.}$$

Коефіцієнт об'ємного засмічення для першої дози випуску визначимо за формулою:

$$Z_{o_i} = \left(1 - \frac{3 \cdot 21,6^2}{21,6^2 + 21,6 \cdot 23,3 + 23,3^2}\right) = 0,0747.$$

Визначаємо об'ємну вагу рудної маси у відповідних дозах випуску при об'ємній вазі руди і породи у розпушеному стані з урахуванням прийнятого коефіцієнта розпушення руди $k_{pp} = 1,3$ та для породи $k_{pn} = 1,4$:

$$\gamma_p = \frac{3,6}{1,3} \approx 2,77 \text{ т/м}^3;$$

$$\gamma_n = \frac{2,9}{1,4} \approx 2,1 \text{ т/м}^3;$$

$$\gamma_{p.m.1} = 2,1 \cdot 0,0747 + 2,77 \cdot (1 - 0,0747) = 2,72 \text{ т/м}^3.$$

Результати розрахунків подано у табл. 4.

Визначаємо коефіцієнт засмічення рудної маси у дозах випуску:

$$Z_{\partial_i} = \frac{0,0747 \cdot 2,1}{2,77} = 0,0566.$$

Тоді вміст заліза у дозах випуску буде:

$$q_{\partial_i} = 57,0 - (57,0 - 32,0) \cdot 0,0566 = 55,59\%.$$

Розрахункові дози випуску відбитої руди в очисній
панелі ш. «Криворізька»

Доза	Об'єм дозы, м ³	h_i , м	z_{o_i} , долі од.	$\gamma_{р.м.i}$, т/м ³	z_{d_i} , долі од.	q_{d_i} , %	Вага дозы T_{o_i} , т	Вага породы у дозі D_i , т	Вага рудної маси з чистою рудною T'_{o_i} , т	$z_{сер_i}$, долі од.	$q_{сер_i}$, %
1	350	23,3	0,0747	2,72	0,0566	56,59	144	8,2	2823	0,0029	56,93
2	400	24,8	0,1936	2,64	0,1540	53,15	132	33,8	2955	0,0114	56,72
3	450	26,1	0,2799	2,58	0,2278	52,30	129	69,6	3084	0,0226	56,44
4	500	27,4	0,3481	2,54	0,2877	49,81	127	114,1	3211	0,0355	56,11
5	550	28,6	0,4049	2,50	0,3401	48,50	125	164,7	3336	0,0494	55,77
6	600	29,7	0,4509	2,47	0,3833	47,42	123	220,3	3459	0,0637	55,41
7	650	30,7	0,4885	2,44	0,4204	46,49	122	279,9	3581	0,0782	55,05
8	700	31,8	0,5223	2,42	0,4532	45,67	121	343,1	3702	0,0927	54,68
9	750	32,7	0,5514	2,40	0,4824	44,93	120	409,7	3822	0,1072	54,32
10	800	33,6	0,5755	2,37	0,5099	44,25	118	477,9	3940	0,1213	53,97
11	900	35,3	0,6070	2,36	0,5401	43,90	236	604,9	4176	0,1449	53,38
12	1000	36,9	0,6421	2,34	0,5762	42,60	234	739,9	4410	0,1678	52,81

Визначаємо вагу кожної дози випуску за виразом:

$$T_{o_1} = Q_1 \cdot \gamma_{р.м.1} = 53 \cdot 2,72 = 144 \text{ т.}$$

Визначаємо вагу породи у дозі випуску:

$$D_1 = T_{o_1} \cdot z_{d_1} = 144 \cdot 0,0566 = 8,2 \text{ т;}$$

$$D_2 = 132 \cdot 0,1936 = 25,6 \text{ т.}$$

Визначаємо вагу рудної маси у дозах випуску з урахуванням чистої руди:

$$T'_{o_1} = 2679 + 144 = 2823 \text{ т;}$$

$$T'_{o_2} = 2823 + 132 = 2955 \text{ т.}$$

Визначаємо коефіцієнти середнього розубоження з урахуванням вилучення чистої руди за дозами випуску:

