

УДК 622.274.3:622.224

DOI: 10.15587/1729-4061.2018.142483

# РОЗРОБКА СКЛАДНОСТРУКТУРНИХ РУДНИХ ПОКЛАДІВ КАМЕРНИМИ СИСТЕМАМИ В УМОВАХ КРИВОРІЗЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО БАСЕЙНУ

**С. В. Письменний**

Кандидат технічних наук, доцент  
Кафедра підземної розробки  
родовищ корисних копалин\*  
E-mail: psvknu@gmail.com

**Д. В. Бровко**

Кандидат технічних наук, доцент  
Кафедра будівельних геотехнологій\*

**Н. Ю. Швагер**

Доктор технічних наук, професор  
Кафедра охорони праці і права\*

**І. В. Касаткіна**

Кандидат технічних наук, доцент,  
науковий співробітник\*\*

**Д. І. Паранюк**

Інженер  
Департамент з безпеки  
ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»  
вул. Криворіжсталі, 1, м. Кривий Ріг, Україна, 50000

**О. Ю. Сердюк**

Науковий співробітник\*\*

\*Державний вищий навчальний заклад  
«Криворізький національний університет»  
вул. Віталія Матусевича, 11, м. Кривий Ріг, Україна, 50027

\*\*Науково-виробничий комплекс залізних,  
марганцевих та поліметалевих руд  
Академія гірничих наук України  
вул. Пушкіна, 37, м. Кривий Ріг, Україна, 50002

*Гірничо-видобувні підприємства Криворізького залізорудного басейну з підземним способом для збереження світового ринку збуту успішно впроваджують ресурсозберігаючі технології при розробці родовищ представлених складноструктурними рудними покладами. Впровадження ресурсозберігаючої технології необхідно здійснювати на першому етапі, який безпосередньо пов'язаний з видобутком руди та впливає на вміст заліза в видобутій рудній масі. Підвищити вміст заліза в видобутій рудній масі можливо за рахунок застосування селективної розробки виймальних блоків камерними системами розробки.*

*Існуюча методика, яка застосовується на шахтах Кривбасу для визначення конструктивних елементів камерної системи розробки, при розрахунку прольоту оголення не враховує потужність налягаючої товщі порід зі сторони висячого боку очисної камери. Тому, необхідно розробити методику з визначення конструктивних елементів камерних систем розробки при відпрацюванні складноструктурних рудних покладів, для забезпечення стійкості оголень очисним камерам.*

*При відпрацюванні виймального блоку запропоновано очисні роботи здійснювати послідовно від висячого до лежачого боку складноструктурного рудного покладу камерною системою розробки, з залишенням в блоці безрудного або рудного включення. Даний порядок очисних робіт дозволить зменшити концентрацію розтягуючих та стискаючих напружень в середній частині безрудного або рудного включення, що сприяє підвищенню його стійкості в 1,5–2,0 рази.*

*Встановлено, що на стійкість очисної камери, окрім її розмірів та фізико-механічних властивостей руди, впливають горизонтальна потужність включення, коефіцієнт тривкості, час його існування та порядок очисних робіт у виймальному блоці. Тому при коефіцієнті тривкості порід безрудного включення меншим за 10–12 доцільно застосовувати підповерхово-камерний варіант системи в іншому випадку поверхово-камерний варіант системи розробки*

*Ключові слова: підземна розробка, залізна руда, напруження, стійкість, камерна система розробки*

## 1. Вступ

Розвіданих запасів залізних руд на території України нараховується близько 76 млрд. т, що складає 18 % від світових запасів. Майже третина їх зосереджена в Криворізькому залізорудному басейні. Сьогодні залізні руди відпрацьовуються відкритим та підземним способами. Традиційно відкритим способом розробляються бідні руди (магнетитові кварцити), а підземним – багаті (залізисті кварцити). Як виняток запаси магнетитових квар-

цитів розробляють підземним способом шахтою імені Орджонікідзе, а до 1997 року відпрацьовувались шахтами «Гігант-Глибока» та «Першотравнева». Кількість запасів залізистих кварцитів в межах родовищ Саксаганської світи Криворізького родовища, які розробляються гірничодобувними підприємствами з підземним способом видобутку наведено в табл. 1.

У геологічному і гірничому контексті Криворізький залізорудний басейн являє собою складноструктурне родовище, складене поодинокими, паралельно-зближеними

покладами та відокремленими гніздами з вмістом корисного компоненту в масиві від 10–37 % до 58–67 %, [1, 2]. На окремих ділянках рудних покладів зустрічаються безрудні чи рудні включення (БРВ) з вмістом корисного компоненту значно меншим за бортовий відносно рудного масиву, що розробляється. Кількість запасів безрудних чи рудних включень з вмістом корисного компоненту меншим ніж бортовий від загального обсягу родовища, табл. 1. становить для багатих руд 5–12 %, а бідних руд 10–15 %.

Таблиця 1

Гірничодобувні підприємства, які відпрацьовують запаси залізистих кварцитів Криворізького родовища підземним способом станом на 2015 р.

| Гірничодобувне підприємство     | Назва шахти   | Глибина гірничих робіт, м | Запаси в межах родовища, млн. т |            |
|---------------------------------|---------------|---------------------------|---------------------------------|------------|
|                                 |               |                           | багатих руд                     | бідних руд |
| ПАТ «Арселор-Міттал Кривий Ріг» | ім. Артема    | 1135                      | 120                             | 400        |
| ПАТ «Кривбас-залізрудком»       | «Родіна»      | 1390                      | 160                             | 1150       |
|                                 | «Октябрська»  | 1265                      | 570                             | 2860       |
|                                 | «Тернівська»  | 1350                      | 80                              | 60         |
|                                 | «Гвардійська» | 1270                      | 100                             | 400        |
| ПРАТ «Суша Балка»               | «Ювілейна»    | 1260                      | 160                             | –          |
|                                 | ім. Фрунзе    | 1135                      | 40                              | –          |
| Разом                           |               |                           | 1130                            | 4470       |

Відробка родовищ, представлених складноструктурними рудними покладами (ССРП) підземним способом традиційними системами розробки призводить до зменшення вмісту заліза у видобутій руді на 3–6 % відносно основного вмісту корисного компоненту в рудному масиві. Зі збільшенням вмісту заліза у видобутій рудній масі в 1,5–2,0 рази збільшуються втрати руди, що призводить до зменшення ефективності відпрацювання, а як наслідок, до втрат світового ринку збуту.

Наявність у рудному масиві в середньому 5–9 мінералого-технологічних різновидів руди [3–5] також негативно впливає на технологічні процеси її подальшого подрібнення, класифікації, магнітної сепарації, флотації. Сутність даного впливу полягає у тому, що системи ведення гірничих робіт не дозволяють забезпечити видобуток однотипних руд протягом достатньо тривалого часу. Як наслідок, виникає необхідність частішої зміни налаштувань технологічного збагачувального обладнання, перехідні процеси у якому призводять до зниження загальної ефективності процесів збагачення.

Підвищити ефективність процесів збагачення, зменшити собівартість видобутку та збільшити світовий ринок збуту при відпрацюванні складноструктурних рудних покладів підземним способом можна за рахунок розробки ресурсозберігаючих технологій та впровадження їх у виробництво [6–10].

Таким чином, розробка ресурсозберігаючих технологій, які дозволять ефективно відпрацьовувати складноструктурні рудні поклади Криворізького залізрудного басейну є вельми актуальним. При цьому слід зауважити, що модернізацію технологічних процесів необхідно почи-

нати з першого етапу виробництва (руйнування масиву, випуску та доставки рудної маси), що дозволить значно покращити техніко-економічні показники видобутку та переробки.

## 2. Аналіз літературних даних та постановка проблеми

Питання формування технології, критеріїв і методів керування процесом збагачення рудної сировини з урахуванням показників енергетичної ефективності, екологічної та економічної складових розглянуто у працях [11–14]. Для вирішення проблеми ресурсозбереження необхідно застосувати комплексний підхід до створення концепції ієрархічного керування еколого-економічними системами з урахуванням особливостей функціонуючих елементів і з використанням теорії організаційно-технічного керування.

Відпрацюванню складноструктурних родовищ присвячено ряд досліджень спрямованих на встановлення залежностей показників вилучення від прояву гірничого тиску, черговості виїмки та визначенню раціональних значень параметрів основних конструктивних елементів систем розробки [6, 8, 10, 15, 16].

Доведено, що на ефективність відпрацювання запасів родовища впливають гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови. До основних факторів успішного відпрацювання ССРП слід віднести: порядок очисного виїмання, гірничий тиск, інтенсивність робіт, кількість і стійкість ціликів, висота поверху, взаємне розташування камер і ціликів в покладах основного простягання.

Одним з флагманів підземної розробки рудних родовищ є рудник Кіруна (Швеція). При вирішенні питання ефективної розробки родовища підземним способом було запропоновано розділяти рудну масу за вмістом заліза на першому етапі в підземних умовах. Для цього була збудована необхідна кількість головних розкривних виробок. При подальшій розробці, перед підприємством виникло питання забезпечення стійкості гірського масиву. Були розроблені та впроваджені методи контролю за станом гірського масиву [17, 18]. В подальшому були розроблені сучасні методики контролю за станом гірського масиву при його порушенні підземними гірничими роботами [19–21]. Однак, у зв'язку з технологічними особливостями підземної розробки родовищ Криворізького залізрудного басейну їх впровадження призведе до значного збільшення собівартості видобутку.

Досвід роботи шахт Криворізького басейну довів, що на ефективність відпрацювання складноструктурних родовищ впливає порядок очисного виїмання, потужність та міцність проміжної товщі (безрудного включення), система розробки [7, 8, 22]. При відпрацюванні ССРП камерними системами розробки з залишенням ціликів, кількість ціликів повинна бути мінімальною, так як вони служать концентраторами напружень та ускладнюють умови подальшої розробки родовища. Визначаючи зони зрушення і зони розвантаження при відпрацюванні паралельних тіл, доведено, що гірничий тиск у вмісних породах висячого боку значно нижче, ніж у підстилаючих породах лежачого боку [23–25].