$$Z_{сер_i} = \frac{100 \cdot D_i}{T_{o_i}}; \%$$

$$Z_{сер_1} = \frac{100 \cdot 8,2}{2823} = 0,29\%;$$

$$Z_{сер_2} = \frac{100 \cdot (8,2 + 25,6)}{2955} = 1,14\%.$$

Визначаємо вміст заліза у рудній масі з урахуванням видобутої чистої руди:

$$q_{сер_i} = 57,0 - (57,0 - 32,0) \cdot 0,0029 = 56,93\%.$$

За результатами розрахунків будуємо діаграму випуску відбитої руди із очисної панелі, рис. 18.

В процесі побудови графіків значення Z та q відкладають по середині розрахункової дози випуску.

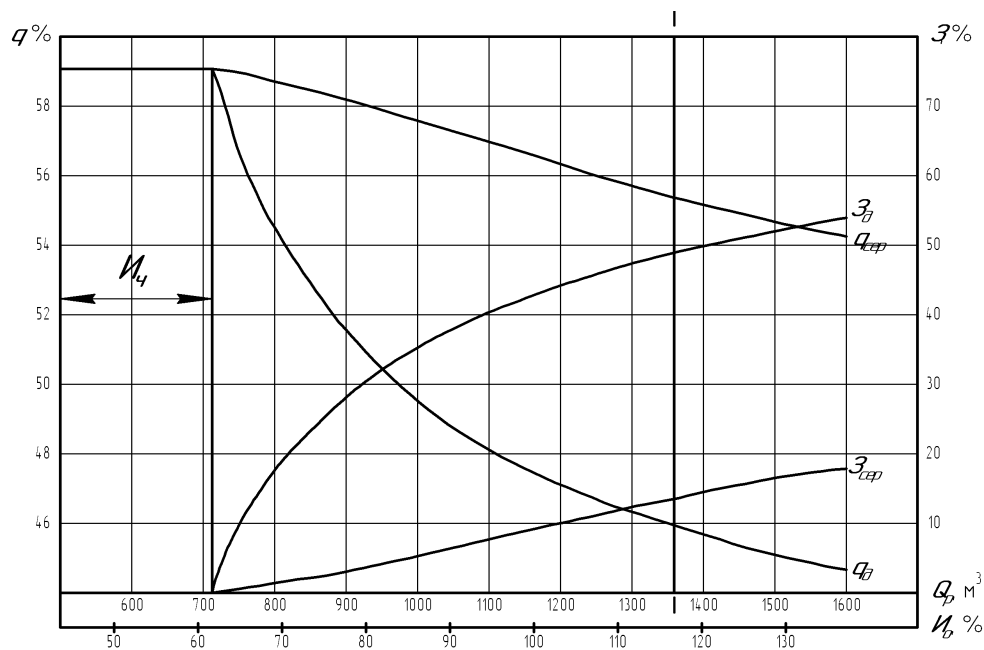


Рис. 18. Діаграма випуску відбитої руди із очисної панелі

Згідно з діаграмою встановлюємо нижню межу вилучення товарної рудної маси з урахуванням прийнятого мінімального вмісту заліза в останній дозі випуску 46,0%.

Отже, шукані показники видобутку руди з очисної панелі будуть становити: видиме вилучення – 94,4%, середній вміст заліза в рудній масі – 54,7%, розубоження руди в останній дозі випуску – 43,5%, середнє розубоження рудної маси – 9,2%.