В роботах [26–29], встановлено, що випереджувальна виїмка пластів висячого боку знижує гірничий тиск в пластах основного простягання. Такі суперечливі висновки про послідовність ведення очисних робіт виникли

в наслідок того, що зазначені дослідження проводилися в неоднакових умовах і на різних глибинах. Автори роботи [20] виділили різні зони зміни гірничого тиску, що обумовлені випереджувальним відпрацюванням одного з пластів, а також тимчасовим відставанням робіт і їх просторово-взаємним розташуванням.

Опорний тиск у гірських породах за простяганням розподіляється нерівномірно, а зосереджується на флангах виробленого простору. В результаті цього в породах розташованих між покладами, виникають зони розвантаження та зони концентрації напружень [21, 30–32]. Зменшити концентрацію напружень можна за рахунок валового виймання, при цьому необхідно контролювати якість рудної сировини.

Результати дослідження оптимізації процесів видобутку і перероблення рудної сировини, викладені в роботах [33–35], дозволили зробити висновок про те, що показники ефективності управління процесами збагачення рудної сировини істотно залежать від точності оперативної інформації про параметри технологічних процесів. У більшості випадків при розробці методів неруйнівного контролю характеристик рудного матеріалу використовуються електромагнітні, ультразвукові та радіометричні методи.

З метою спрощення управління процесом збагачення, автори робіт [36–38] вважають доцільним застосовувати камерну систему розробки при відпрацюванні покладів основного простягання та систему з масовим обваленням для паралельного простягання. Розроблені технологічні схеми та паспорти передбачають відпрацювання ССРП з горизонтальною потужністю безрудного включення 35 м та більше при цьому руди й породи повинні бути міцними та стійкими [39–41]. При цьому, параметри камерної системи розробки визначаються за методикою розробленою в 1987 році науково-дослідним гірничорудним інститутом (НДГРІ, м. Кривий Ріг, Україна) [40].

Для вирішення проблеми збільшення вмісту заліза та зменшення втрат руди при відробці родовищ представлених складноструктурними рудними покладами доцільно застосувати підхід, запропонований у працях [42, 43]. Автори пропонують модернізацію традиційних збагачувальних процесів шляхом залучення операцій гідрометалургійної і хімічної переробки, які підвищують ефективність збагачення за рахунок використання інших видів енергії. Даний напрямок модернізації збагачення ґрунтується на процесах силового впливу на речовину у процесі дезінтеграції в активаторі та не враховує процеси, що пов'язані з видобутком корисної копалини підземним способом.

На підставі проведеного критичного аналізу робіт, присвячених питанням розробки та переробки корисної копалини, можна зробити наступні висновки:

1. Більшість авторів пропонують вирішувати збільшення вмісту заліза в видобутій рудній масі за рахунок підземного або поверхневого гірничо-збагачувального комплексу, що неминуче призведе до збільшення собівартості видобутку та втрати світового ринку збуту.

2. Збільшити вміст заліза в видобутій рудній масі на першому етапі можна за рахунок застосування ресурсозберігаючої селективної розробки, процес збагачення не застосовується. При цьому, розробка покладів з горизонтальною потужністю безрудного або рудного включення менше 12 м пропонується традиційним підземним способом з залученням збагачувальних фабрик.

3. При випереджаючому вийманні покладів, що містять безрудні або рудні включення, не враховуються негативні

наслідки послаблення несучої спроможності проміжної товщі, які негативно впливають на її стійкість при формуванні наступної очисної камери.

4. Відсутні обґрунтовані науково-практичні рекомендації, щодо розробки складноструктурних родовищ камерними системами розробки, які дозволяють не тільки збільшити вміст заліза в видобутій рудній масі, але й диференційовано підходити до питання підвищення стійкості очисних камер.

Таким чином, виникає необхідність в удосконаленні ресурсозберігаючої технології при відпрацюванні ССРП, яка забезпечить не тільки збільшення вмісту заліза у видобутій рудній масі але й дозволить підвищити стійкість очисних камер. Тому, необхідно визначити як впливають розміри безрудного чи рудного включення на конструктивні елементи камерної системи розробки.

### 3. Мета і задачі дослідження

Метою досліджень є обґрунтування стійких параметрів конструктивних елементів камерної системи при розробці складноструктурних рудних покладів, яка дозволить підвищити показники вилучення рудної маси за рахунок селективного виймання.

Для досягнення поставленої мети необхідно визначити максимально-допустимий стійкий проліт оголення очисної камери в залежності від конструктивних елементів камерної системи розробки та потужності безрудних або рудних включень при селективній розробці складноструктурних рудних покладів.

### 4. Матеріали і методи дослідження стійкості безрудних чи рудних включень при застосуванні камерних систем розробки

Вирішення багатьох питань, пов'язаних з освоєнням надр та вивченням геологічного і тектонічного розвитку земної кори, базуються за результатами експериментальних досліджень напруженого стану масиву гірських порід. Дані дослідження обумовлені порушенням масиву підземними гірничими роботами, наслідком чого є техногенні катастрофи геомеханічного характеру, які носять як позитивний, так і негативний характер.

Якщо з тіла, що знаходиться в напруженому стані, виділити елементарний кубик, то в загальному випадку на його гранях можна виділити дев'ять векторів напружень:  $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$  (нормальні) та  $\tau_{xy}, \tau_{xz}, \tau_{yx}, \tau_{yz}, \tau_{zx}, \tau_{zy}$  (дотичні), які утворюють так званий тензор напружень, що характеризує напружений стан в даній точці  $O$  твердого тіла та має вид:

$$s_{ij} = \begin{vmatrix} \sigma_x & \tau_{xy} & \tau_{xz} \\ \tau_{yx} & \sigma_y & \tau_{yz} \\ \tau_{zx} & \tau_{zy} & \sigma_z \end{vmatrix} = p_{ik} \times n_i, \quad (1)$$

де  $\sigma$  – напруження внутрішніх сил, що виникають в масиві,  $\text{H}/\text{m}^2$ , ( $\text{т}/\text{м}^2$ );  $\tau$  – дотичні напруження, що виникають в масиві,  $\text{H}/\text{m}^2$ , ( $\text{т}/\text{м}^2$ );  $p_{ik}$  – сукупність напружень, трьох взаємно перпендикулярних майданчиків навколо однієї точки;  $n_i$  – нормальний одиничний вектор, до відповідного майданчику, що досліджується;  $i, k$  – індекси позначень вісі координат  $x, y, z$ .

Індекси вказують напрямки деформації та відносні зрушення, що характеризують зміну форми паралелепіпеда та в якій координатній площині з'являється кутова деформація, яка призводить до руйнування безрудного чи рудного включення [44, 45].

При визначенні стійкості ціликів в багатьох випадках у гірничій справі його розглядають як затиснену балку, а для забезпечення стійкості максимальні напруження повинні відповідати умові:

$$\begin{cases} \sigma_{\max} \leq [\sigma], \\ \tau_{\max} \leq [\tau], \end{cases} \quad \sigma \gg \tau, \quad (2)$$

де  $[\sigma]$  – межа міцності матеріалу, Н/м<sup>2</sup>, (т/м<sup>2</sup>);  $[\tau]$  – допустимі дотичні напруження, Н/м<sup>2</sup>, (т/м<sup>2</sup>).

Автори робіт [23–25, 44] стверджують, що при розрахунку стійкості ціликів основним критерієм є вигін, однак в гірських породах під дією тиску утворюється зона тріщин. Тому, при визначенні максимально-допустимих напружень, які призводять до зниження межі міцності цілика складеного гірськими породами, необхідно враховувати структуру масиву та час його існування.

При підземній розробці рудних родовищ у більшості випадків цілика мають прямокутну форму, тому найбільш небезпечним є середня частина прольоту оголення, а максимальні напруження визначаються за формулою:

$$\sigma_{\max} = \frac{M_x}{W_x} \leq [\sigma], \quad (3)$$

де  $M_x$  – значення максимального згинального моменту в  $z$  частині прогону оголення БРВ по вісі  $x$ , Н/м, (т/м);  $W$  – момент опору цілика.

Слід зазначити, що прогин є основним компонентом вектору переміщення точок в породах гірського масиву тому величина прогину мала в порівнянні з товщиною цілика, тобто  $w \ll h$ .

Максимальні напруження, що виникають в цілику представленого як затиснена балка визначаються за виразом:

$$\sigma_{\max} = \frac{6 \times M_x}{l \times h^2}, \quad (4)$$

де  $l$  – прольот оголення (довжина цілика), м;  $h$  – товщина цілика (нормальна потужність БРВ), м.

Дослідженнями [15, 26, 30–32, 44] було доведено, що не всі прямокутні тіла при розрахунках максимальних напружень можна розглядати як затиснену балку. У випадку, коли товщина цілика значно менша за його довжину, цілик доцільно розглядати як тонку жорстку пластинку, а не як затиснену балку.

Згідно з першим та другим припущеннями Кірхгофа та формулами Коші отримаємо вирази для визначення компонентів тензора напружень  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$ ,  $\tau_{xy}$  в пластині через функцію прогину  $w$  в середній її площині:

$$\begin{aligned} \sigma_x &= -\frac{E \times z}{1-\mu^2} \times \left( \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} + \mu \frac{\partial^2 w}{\partial y^2} \right); \\ \sigma_y &= -\frac{E \times z}{1-\mu^2} \times \left( \frac{\partial^2 w}{\partial y^2} + \mu \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} \right); \\ \tau_{xy} &= -\frac{E \times z}{1+\mu^2} \times \frac{\partial^2 w}{\partial x \times \partial y}, \end{aligned} \quad (5)$$

де  $E$  – модуль Юнга;  $\mu$  – коефіцієнт Пуассона.

Виконавши відповідні перетворення виразів (5) отримуємо умови стійкості БРВ при максимальних напруження в середній його частині:

$$\begin{cases} \sigma_x = \frac{6 \times M_{x \max}}{m_{\text{БРВ}}^2} \leq [\sigma], \\ \sigma_y = \frac{6 \times M_{y \max}}{m_{\text{БРВ}}^2} \leq [\sigma], \\ \tau_{xy} = \frac{6 \times H}{m_{\text{БРВ}}^2} \leq [\tau]. \end{cases} \quad (6)$$

Розглянемо технологічні процеси при розробці рудних покладів підземним способом. Родовища Криворізького залізорудного басейну традиційно відпрацьовуються від лежачого до всячого боку. Згідно виконаного аналізу встановлено, що при розробці складноструктурних рудних покладів підземним способом доцільно розробку здійснювати від всячого до лежачого боку [15, 16]. Однак при розробці ССРП гірничі роботи необхідно здійснювати від всячого до лежачого боку. Розглянемо, як змінюється технологія видобутку при селективній розробці ССРП з відпрацюванням від всячого до лежачого боку камерною системою розробки.

Технологія, що пропонується передбачає певний порядок ведення гірничих робіт в залежності від гірничо-геологічних умов ССРП, при цьому розробка очисного блоку здійснюється в дві стадії, рис. 1:

*I стадія* – виймання руди здійснюється спочатку у всячого боку із залишенням безрудного включення в очисному блоці у якості цілика;

*II стадія* – виймання з блоку решти руди у лежачого боку в залежності від порядку та черговості гірничих робіт.

Для отримання високих показників вилучення видобутої рудної маси при застосуванні камерної системи розробки необхідно забезпечити стійкість ціликам, оголенням та БРВ на весь час відпрацювання очисних блоків. Отже в залежності від стадії та порядку ведення гірничих робіт у виймальному блоці на БРВ будуть діяти різні навантаження. В залежності від дії навантажень на БРВ, в масиві формується поле розтягувальних або стискаючих зусиль [2, 16, 38].

З теорії опору матеріалів відомо, якщо зразок рівномірно навантажувати в часі, в ньому зростають нормальні напруження до межі міцності матеріалу на стискання, рис. 2, *a*. Як тільки стискаючі напруження стануть більшими за межу міцності БРВ на стискання або з'являються лінійні деформації то міжкамерний цілик буде зруйновано (поз. 2, рис. 1). Таким чином, з метою збереження цілісності БРВ, який представляє собою міжкамерний цілик під час ведення очисних робіт в блоці, необхідно виконання наступної умови:

$$\begin{cases} \sigma \leq \sigma_k \cong [\sigma_{\text{ст}}], \\ \varepsilon = 0, \end{cases} \quad (7)$$

де  $\sigma$  – нормальні напруження МПа;  $\sigma_k$  – критичні напруження МПа;  $[\sigma_{\text{ст}}]$  – межа міцності порід на стискання МПа;  $\varepsilon$  – лінійні деформації.

У випадку коли на цілик протягом часу діють стискаючі та розтягуючі напруження, нормальні напруження в БРВ спочатку збільшуються, а потім зменшуються. При повторному навантаженні в цілику виникають лінійні деформації, що значно зменшують межу міцності порід на стискання, (рис. 2, *б*).



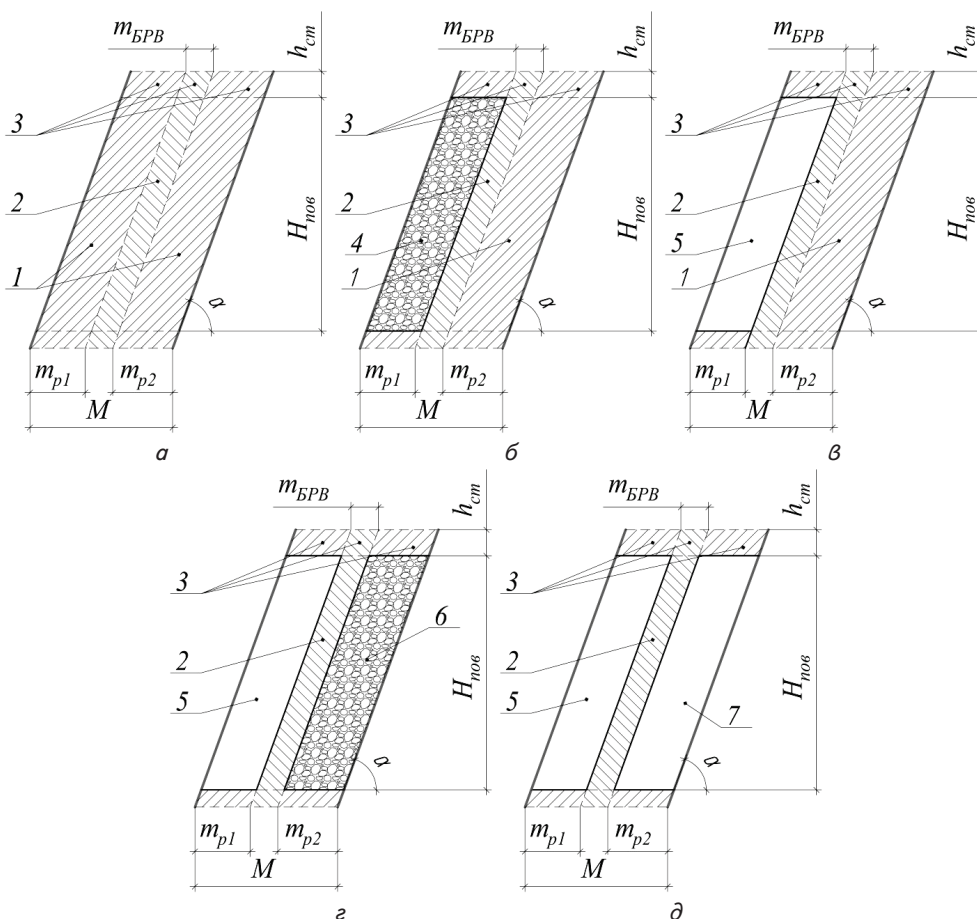


Рис. 1. Принципова схема відпрацювання складно-структурних рудних покладів в стійких рудах камерними системами розробки: а – розподіл виймального блоку на очисні панелі першої та другої черги; б – випуск подрібненої руди з першої панелі; в – кінцева стадія відпрацювання першої панелі; г – випуск подрібненої руди з другої панелі; д – кінцева стадія відпрацювання запасів виймального блоку; 1 – рудний масив; 2 – безрудне чи рудне включення; 3 – стелина; 4, 6 – обвалений рудний масив; 5, 7 – очисна камера відповідно у висячого та лежачого боку

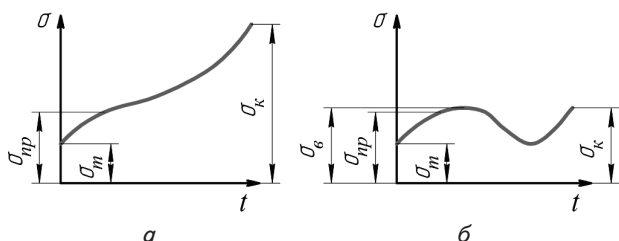


Рис. 2. Характер розподілу напружень та деформацій в матеріалі на різних стадіях навантаження: а – при дії на зразок протягом часу стискаючих зусиль; б – при дії на зразок протягом часу стискаючих і розтягувальних зусиль

Коли протягом часу в цілику зростають навантаження, то в ньому збільшуються нормальні напруження, згідно виразу (7), а при зменшенні навантаження, нормальні напруження не досягають межі міцності порід, що призводить до руйнування цілика при таких граничних умовах:

$$\begin{cases} \sigma \ll \sigma_k \cong \sigma_v \ll [\sigma_{ст}], \\ \epsilon \neq 0. \end{cases} \quad (8)$$

З урахуванням вищезазначеного необхідно визначити параметри конструктивних елементів камерної системи

розробки при відпрацюванні очисного блоку від висячого до лежачого боків із забезпеченням стійкості безрудного чи рудного включення.

### 5. Результати досліджень стійких параметрів очисної камери в стійких рудах

У випадку, коли очисний блок представлений складно-структурним рудним для отримання високих показників вилучення доцільно застосовувати селективне виймання запасів руди [7, 11]. Селективна розробка очисного блоку від традиційної відрізняється тим, що запаси руди вилучаються в дві стадії, рис. 1.

Перша стадія передбачає виймання запасів у висячого боку покладу з розмірами конструктивних елементів визначених за методикою [40] формуючи очисну камеру 1. Слід зазначити, що згідно з методикою [40] ширина (потужність) безрудного чи рудного включення не впливає на параметри очисної камери першої черги.

Після випуску обваленої руди з першої очисної камери, міжкамерні рудні цілики та стелина на даній стадії не обвалюються. Тому, при визначенні часу існування оголення та ціликів необхідно враховувати сумарний час на відпрацювання очисного блоку (включно з другою стадією). Таким чином, необхідно в існуючу методику

внести зміни щодо визначення часу існування ціликів та оголення для очисної камери першої черги. Час існування оголення ( $t_o$ ) та ціликів ( $t_c$ ) для очисної камери першої черги при відпрацюванні блоку представленого складноструктурним рудним покладом визначається за формулою:

$$t_o(t_c) = t_v + t_p + t_2 + t_{r1}, \quad (9)$$

де  $t_v$  – час на видобуток обваленої гірничої маси з очисного блоку камери 2, міс;  $t_p$  – час на виконання підготовчих та нарізних робіт в блоці другої черги відпрацювання (за даними практики приймається 3–7 міс.), міс;  $t_2$  – час на буріння та підривання (обвалення) гірського масиву в блоці другої стадії відпрацювання (за даними практики приймається 2–6 міс.), міс;  $t_{r1}$  – час на підготовку та масове обвалення ціликів та стеліни навколо очисної камери першої та другої стадії відпрацювання (за даними практики приймається 1–3 міс.), міс.