Вилучення відбитої руди із очисної панелі:

$$B = 94,4 \cdot (1 - 0,1) = 84,96\%.$$

Втрати руди в очисній панелі складають:

$$B_{tr} = 100 - 84,96 = 15,04\%,$$

що у тонах становить

$$54450 \cdot 0,1504 = 8189 \text{ т.}$$

Кількість видобутої рудної маси із очисної панелі:

$$T_o = \frac{54450 - 8189}{1 - 0,1} = 51400 \text{ т.}$$

Загальна кількість видобутої руди з очисної становить:

$$T_{on} = 51400 + 5350 + 9500 = 66250 \text{ т.}$$

Вилучення руди із запасів панелі складає:

$$I_n = \frac{(69300 - 8189) \cdot 100}{69300} = 88,18\%.$$

Втрати руди по панелі в цілому:

$$B_n = 100 - 88,18 = 11,12\%.$$

Засмічення рудної маси по панелі становить:

$$Z_n = \frac{51400 \cdot 0,1}{66250} = 0,0776 \text{ або } 7,76\%.$$

2.4. Висновки

Аналіз отриманих результатів дозволив виявити основні закономірності викривлення технологічних свердловин. Так виявлено, що при бурінні вертикальних віял технологічних свердловин навхрест простягання рудного тіла напрямок зміщення свердловини від проектного контуру та величина викривлення технологічних свердловин залежить від кількох основних чинників.

По–перше, від довжини пробурених свердловин.

По–друге, від пробурених свердловин.

По–третє, величина та напрямок викривлення технологічних свердловин залежить від базового кута пересікання глибокою свердловиною шарів руди з різними фізико-механічними характеристиками в шаруватому рудному покладі.

Виконані дослідження дозволили визначити універсальний коефіцієнт максимального відхилення технологічної свердловини від проектного контуру ΔB залежно від її довжини і кута перетину технологічною свердловиною шару руди в покладі.

Таким чином, виконуючи проектні розрахунки параметрів БВР необхідно зменшити відстань між свердловинами на величину максимального відхилення свердловин ΔB від проектного контуру.

Такий захід дозволить зменшити діаметр середнього куска відбитої руди в середньому на 16% ... 18%, а також знизити вихід негабаритних кусків руди в середньому на 68% ... 71% у відносному вимірі.

Для умов шахти «Криворізька» ПАТ «Кривбасзалізрудком» розраховані оптимальні параметри випуску відбитої руди із очисних блоків, розташованих на глибоких горизонтах.

РОЗДІЛ 3

РОЗРОБКА ТА УДОСКОНАЛЕННЯ ВИСОКОЕФЕКТИВНИХ ТЕХНОЛОГІЙ ОЧИСНИХ РОБІТ НА ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТАХ

Ш. «КРИВОРІЗЬКА» ПРАТ «КРИВБАСЗАЛІЗРУДКОМ»

3.1. Загальні відомості

Проведені дослідження дозволили встановити, що однією з основних проблем, яка супроводжує процес видобутку залізних руд підземним способом, є проблема викривлення свердловин при розбурюванні очисного блоку. Особливо така проблема збільшилася з пониженням гірничих робіт і збільшенням гірського тиску. Все це призводить до зниження якості і втрати відбитої руди в очисному просторі.

В результаті виконаних досліджень доведено, що погіршення показників видобутку обумовлено саме неповним вилученням запасів руди очисних блоків, особливо при її відбійці і випуску з очисного простору.

Крім того встановлено, що розубоження відбитої руди пустими породами призводить до зниження вмісту заліза у відбитій руді, знижуючи його вміст у порівнянні з вмістом заліза в рудному масиві.

Таким чином, якість залізної руди є основним показником, який забезпечує її конкурентоспроможність на внутрішньому і зовнішньому ринках.

Враховуючи це, якість залізної руди необхідно формувати в процесі видобутку рудної маси і її переробки в товарну продукцію. При цьому, основну увагу потрібно приділити удосконаленню технологій та високоефективних заходів підвищення якості руди при її підземному видобутку в умовах шахти «Криворізька».

Аналіз досліджених методів і способів вирішення вказаної проблеми показав, що досить ефективним варіантом є створення високоефективної технології, що дозволяє відбивати та випускати відбиту руду з високими

показниками вилучення, що призводять до зниження наднормативних втрат і розубоження руди.