Конструктивні елементи очисної камери 2 визначити за методикою [40] не можливо, тому що при розрахунку еквівалентного прольоту оголення не враховується потужність безрудного чи рудного включення ССРП. Гірничо-геологічна характеристика БРВ буде суттєво впливати на стійкість оголення та напруження які виникають в ньому з часом.

Також, дана методика не враховує в повному обсязі зміну напружень протягом часу існування оголень при визначенні еквівалентного прольоту оголення камери другої черги, які суттєво впливають на стійкість безрудного чи рудного включення, рис. 1.

При визначенні параметрів очисної камери 2 другої стадії необхідно враховувати попередні розрахункові значення першої очисної камери, до яких відносять: ширину камери за простяганням та ширину міжкамерних ціликів з наступними граничними умовами:

$$\begin{cases} a_{II} = a_I; \\ c_{II} = c_I; \\ b_{II} \leq b_I, \end{cases} \quad (10)$$

де  $a_I, a_{II}$  – ширина відповідно першої та другої очисної камери за простяганням, м;  $c_I, c_{II}$  – ширина міжкамерного цілика відповідно до першої та другої очисної камери, м;  $b_I, b_{II}$  – похилий прогін оголення відповідно до першої та другої очисної камери, м.

Згідно п. 4 встановлено, коли нормальна потужність безрудного чи рудного включення менше ніж в 5 разів прольоту оголення, згідно теорії опору матеріалів цілик необхідно розглядати як затиснену балку, в іншому випадку – як тонку жорстку пластинку. Залежність мінімальної ширини очисної камери другої черги від нормальної потужності БРВ приведена на рис. 3.

З рис. 3 видно, що за допомогою лінійної функції можна визначити мінімально-допустиму ширину очисної камери другої черги відпрацювання блоку при яких проліт ого-

лення буде розраховуватись як затиснута балка або жорстка пластинка. Наприклад, при розробці ССРП ширина очисної камери першої черги була визначена за методикою НДГРІ та складала 40 м, а нормальна потужність безрудного включення в блоці складає 9 м з графіку визначаємо, що БРВ необхідно розглядати як затиснуту балку. У випадку, коли потужність безрудного чи рудного включення складатиме 6 м, то при визначенні параметрів системи розробки БРВ необхідно розглядати як жорстка пластинка.

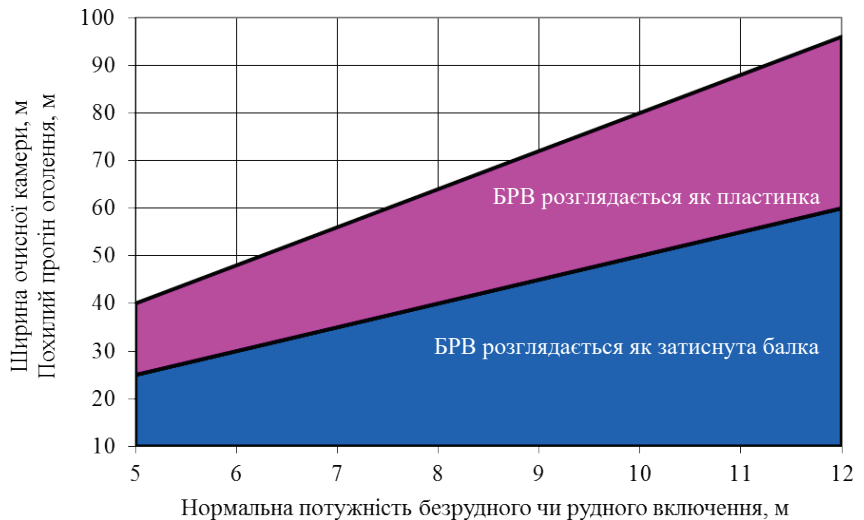


Рис. 3. Залежність мінімально-допустимої ширини очисної камери другої черги від нормальної потужності БРВ при розрахунку прольоту оголення представлено як затиснута балка, та максимально-допустима ширина – при розрахунку прольоту оголення як пластинка

Існує багато методів з визначення параметрів камер та ціликів. Вони дозволяють визначити міцність, жорсткість, стійкість, зріз, зсув та інші параметри ціликів. Однак, більша з них частина базується на визначенні максимальних напружень в середній частині цілика.

Максимальні напруження виникають в середній частині прольоту оголення у випадку коли БРВ представлений як балка та визначається за формулою (3). Підставивши у формулу (3) вхідні величини, та виконавши відповідні перетворення отримаємо вираз з визначення максимально-допустимого стійкого прогону оголення БРВ:

$$l_{БРВ} = \frac{4 \times [\sigma] \times h_n^2}{q} = \frac{4 \times [\sigma] \times m_{БРВ}}{a_{II} \times \gamma_{БРВ}} = \frac{4 \times K_f \times f \times K_{стр.о} \times m_{БРВ}}{a_{II} \times \gamma_{БРВ} \times K_3}, \quad (11)$$

де  $[\sigma]$  – межа міцності порід БРВ на стискання,  $\text{т/м}^2$ ;  $h_n$  – товщина цілика, м;  $m_{БРВ}$  – нормальна потужність безрудного чи рудного включення, м;  $\gamma_{БРВ}$  – об'ємна вага порід БРВ,  $\text{т/м}^3$ ;  $K_f$  – перекладної коефіцієнт тривкості порід в напруження;  $f$  – коефіцієнт тривкості гірських порід безрудного чи рудного включення за шкалою проф. Протод'яконова М. М.;  $K_{стр.о}$  – коефіцієнт структурного ослаблення порід тріщинами (приймається від 0,65 до 0,95);  $K_3$  – коефіцієнт запасу міцності порід (приймається 1,5–2,0).

Критеріями стійкості оголень та ціликів є виконання нерівності (12) де порівнюються значення фактичного еквівалентного прогону оголення (11) з геометричними

розмірами похилого оголення в очисній камері другої черги відпрацювання [40]:

$$l_n = \frac{a_{\Pi} \times m_{БРВ}}{\sqrt{a_{\Pi}^2 + m_{БРВ}^2}} \leq l_{БРВ}, \text{ м.} \tag{12}$$

У випадку, коли нормальна потужність БРВ менша в 5 разів ніж проліт оголення або ширини камери за простяганням, стійкість БРВ розраховують як пластинка. Напруження, що виникають в пластинці визначаються за формулою (6).

Відповідно до умов статичної еквівалентності, внутрішні моменти, що виникають в пластині, виражені через проліт оголення пластинки визначаються наступними диференціальними рівняннями:

$$\begin{aligned} M_x &= -D \times \left( \frac{\partial^2 \omega}{\partial x^2} + \mu \times \frac{\partial^2 \omega}{\partial y^2} \right), \\ M_y &= -D \times \left( \frac{\partial^2 \omega}{\partial y^2} + \mu \times \frac{\partial^2 \omega}{\partial x^2} \right), \\ M_{xy} &= -D \times (1 - \mu) \times \frac{\partial^2 \omega}{\partial x \partial y}, \end{aligned} \tag{13}$$

де  $M_x, M_y$  – моменти вигину відповідно по осі  $x, y$ ;  $\mu$  – коефіцієнт Пуассона;  $D$  – циліндрична жорсткість і є фізико-геометричною характеристикою пластинки при вигину та визначається:

$$D = \frac{E \times m_{БРВ}^3}{12 \times (1 - \mu^2)}, \tag{14}$$

де  $E$  – модуль Юнга.

Момент вигину пластинки від поперечних сил описується диференціальним рівнянням:

$$\frac{\partial^4 \omega}{\partial x^4} + 2 \frac{\partial^4 \omega}{\partial x^2 \partial y^2} + \frac{\partial^4 \omega}{\partial y^4} = \frac{q}{D}. \tag{15}$$

Диференціальне рівняння (15) вирішується з урахуванням граничних умов (16) чисельними методами, при цьому слід враховувати, що БРВ представляє собою застиснуту пластину:

$$\left\{ \begin{aligned} \omega \Big|_{x=0}^{x=a} &= 0, \\ \frac{\partial \omega}{\partial x} \Big|_{x=0}^{x=a} &= 0, \end{aligned} \right. \text{ та } \left\{ \begin{aligned} \omega \Big|_{y=0}^{y=a} &= 0, \\ \frac{\partial \omega}{\partial y} \Big|_{y=0}^{y=a} &= 0. \end{aligned} \right. \tag{16}$$

При розробці родовищ системами з відкритим очисним простором існує три можливі варіанти утворення очисних камер, які відрізняються між собою співвідношенням ширини камери до прольоту оголення (рис. 4).

При застосуванні поверхово-камерної системи розробки довжина очисної камери завжди менша за її висоту поверху (проліт оголення), а в підповерхово-камерних – передбачаються два випадки, коли довжина камери менша за проліт оголення (рис. 4, б) та навпаки довжина камери більша за проліт оголення (рис. 4, в).

Той чи інший варіанти камерних систем розробки застосовуються в залежності від гірничо-геологічних умов та параметрів стійких оголень камер першої черги при розробці складноструктурних рудних покладів визначених за методикою [2, 15].