Тому метою представленого розділу є дослідження та наукове обґрунтування високоефективних заходів та розробка високоефективної технології видобутку, яка забезпечить підвищення якості руди при її підземному видобутку в умовах глибоких горизонтів шахти «Криворізька» ПрАТ «Кривбасзалізрудком».

На основі виконаних у попередніх розділах досліджень нами розроблений та науково обґрунтований високоефективний варіант технології відбійки руди глибокими свердловинами, який дозволяє покращити схеми випуску і доставки руди у порівнянні з базовою технологією.

3.2. Розробка високоефективної технології підповерхового обвалення руди для глибоких горизонтів ш. «Криворізька» ПрАТ «Кривбасзалізрудком»

На основі виконаних нами попередніх досліджень була удосконалена і запропонована технологія відбійки руди вертикальними віялами глибоких свердловин на похилий компенсаційний простір, як найбільш оптимальна і ефективна технологія для умов глибоких горизонтів ш. «Криворізька» ПрАТ «Кривбасзалізрудком», рис. 19.

Представлена технологія відбійки рекомендується для впровадження в умовах високого гірського тиску з метою підвищення стійкості похилого компенсаційного простору за рахунок формування похилої стелини та зниження динамічного удару відбитої руди на виробки приймального горизонту.

Як відомо, похилий компенсаційний простір, який має достатній об'єм компенсації, приблизно в 1,5 рази є більш стійким у порівнянні з горизонтальною підсічкою.

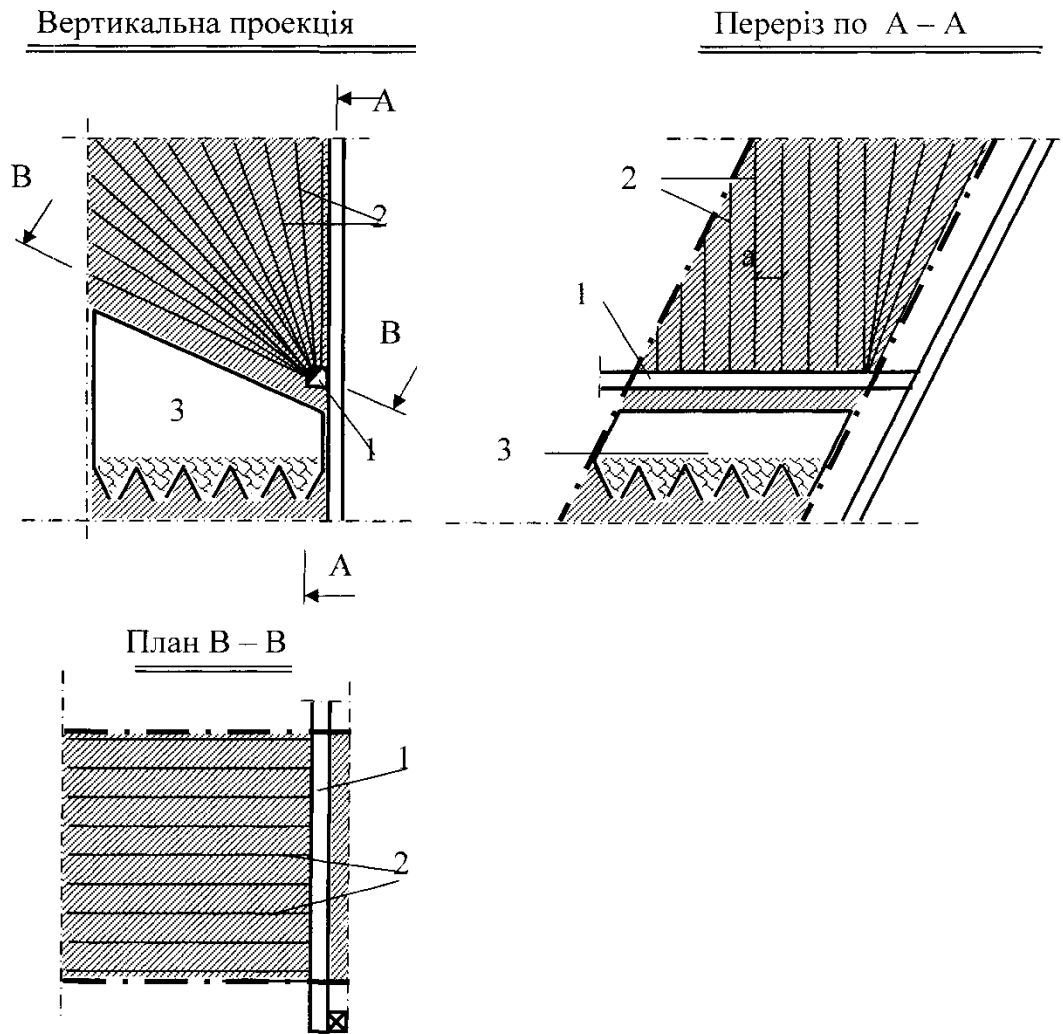


Рис. 19. Технологія відпрацювання покладів на глибоких горизонтах з відбійкою руди вертикальними віялами глибоких свердловин на похилий компенсаційний простір: 1 – буровий орт; 2 – вертикальні віяла глибоких свердловин; 3 – похилий компенсаційний простір

Рекомендована схема розбурювання масиву забезпечує умови використання запланованих методів керування дії вибухом, що дає змогу отримати мінімальний динамічний вплив продуктів вибуху на виробки та інші конструктивні елементи системи розробки.

З метою встановлення закономірностей впливу величини викривлення свердловин на зміну параметрів БВР, особливо на відстань між кінцями

технологічних свердловин та величину ЛНО, були враховані попередні дослідження викривлення свердловин.

Були визначені залежності відхилення свердловин від проєктного контуру ΔB при різній довжині свердловин та з різним кутом перетину буровою свердловиною шару руди в покладі.

Використовуючи визначену формулу вираховуємо величину максимального відхилення свердловини ΔB від проєктного контуру. В подальшому, розрахунки параметрів БВР проводимо з урахуванням як проєктної довжини технологічної свердловини l , так і кута перетину буровою свердловиною шару руди в покладі β .

Враховуючи значну глибину відпрацювання родовища параметри БВР розраховуються з урахуванням напружено-деформованого стану масиву для відповідної глибини.

Переваги запропонованої технології:

- підвищена стійкість похилої стелини у порівнянні з горизонтальним оголенням стелини горизонтальної підсичної компенсаційної камери;
- менші енергетичні витрати на відбійку за рахунок сприяння сили тяжіння відриву руди від масиву.

Недоліки:

- можливість передчасного руйнування виробок днища блоку внаслідок динамічного удару обваленої руди при вибуху, особливо на першій стадії відбійки слабо похилими свердловинами;
- можливість руйнування стелини похилої підсички в м'яких нестійких рудах;
- недостатньо чітке оконтурювання висячого боку камери торцями глибоких свердловин.

Виконані розрахунки параметрів БВР дозволили виявити збільшення величини максимального відхилення технологічної свердловин. Це призводить до того, що діаметр середнього куска відбитої руди збільшується з $D_{cp} = 0,153$ м до $D_{cp} = 0,18$ м, або в середньому на 16% ... 18 %. Автоматично

збільшується і вихід негабаритних кусків руди з $B_n = 0,7 \%$ до $B_n = 1,2 \%$, тобто на $0,5\%$ в абсолютному вимірі, або на $68\% \dots 71\%$ у відносних величинах.

Для оптимізації параметрів БВР відстань між кінцями кожної наступної технологічної свердловини у віялі a_i змінювалась на шукану величину відхилення ΔB_i від розрахованого проектного контуру свердловини.

Такі розрахунки повторювалися багаторазово для кожної наступної свердловини у віялі.

Виконані проектні розрахунки параметрів БВР з урахуванням результатів досліджень дозволили оптимізувати відстань між свердловинами на величину максимального відхилення свердловин ΔB від проектного контуру.