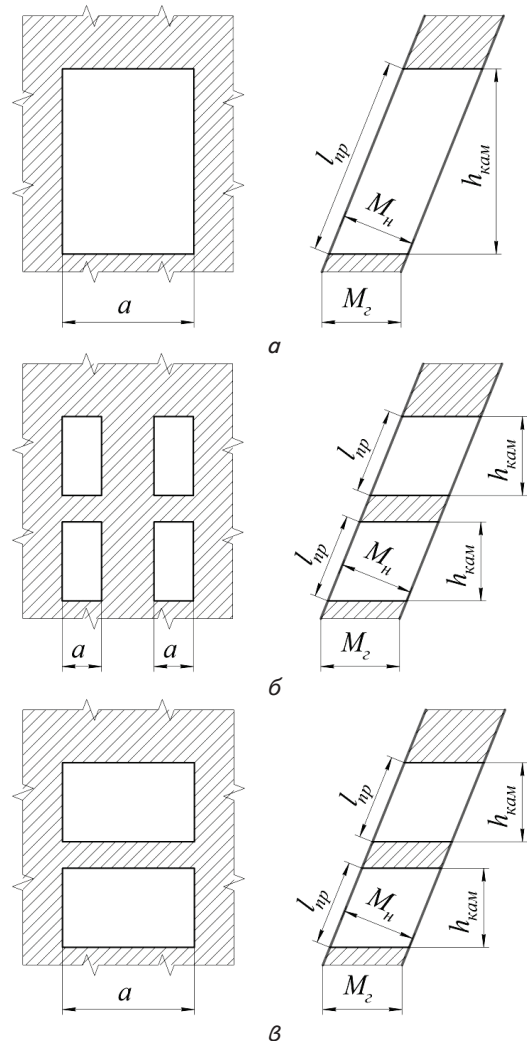


Рис. 4. Схеми розташування очисної камери в блоці за простяганням в залежності від системи розробки: а – поверхово-камерна з довжиною камери менше прольоту оголення; б, в – підповерхово-камерна відповідно з різним співвідношенням ширини очисної камери до прольоту оголення

Слід зазначити, що схеми а та б приведені на рис. 4 схожі між собою за співвідношенням довжини очисної камери до її похилого прольоту оголення ( $a < l_{пр}$ ), а в схемі в навпаки, довжина камери менша ніж проліт оголення ( $a > l_{пр}$ ). Співвідношення камер до прольоту оголення є граничною умовою при визначенні згинаючого моменту.

Для інженерних розрахунків нами пропонуються рівняння для визначення максимальних згинальних моментів при різних співвідношеннях довжини очисної камери до прольоту оголення:

$$\begin{cases} M_{x \max} = C_1 \times l_{БРВ} \times m_{БРВ} \times \gamma_{БРВ} \times a_{\Pi}^2 \Big|_{l_{БРВ}^2 \geq a_{\Pi}^2}, \\ M_{y \max} = C_2 \times l_{БРВ} \times m_{БРВ} \times \gamma_{БРВ} \times a_{\Pi}^2 \Big|_{l_{БРВ}^2 \geq a_{\Pi}^2}, \\ M_{x \max} = C_3 \times a_{\Pi} \times m_{БРВ} \times \gamma_{БРВ} \times l_{БРВ}^2 \Big|_{l_{БРВ}^2 < a_{\Pi}^2}, \\ M_{y \max} = C_4 \times a_{\Pi} \times m_{БРВ} \times \gamma_{БРВ} \times l_{БРВ}^2 \Big|_{l_{БРВ}^2 < a_{\Pi}^2}, \end{cases} \tag{17}$$

де  $C_1, C_2, C_3, C_4$  – поправочні коефіцієнти згинальних моментів, приймаються згідно.

Підставивши у вираз (6) вхідні величини (17), та виконавши відповідні перетворення отримаємо формулу визначення максимально-допустимого прольоту оголення БРВ в залежності від ширини очисної камери другої черги та прольоту оголення:

$$l_{БРВ} = \frac{[\sigma] \times m_{БРВ}^2}{3 \times C_1 \times a_{II}^2 \times \gamma_{БРВ}} = \frac{K_f \times f \times K_{стр.о} \times m_{БРВ}^2}{3 \times C_1 \times a_{II}^2 \times \gamma_{БРВ} \times K_3} \quad (18)$$

У випадку, коли довжина камери за простяганням більша за похилий проліт оголення визначений для камери першої черги (рис. 4, в) стійкий проліт оголення визначається з виразу:

$$l_{БРВ} = \sqrt{\frac{[\sigma] \times m_{БРВ}^2}{3 \times C_1 \times a_{II} \times \gamma_{БРВ}}} = \sqrt{\frac{K_f \times f \times K_{стр.о} \times m_{БРВ}^2}{3 \times C_1 \times a_{II} \times \gamma_{БРВ} \times K_3}} \quad (19)$$

Таким чином, за результатами теоретичних досліджень визначені параметри конструктивних елементів камерної системи розробки при відпрацюванні складноструктурних рудних покладів для різних гірничо-геологічних умов.

Виконавши розрахунки за формулою (11) побудовані залежності мінімального прогону оголення очисної камери другої черги від нормальної потужності безрудного чи рудного включення (рис. 5) та довжини очисної камери (рис. 6).

З графіків приведених на рис. 5 видно, що зі збільшенням нормальної потужності безрудного чи рудного включення від 5 до 12 м похилий прогін оголення збільшується з 25 до 60 м при ширині очисної камери другої черги 25 м та коефіцієнту тривкості порід безрудного чи рудного покладу 12 за шкалою проф. М. М. Протод'яконова. Слід зауважити, при коефіцієнті тривкості порід менше 12 та потужності БРВ рівним 5–6 м розрахований похилий прогін оголення менше за геометричний прогін оголення за методикою запропонованою Ривкіним І. Д. [28, 38]. Це доводить, що відпрацювати БРВ потужністю менше 5–6 м системами з відкритим очисним простором для заданих гірничо-геологічних умов неможливо.

У випадку, коли коефіцієнт тривкості порід БРВ складає 8–16 за прогін оголення збільшується з 40 до 80 м. Тому, в залежності від коефіцієнта тривкості порід, нормальної потужності БРВ при ширині очисної камери другої черги 25 м можливо застосування двох варіантів системи з відкритим очисним простором: з підповерховим та поверховим очисним вийманням.

Аналізуючи графіки представлені на рис. 6 робимо висновок, що зі збільшенням ширини очисної камери другої черги зменшується проліт оголення при зменшенні коефіцієнта тривкості порід з яких складається безрудне чи рудне включення.

Зі збільшенням коефіцієнта тривкості порід з 8 до 16 ширина очисної камери змінюється з 25 до 45 м при нормальній потужності БРВ 10 м.

Згідно аналізу камерних систем розробки, які застосовуються на шахтах Криворізького залізорудного басейну, встановлено, що ширина очисних камер складає 20–35 м. Таким чином, отримані значення суттєво не змінять технологію видобутку при відпрацюванні ССРП камерними системами розробки.

За формулою (18) виконані розрахунки прольоту оголення при умові ( $a < l_{пр}$ ), результати досліджень приведені на рис. 7 від нормальної потужності БРВ, а на рис. 8 – від ширини очисної камери.

З графіку приведеного на рис. 8 видно, що при збільшенні нормальної потужності БРВ з 7 до 12 м проліт оголення збільшується з 26 до 76 м при коефіцієнті тривкості порід з яких складено БРВ рівним 16.

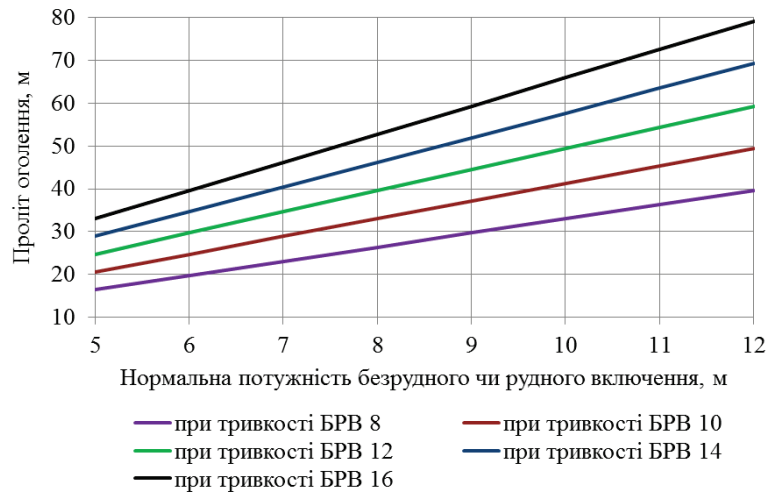


Рис. 5. Залежності мінімального прольоту оголення в залежності від нормальної потужності безрудного чи рудного включення з вмістом корисного компоненту нижче бортового та коефіцієнта тривкості порід БРВ при ширині очисної камери другої черги 25 м коефіцієнтах структурного ослаблення масиву рівним 0,85 і запасу міцності 1,5

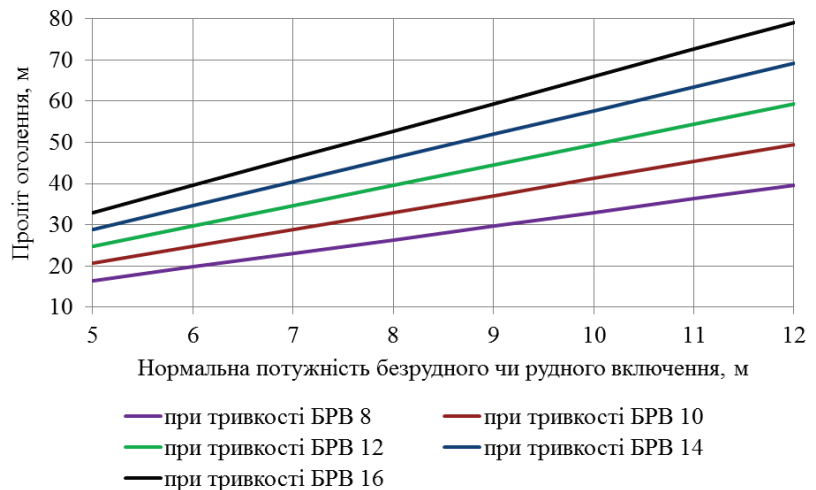


Рис. 6. Залежності мінімального прольоту оголення в залежності від ширини очисної камери другої черги відпрацювання блоку та коефіцієнта тривкості порід БРВ при нормальній потужності безрудного чи рудного включення рівним 10 м при коефіцієнтах структурного ослаблення масиву рівним 0,85 і запасу міцності 1,5