Такий захід дозволив зменшити діаметр середнього куса відбитої руди в середньому на $16\% \dots 18\%$, а також знизив вихід негабаритних кусків руди в середньому на $68\% \dots 71\%$ у відносному вимірі.

3.3. Висновки

Враховуючи результати досліджень для умов глибоких горизонтів ш. «Криворізька» ПрАТ «Кривбасзалізрудком» була запропонована технологія відбійки руди вертикальними віялами глибоких свердловин на похилий компенсаційний простір.

Параметри БВР прийняті з урахуванням напружено-деформованого стану масиву глибоких горизонтів.

В процесі визначення параметрів БВР були розраховані залежності відхилення свердловин від проектного контуру ΔB при різній довжині свердловин та з різним кутом перетину буровою свердловиною шару руди в покладі.

Для оптимізації параметрів БВР відстань між кінцями кожної наступної технологічної свердловини у віялі a_i змінювалась на шукану величину відхилення ΔB_i від розрахованого проєктного контуру свердловини.

Такі розрахунки повторювалися багаторазово для кожної наступної свердловини у віялі.

Виконані проєктні розрахунки параметрів БВР з урахуванням результатів досліджень дозволили оптимізувати відстань між свердловинами на величину максимального відхилення свердловин ΔB від проєктного контуру.

Такий захід дозволив зменшити діаметр середнього куска відбитої руди в середньому на 16% ... 18%, а також знизив вихід негабаритних кусків руди в середньому на 68% ... 71% у відносному вимірі.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

На основі виконаного аналізу встановлено наступне.

Рудне родовище шахти «Криворізька» на глибоких горизонтах розкрито чотирма вертикальними стволами, а саме: шахт «Криворізька», ім. газети «Правда», «Північна Вентиляційна», «Нова Південна Вентиляційна». Стволи пройдені з поверхні в лежачому боці. Пройдено, також, два сліпих допоміжних ствола для з'єднання здвоєних поверхів загальною висотою 150м з розташуванням основних транспортних горизонтів на відмітках 1165, 1315 і 1465м.

Встановлено, що максимальна глибина підйому нині діючої скіпової підйомної установки становить 1600м. Таким чином, зважаючи на підйомні можливості шахти, подальше розкриття, підготовка та відпрацювання рудних покладів нижче гор. 1540м може бути здійснено шляхом подальшого поглиблення стволів шахт «Криворізька» та ім. газети «Правда» до глибини 1800-1900м. Основною умовою такого поглиблення є наступна заміна нині

діючої скіпової підйомної установки новою, більш потужною установкою з максимальною глибиною підйому 1800-1900м.

При другому варіанті розкриття родовища рекомендовано перехід на II-й ступінь розкриття рудних покладів сліпими вертикальними рудопідйомними і допоміжними стволами. Такі стволи проходять поблизу рудного покладу, за зоною можливої деформації та зсуву порід лежачого боку до глибини 2300-2500 м.

Отже, враховуючи сучасний стан очисних робіт на шахті «Криворізька» на сьогоднішній час і перспективи стратегічного розвитку їх на післявоєнний період, найбільш оптимальним варіантом ми бачимо перехід на II-й ступінь розкриття на горизонті 1465-1540м.

Фінальний вибір оптимального горизонту переходу на II-й ступінь розкриття та відпрацювання глибоких горизонтів необхідно здійснити на підставі техніко-економічних розрахунків і порівняння конкурентоспроможних варіантів.

Аналіз отриманих результатів досліджень викривлення свердловин дозволив виявити основні закономірності. Так виявлено, що при бурінні вертикальних віял технологічних свердловин навхрест простягання рудного тіла напрямом зміщення свердловини від проектного контуру та величина викривлення технологічних свердловин залежить від кількох основних чинників.

По–перше, від довжини пробурених свердловин.

По–друге, від діаметра пробурених свердловин.

По–третє, величина та напрямом викривлення технологічних свердловин залежить від базового кута пересікання глибокою свердловиною шарів руди з різними фізико-механічними характеристиками в шаруватому рудному покладі.

Виконані дослідження дозволили визначити універсальний коефіцієнт максимального відхилення технологічної свердловини від проектного контуру

ΔB залежно від її довжини і кута перетину технологічною свердловиною шару руди в покладі.

Таким чином, виконуючи проектні розрахунки параметрів БВР необхідно зменшити відстань між свердловинами на величину максимального відхилення свердловин ΔB від проектного контуру.

Такий захід дозволить зменшити діаметр середнього куска відбитої руди в середньому на 16% ... 18%, а також знизити вихід негабаритних кусків руди в середньому на 68% ... 71% у відносному вимірі.

Для умов шахти «Криворізька» ПАТ «Кривбасзалізрудком» розраховані оптимальні параметри випуску відбитої руди із очисних блоків, розташованих на глибоких горизонтах.

Враховуючи результати досліджень для умов глибоких горизонтів ш. «Криворізька» ПрАТ «Кривбасзалізрудком» була запропонована технологія відбійки руди вертикальними віями глибоких свердловин на похилий компенсаційний простір.

Параметри БВР прийняті з урахуванням напружено-деформованого стану масиву глибоких горизонтів.

В процесі визначення параметрів БВР були розраховані залежності відхилення свердловин від проектного контуру ΔB при різній довжині свердловин та з різним кутом перетину буровою свердловиною шару руди в покладі.

Для оптимізації параметрів БВР відстань між кінцями кожної наступної технологічної свердловини у віялі a_i змінювалась на шукану величину відхилення ΔB_i від розрахованого проектного контуру свердловини.

Такі розрахунки повторювалися багаторазово для кожної наступної свердловини у віялі.

Виконані проектні розрахунки параметрів БВР з урахуванням результатів досліджень дозволили оптимізувати відстань між свердловинами на величину максимального відхилення свердловин ΔB від проектного контуру.

Такий захід дозволив зменшити діаметр середнього куска відбитої руди в середньому на 16% ... 18%, а також знизив вихід негабаритних кусків руди в середньому на 68% ... 71% у відносному вимірі.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Порцевский А.К. Подземные горные работы. Части 3 и 4: Учебное пособие в 4 частях./ А.К.Порцевский // – М.: МГОУ, 2005. – 83 с.
2. Russo-Bello F., Murphy S.K. Longwalling at great depth in a geologically disturbed environment — the way forward. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy. March/April 2000. С. 91-100.
3. Gleeson D. LKAB – A ferric world leader // International Mining. – 2010. – June. – С. 63-66.
4. <http://www.infomine.com/minesite/minesite.asp?site=kiddcreek>
5. http://www.mining-technology.com/projects/kidd_creek/
6. Щелканов В.А. Комбинированная разработка рудных месторождений./ В.А.Щелканов // М.: Недра, 1974. – 232 с.
7. Щелканов В.А., Сторчак С.А. Комбинированная разработка месторождений./ В.А.Щелканов, С.А.Сторчак // Кривой Рог: КТУ, 1996. – 293 с.
8. <http://www.mining-technology.com/projects/finsch/>
9. <http://www.mining-technology.com/projects/osborne/>
10. <http://www.infomine.com/minesite/minesite.asp?site=Northparkes>
11. 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.
12. 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.
13. Положення про порядок списання запасів корисних копалин з обліку гірничовидобувного підприємства. Постанова Кабінету Міністрів України № 58 від 27.01.95 р.
14. Качество минерального сырья. /[А.А. Азарян, В.А. Колосов, Л.А. Ломовцев, А.Д. Учитель]. - Кривой Рог: Минерал, 2001.-201 с.

15. Малахов Г.М., Безух В.Р., Петренко П.Д. Теория и практика выпуска руды. – М.: Недра, 1968. – 311с.
16. 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.
17. М.І. Ступнік, В.О. Калініченко, М.Б. Федько, О.В. Калініченко, С.В. Письменний. Процеси підземних гірничих робіт: підручник. – Кривий Ріг: Сінельніков Д.А., 2017. – 195 с.
18. 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.
19. 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.