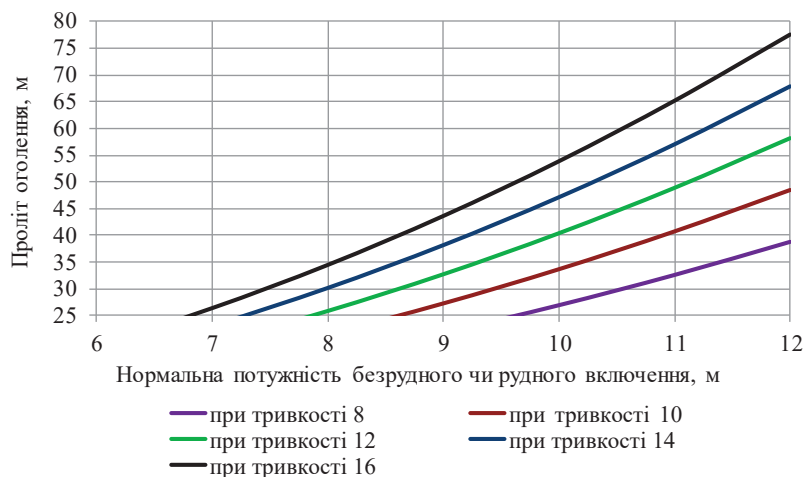


Рис. 7. Залежності мінімального прольоту оголення в залежності від нормальної потужності БРВ при умові ( $\alpha < l_{np}$ ), та коефіцієнта тривкості порід БРВ при ширині очисної камери другої черги 40 м коефіцієнтах структурного ослаблення масиву рівним 0,85 і запасу міцності 1,5

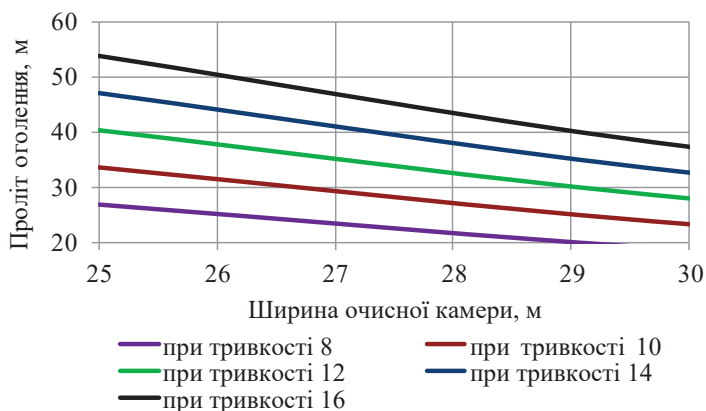


Рис. 8. Залежності мінімального прольоту оголення в залежності від ширини очисної камери другої черги відпрацювання блоку при умові ( $\alpha < l_{np}$ ) та коефіцієнта тривкості порід БРВ при нормальній потужності БРВ рівній 10 м, коефіцієнтах структурного ослаблення масиву рівним 0,85 і запасу міцності 1,5

Зі зменшенням коефіцієнта тривкості породи БРВ з 16 до 8 та нормальній потужності включення 10 м проліт оголення в очисній камері другої черги відпрацювання зменшується з 54 до 27 м.

При збільшенні очисної камери з 25 до 30 м проліт похилого оголення камери зменшується з 54 до 38 м при коефіцієнті тривкості порід з яких складається БРВ за шкалою проф. Протод'конова М. М. рівним 16.

Аналізуючи графіки приведені на рис. 7 та рис. 8 встановлено, що при нормальній потужності БРВ менше 10 м та тривкості менше 10–12, доцільно застосовувати варіант підповерхово-камерної системи розробки (рис. 4, б). При збільшенні потужності або коефіцієнта тривкості порід – поверхово-камерний варіант, з довжиною очисної камери за простяганням більше ніж похилий проліт оголення (рис. 4, в).

Аналізуючи графіки наведені на рис. 9 видно, що проліт оголення БРВ збільшується

прямо пропорційно нормальній потужності. Так, зі збільшенням нормальної потужності БРВ з 5 до 12 м та тривкості порід з 8 до 16 проліт оголення зростає з 10 до 35 м. Слід відмітити, що при нормальній потужності БРВ 12 м, ширині очисної камери 40 м проліт оголення збільшується з 25 до 35 м зі збільшенням коефіцієнта тривкості з 8 до 16.

Зі збільшенням очисної камери до 60 м при нормальній потужності БРВ 10 м та зменшенням коефіцієнту його тривкості з 16 до 8 проліт оголення відповідно зменшується з 28 до 20 м. Зменшення ширини очисної камери з 60 до 40 м та коефіцієнті тривкості порід 16 проліт оголення збільшується з 28 до 35 м, див. рис. 10.

Довести достовірність отриманих результатів теоретичних досліджень можливо за допомогою лабораторного або математичного моделювання. При створенні об'єкта в лабораторних умовах, необхідно дотримання чіткого відтворення гірського масиву шляхом виготовлення еквівалентного матеріалу [46].

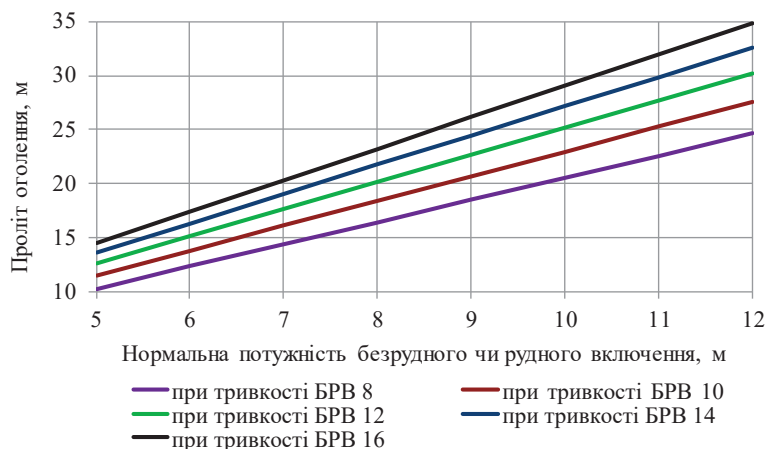


Рис. 9. Залежності мінімального прольоту оголення в залежності від нормальної потужності БРВ при умові ( $\alpha > l_{np}$ ) та коефіцієнта тривкості порід БРВ при ширині очисної камери другої черги 40 м коефіцієнтах структурного ослаблення масиву рівним 0,85 і запасу міцності 1,5

Однак, недоліком даного методу моделювання є великі її розміри, та час на її не тільки створення але й відпрацювання. Найбільш ефективним є математичне моделювання кінцевими елементами. Даний метод дозволяє не тільки створити модель відповідних розмірів але й змінювати його характеристики за невеликий час.

Таким чином, за допомогою програмного комплексу ANSYS було проведено моделювання зміни поля напружень в гірському масиві навколо очисних камер на різних стадіях ведення гірничих робіт:

- початкова – без ведення гірничих робіт, рис. 11, а;
- проміжна – формування очисної камери у висячого боку, рис. 11, б;
- кінцева – формування очисної камери у лежачого боку, рис. 11, в.

Всього було проведено 9 серій досліджень, які відрізнялись між собою фізико-механічними властивостями рудного масиву та БРВ, всі інші показники (глибина розробки, висота поверху, потужність) залишались без змін.

При проведенні досліджень на моделі фіксували поле еквівалентних напружень в масиві навколо очисних камер та в середній частині безрудного включення на різних стадіях ведення гірничих робіт, див. рис. 11.

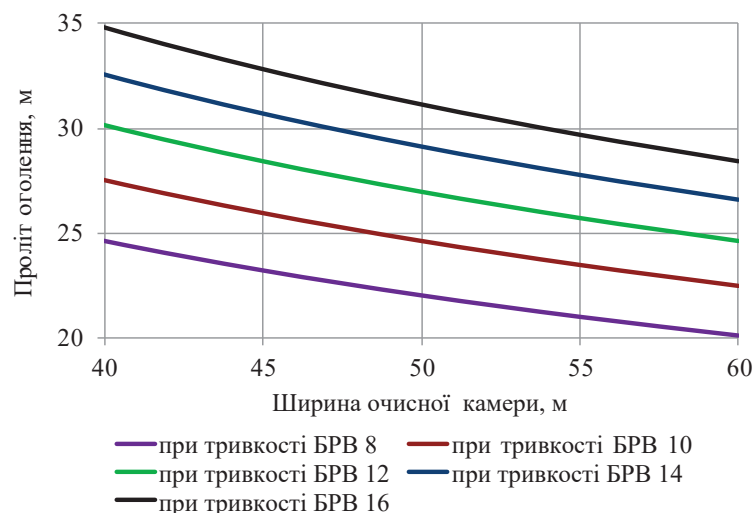


Рис. 10. Залежності мінімального прольоту оголення в залежності від ширини очисної камери другої черги відпрацювання блоку при умові ( $\alpha > l_{np}$ ) та коефіцієнта тривкості порід БРВ при нормальній потужності БРВ рівній 10 м при коефіцієнтах структурного ослаблення масиву рівним 0,85 і запасу міцності 1,5

За результатами виконаних досліджень побудовані залежності зміни еквівалентних напружень в середній частині безрудного включення, рис. 12.

З графіків приведених на рис. 12 видно, що на характер зміни еквівалентних напружень в БРВ у середній його частині впливає тільки порядок гірничих робіт у виймальному блоці. При цьому відбувається підвищення межі пропорційності за законом Гюка, яке викликане подальшим навантаженням матеріалу за межу течуцості [2, 16, 38].

Таким чином, у випадку коли межа міцності на стискання в породах безрудного включення буде більшою ніж за 120 МПа (тривкість порід 12 за шкалою проф. М. М. Протод'яконова) очисні камери першої та другої черги будуть стійкими. Слід зазначити, що при математичному моделюванні практично неможливо відтворити гірничий масив, тому проліт оголення очисної камери необхідно зменшити на коефіцієнт запасу стійкості.

Коефіцієнт запасу стійкості безрудного чи рудного включення визначається за виразом:

$$K_{ст} = \frac{K_{стр.о}}{K_3}, \quad (19)$$

де  $K_{стр.о} = 0,65-0,95$  – коефіцієнт структурного ослаблення порід тріщинами (приймається 0,85);  $K_3 = 1,5-2,0$  – коефіцієнт запасу міцності порід (приймається 1,5).

При висоті поверху 90 м похилий прольот оголення складає 104 м, а з урахуванням виразу (19) він становить 58,9 м.

За результатами моделювання встановлено, що при висоті поверху 90 м (проліт похилого оголення 58,9 м) та ширині очисної камери 25 м при межі міцності БРВ більшим ніж 120 МПа оголення зберігає свою стійність. У випадку коли межа міцності порід буде меншою ніж за 120 МПа проліт оголення буде нестійким, БРВ та очисні камери будуть зруйновані.

Порівнюючи результати аналітичних досліджень, рис. 5 з результатами моделювання встановлено, що очисна камера шириною 25 з похилим прольотом оголення 57 м та межею міцності БРВ 120 МПа буде стійкою, а різниця між значеннями похилого прогону оголення не перевищує 3,2 %.

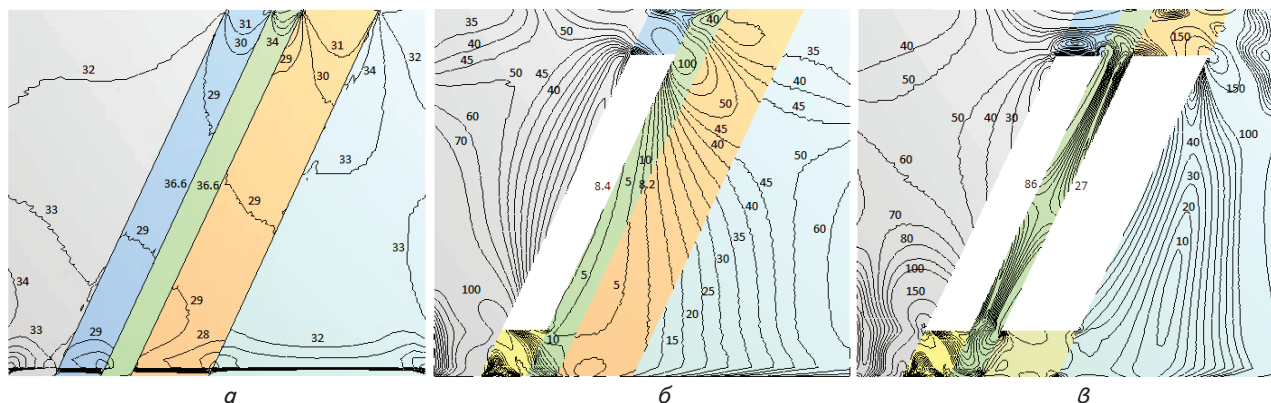


Рис. 11. Результати моделювання відробки ССРП від висячого до лежачого боку при межі міцності безрудного включення на стискання 160 МПа. Стадії моделювання: а – початкова; б – проміжна; в – кінцева

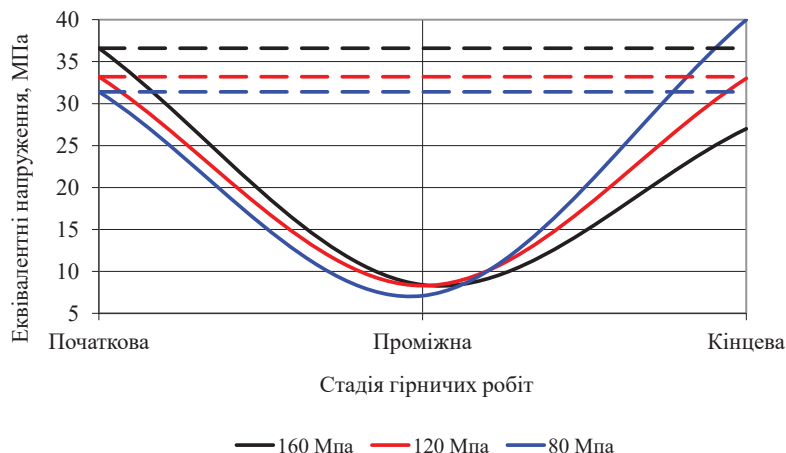


Рис. 12. Залежності зміни еквівалентних напружень в середній частині безрудного включення від стадії гірничих робіт, межі міцності порід БРВ при межі міцності руди 90 МПа та висоті поверху 90 м

У випадку коли межа міцності БРВ буде складати 80 МПа, при прольоті оголення 58,9 м очисні камери будуть зруйновані. Згідно аналітичних розрахунків, для заданих умов проліт оголення не повинен перевищувати 39 м, рис. 5.

#### 6. Обговорення результатів досліджень стійких параметрів очисної камери

Для збереження світового ринку збуту гірничо-видобувним підприємствам з підземним способом необхідно впроваджувати ресурсозберігаючі технології на першому етапі видобутку, які дозволять збільшити вміст заліза у видобутій рудній масі на 2–4 % без додаткових капітальних та експлуатаційних витрат.

За результатами досліджень удосконалена методика НДГРІ з визначення конструктивних елементів камерних систем розробки при відпрацюванні складноструктурних рудних покладів, яка забезпечить стійкість очисним камерам на весь термін відпрацювання запасів. Це дозволить вилучити з очисних камер чисту не засмічену руду.

Обґрунтовано порядок очисних робіт та похилий проліт оголення для визначення конструктивних елементів камерної системи розробки при відпрацюванні ССРП.

Очисні роботи у виймальному блоці доцільно здійснювати послідовно від висячого до лежачого боку складноструктурного рудного покладу камерною системою розробки, з залишенням в блоці безрудного або рудного включення. Це дозволить зменшити концентрацію розтягуючих та стискаючих напружень в середній частині безрудного або рудного включення, що сприяє підвищенню стійкості очисним камерам на контакті з БРВ в 1,5–2,0 рази.

Слід зауважити, що похилий проліт оголення суттєво впливає на стійкість очисної камери та залежить від фізико-механічних властивостей і горизонтальної потужності руди та БРВ, часу його існування, порядок очисних робіт у виймальному блоці та глибина розробки.

Таким чином, відпрацювання виймальних блоків представлених ССРП камерними системами розробки дозволить значно покращити показники вилучення рудної маси, а в деяких випадках виключити з виробничого

комплексу збагачення рудної маси на кінцевому етапі. Це сприяє до зменшення собівартості видобутку рудної маси та розширення світового ринку збуту.

Однак слід зауважити, що при розробці ССРП селективним способом, збільшується в 2,0 рази час на існування очисних камер та ціликів. Для забезпечення стійкості очисним камерам з урахуванням коефіцієнту запасу стійкості необхідно збільшити розміри міжкамерних ціликів та стелини в 1,5 рази при застосуванні поверхово-камерної системи розробки.

Розробка виймального блоку підповерхово-камерними системами розробки дозволить зменшити розміри ціликів, збільшити об'єм очисних камер, при цьому зростуть витрати на підготовчо-нарізні роботи.

Результати виконаних досліджень можуть бути використані при відпрацюванні родовищ природно-багатих залізних руд, що містять безрудні включення. З аналізу гірничо-геологічної характеристики Криворізького басейну встановлено, що застосування селективного способу розробки камерними системами розробки дозволить зменшити кількість пустих порід, що видаються на земну поверхню з 20 до 10 %. Це сприяє до збільшення кількості товарної продукції з вмістом заліза в рудній масі 63–65 % на 0,5 млн. т при річній продуктивності підприємства 6,0 млн. т.

Для умов Криворізького залізрудного басейну дані дослідження є піонерними. Так доки не розглянуто питання можливості застосування в межах виймального блоку комбінації систем розробки: камерної та з масовим обваленням руди та порід, їх черга при відпрацюванні очисних панелей.

#### 7. Висновки

Стійкий проліт оголення очисної камери залежить не тільки від ширини очисної камери другої черги відпрацювання та терміну її, а також від фізико-механічних властивостей безрудного чи рудного включення. Так, при висоті поверху 75–90 м стійкість очисної камери забезпечується, коли її ширина за простяганням не перевищує 15 м. У випадках коли висота підповерху складає 25–30 м, на стійкість очисної камери впливає потужність та міцність безрудного або рудного включення. Так, при

тривкості БРВ більше 12 та його горизонтальній потужності більше 10 м в стійких рудах доцільно застосовувати поверховий варіант камерної системи розробки. В інших

випадках, для забезпечення високих показників вилучення, доцільно застосовувати підповерхово-камерні варіанти систем розробки.

### Литература

1. Колосов В. А., Воловик В. П., Дядечкин Н. И. Современное состояние и перспективы развития предприятий по добыче и переработке железорудного и флюсового сырья в Украине // Горный журнал. 2000. № 6. С. 162–168.
2. Stupnik N., Kalinichenko V., Pismennyi S. Pillars sizing at magnetite quartzites room-work // Mining of Mineral Deposits. 2013. P. 11–15. doi: <https://doi.org/10.1201/b16354-4>
3. Morkun V., Tron V., Goncharov S. Automation of the ore varieties recognition process in the technological process streams based on the dynamic effects of high-energy ultrasound // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Issue 2. P. 31–34.
4. Новые технологии и технические средства для сепарации слабомагнитных руд / Мулякко В. И., Олейник Т. А., Ляшенко В. И., Михно С. В., Олейник М. О. // Обогащение руд. 2014. № 2. С. 43–49.
5. Morkun V., Tsvirkun S. Investigation of methods of fuzzy clustering for determining ore types // Metallurgical and Mining Industry. 2014. Issue 5. P. 12–15.
6. Экономические аспекты перехода на бестроиловые взрывчатые вещества при подземной добыче руд в Криворожско бассейне / Федько М. Б., Колосов В. А., Калиниченко Е. А., Письменный С. В. // Науковий вісник НГУ. 2014. № 4. С. 79–84.
7. Principles of rock pressure energy usage during underground mining of deposits / Khomenko O., Sudakov A., Malanchuk Z., Malanchuk Ye. // Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. 2017. Issue 2. P. 35–43.
8. Щелканов В. А., Хивренко О. Я., Хивренко В. О. Анализ сложноструктурных залежей Кривбасса // Разработка рудных месторождений. 2001. Вып. 75. С. 30–35.
9. Олейник Т. А., Мулякко В. И., Ляшенко В. И. Новые технологии и технические средства для сухого пылеулавливания при переработке железной руды // Горный журнал. 2018. № 2. С. 78–84.
10. Письменный С. В. Методика визначення активної зони склепоутворення на контурі підземно-транспортної виробки при комбінованій розробці залізорудних родовищ // Вісник Національного технічного університету «ХПІ». Серія: Механіко-технологічні системи та комплекси. 2017. № 16 (1238). С. 99–106.
11. Morkun V., Tron V. Ore preparation energy-efficient automated control multi-criteria formation with considering of ecological and economic factors // Metallurgical and Mining Industry. 2014. Issue 5. P. 8–11.
12. Morkun V., Morkun N., Pikilnyak A. Adaptive control system of ore beneficiation process based on Kaczmarz projection algorithm // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Issue 2. P. 35–38.
13. Andreev B. M., Brovko D. V., Khvorost V. V. Determination of reliability and justification of object parameters on the surface of mines taking into account change-over to the lighter enclosing structures // Metallurgical and mining industry. 2015. Issue 12. P. 378–382.
14. Morkun V., Morkun N., Tron V. Formalization and frequency analysis of robust control of ore beneficiation technological processes under parametric uncertainty // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Issue 5. P. 7–11.
15. Modeling of stopes in soft ores during ore mining / Stupnik N., Kalinichenko V., Kolosov V., Pismennyi S., Shepel A. // Metallurgical and mining industry. 2014. Issue 3. P. 32–36.
16. Лавриненко В. Ф., Лысак В. И. Уровень удароопасности пород на глубоких горизонтах шахт Кривбасса // Разработка рудных месторождений. 1991. Вып. 52. С. 30–37.
17. Dineva S., Boskovic M. Evolution of seismicity at Kiruna Mine // Deep Mining 2017: Eighth International Conference on Deep and High Stress Mining. 2017. P. 125–139. URL: [https://papers.acg.uwa.edu.au/p/1704\\_07\\_Dineva/](https://papers.acg.uwa.edu.au/p/1704_07_Dineva/)
18. Biruk Y., Mwagalanyi H. Investigation of Rock-fall and Support Damage Induced by Seismic Motion at Kiirunavaara Mine: master's thesis. Department of Civil, Environmental and Natural Resources Engineering, 2010. 81 p. URL: <http://www.diva-portal.org/smash/get/diva2:1031854/FULLTEXT02.pdf>
19. Development of the method of quasi-optimal robust control for periodic operational processes / Lutsenko I., Fomovskaya E., Koval S., Serdiuk O. // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. 2017. Vol. 4, Issue 2 (88). P. 52–60. doi: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2017.107542>
20. Development of a method for the accelerated two-stage search for an optimal control trajectory in periodical processes / Lutsenko I., Fomovskaya O., Konokh I., Oksanych I. // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. 2017. Vol. 3, Issue 1 (87). P. 47–55. doi: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2017.103731>
21. Development of the method for determining optimal parameters of the process of displacement of technological objects / Lutsenko I., Tytiuk V., Oksanych I., Rozhnenko Z. // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. 2017. Vol. 6, Issue 3 (90). P. 41–48. doi: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2017.116788>
22. Testing complex-structural magnetite quartzite deposits chamber system design theme / Stupnik N. I., Kalinichenko V. A., Kolosov V. A., Pismennyi S. V., Fedko M. B. // Metallurgical and Mining Industry. 2014. Issue 2. P. 88–93.
23. Vladyko O., Kononenko M., Khomenko O. Imitating modeling stability of mine workings // New techniques and technologies in mining. Netherlands: CRC Press Balkema, 2012. P. 147–150.



24. Khomenko O., Maltsev D. Laboratory research of influence of face area dimensions on the state of uranium ore layers being broken // *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2013. Issue 2. P. 31–37.
25. Разработка рекомендаций по выбору типа крепления горных выработок и сопряжений в условиях урановых шахт ГП «ВОСТГОК» / Ступник Н. И., Федько М. Б., Колосов В. А., Письменный С. В. // *Науковий вісник НГУ*. 2014. № 5. С. 21–25.
26. Principles of rock pressure energy usage during underground mining of deposits / Khomenko O., Sudakov A, Malanchuk Z., Malanchuk Ye. // *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2017. Issue 2. P. 34–43.
27. Carusone O., Hudyma M. Variations in apparent stress and energy index as indicators of stress and yielding around excavations / M. Hudyma, Y. Potvin (Eds.) // *Proceedings of the First International Conference on Underground Mining Technology*. Australian Centre for Geomechanics. Perth, 2017. P. 205–218.
28. Khomenko O., Kononenko M., Myronova I. Ecological and technological aspects of iron-ore underground mining // *Mining of Mineral Deposits*. 2017. Vol. 11, Issue 2. P. 59–67. doi: <https://doi.org/10.15407/mining11.02.059>
29. Geomechanics of Sill Pillar Mining / Hudyma M. R., Potvin Y., Grant D. R., Milne D., Brummer R. K., Board M. // *Rock Mechanics Models and Measurements Challenges from Industry*. Proceedings of the 1st North American Rock Mechanics Symposium. Rotterdam: Brookfield, 1994. P. 969–976.
30. Mathematical Modeling and Optimization of Complex Structures / P. Neittaanmäki, S. Repin, T. Tuovinen (Eds.). Springer, 2016. 328 p. doi: <https://doi.org/10.1007/978-3-319-23564-6>
31. Analysis and synthesis of complex spatial thin-walled structures / Marchenko A., Chepurnoy A., Senko V., Makeev S., Litvinenko O., Sheychenko R. et. al. // *Proceedings of the Institute of Vehicles*. Institute of Vehicles of Warsaw University of Technology. 2017. Issue 1. P. 17–29.
32. Thin-walled structures: analysis of the stressed-strained state and parameter validation / Tkachuk M., Bondarenko M., Grabovskiy A., Sheychenko R., Graborov R., Posohov V. et. al. // *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2018. Vol. 1, Issue 7 (91). P. 18–29. doi: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2018.120547>
33. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Innovative technologies of metal extraction from the ore processing mill tailings and their integrated use // *Metallurgical and Mining Industry*. 2015. Issue 3. P. 49–52.
34. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Feasibility of using the mill tailings for preparation of self-hardening mixtures // *Metallurgical and Mining Industry*. 2015. Issue 3. P. 38–41.
35. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Geomechanical terms of use of the mill tailings for preparation // *Metallurgical and Mining Industry*. 2015. Issue 4. P. 321–324.
36. Kononenko M., Khomenko O. Technology of support of workings near to extraction chambers // *New techniques and technologies in mining*. Netherlands: CRC Press Balkema, 2010. P. 193–197.
37. Morkun V., Morkun N., Pikilnyak A. Iron ore flotation process control and optimization using high-energy ultrasound // *Metallurgical and Mining Industry*. 2014. Issue 2. P. 36–42.
38. Tarasyutin V. M. Geotechnology features of high quality martite ore from deep mines of Kryvyi Rih basin // *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2015. Issue 1. P. 54–60.
39. Khomenko O. Implementation of energy method in study of zonal disintegration of rocks // *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2012. Issue 4. P. 44–54.
40. Цариковский В. В., Сакович В. В., Недзвецкий А. В. Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса. Кривой Рог: НИГРИ, 1987. 35 с.
41. Khomenko O., Kononenko M., Myronova I. Blasting works technology to decrease an emission of harmful matters into the mine atmosphere // *Mining of Mineral Deposits*. Netherlands: CRC Press Balkema, 2013. P. 231–235.
42. Morkun V., Morkun N., Pikilnyak A. The adaptive control for intensity of ultrasonic influence on iron ore pulp // *Metallurgical and Mining Industry*. 2014. Issue 6. P. 8–11.
43. Morkun V., Morkun N., Pikilnyak A. The gas bubble size distribution control formation in the flotation process // *Metallurgical and Mining Industry*. 2014. Issue 4. P. 42–45.
44. High-energy ultrasound to improve the quality of purifying the particles of iron ore in the process of its enrichment / Morkun V., Gubin G., Oliinyk T., Lotous V., Ravinskaia V., Tron V. et. al. // *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2017. Vol. 6, Issue 12 (90). P. 41–51. doi: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2017.118448>
45. Analytical study of the bending of isotropic plates, inhomogeneous in thickness / Plevako V., Potapov V., Kycenko V., Lebedynecj I., Pedorych I. // *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2016. Vol. 4, Issue 7 (82). P. 10–16. doi: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2016.75052>
46. Determining the qualitative composition of the equivalent material for simulation of Kryvyi Rih iron ore basin rocks / Stupnik M. I., Kalinichenko V. O., Pysmennyi S. V., Kalinichenko O. V. // *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2018. Issue 4. P. 21–27. doi: <https://doi.org/10.29202/nvngu/2018-4/4>