

При аналізі існуючих методів та засобів контролю силоімірювання в конструкціях технологічного оснащення було зроблено висновок, що на сьогоднішній день не існує приладу, що в повній мірі контролював би силу затиску заготовки. Дане питання потребує нових теоретичних і експериментальних досліджень при створенні принципово нових конструкцій затискних механізмів, які зможуть контролювати параметри закріплення заготовок і не допускати негативних явищ закріплення.

Тому створення прогресивного затискного оснащення, в тому числі механічних лещат з можливістю контролю затиску заготовки і розробка методів їх проектування є напрямком подальших досліджень даної роботи.

### Список літератури

1. Довідник технолога-машинобудівника: У 2-т. Т. 2 [під ред. А.М. Дальського, А.Г. Сулова, А.Г. Косилової, Р.К. Мещерякова]. М.: Машинобудування-1, 2003. 944 с.
2. Верстатні пристосування: Довідник. У 2-х т. Т.1 [під ред. Б.М. Вардашкіна, А.А. Шатілова]. М.: Машинобудування, 1984. – 592 с.
3. Кузнецов Ю.И. Основи інженерного проектування оснащення для гнучких виробничих систем: Конструювання і розрахунок. Навчальний посібник. М.: ВНИИТЕМП, 1986. 71 с.
4. ГОСТ 3.1107-81. ЕСТД. Опори, затискачі та установчі пристрої. Графічні зображення. М.: Видавництво стандартів, 1982. 9 с.
5. Обертові інструменти: Фрезерування, свердління, глибоке свердління, розточування:Каталог. М.: ВАТ «Сандвик МКТС», 2015.
6. Кургузов Ю.І., Колбасов М.О. особливості розрахунку сили затиску заготовок в трикулачкових патронах з урахуванням згинальних навантажень // Високі технології в машинобудуванні: матеріали Всерос. наук.-техн. інтернет-конф. Самара: Самар. держ. тех. ун-т, 2014. С. 49 - 51.
7. Проектування технологічного оснащення машинобудівного виробництва / Под ред. Ю.М. Соломенцева.- М.: Вища. шк., 1999 - 415с. 4
8. М.А. Ансеров. Пристосування для металорізальних станков.- Л.: Машинобудування, 1975 - 65с.
9. Проектування і застосування технологічної оснастки в машинобудуванні: навчальний посібник А.П. Чурбанов, А.Б. Ефременков; Юргінській технологічний інститут. - Томськ: Видавництво Томського політехнічного університету, 2010. - 316 с.
10. Схиртладзе Олександр Георгійович. Технологічне оснащення машинобудівних виробництв: навчальний посібник / А. Г. Схиртладзе, В. П. Борискин. - Старий Оскол: ТНТ, 2008.

Рукопис подано до редакції 08.04.2019

УДК 622.274.3:622.224

С.В. ПИСЬМЕННИЙ, канд.техн.наук, Криворізький національний університет

## ВИЗНАЧЕННЯ СТІЙКОГО ПРОГОНУ ОГОЛЕННЯ ПРИ РОЗРОБЦІ СКЛАДНОСТРУКТУРНИХ РУДНИХ ПОКЛАДІВ КАМЕРНОЮ СИСТЕМОЮ РОЗРОБКИ

**Мета.** Метою виконаних 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.

**Методи досліджені.** 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.

**Наукова новизна.** 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.

**Практична значимість.** 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.

**Результати.** 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

doi: 10.31721/2306-5435-2019-1-105-142-149

**Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями.** 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. 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%.

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.

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 [3-5].

Таким чином, розробка ресурсозберігаючих технологій, які дозволять ефективно відпрацьовувати складноструктурні рудні покладами Криворізького залізорудного басейну є вельми актуальним. При цьому слід зауважити, що модернізацію технологічних процесів необхідно починати з першого етапу виробництва (руйнування масиву, випуску та доставки рудної маси), що дозволить значно покращити техніко-економічні показники видобутку та переробки.

**Аналіз досліджень і публікацій.** 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 [4-7].

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

На руднику Кіруна (Швеція) при вирішенні питання ефективної розробки родовища підземним способом було запропоновано розділяти рудну масу за вмістом заліза на першому етапі в підземних умовах [8]. Для цього була збудована необхідна кількість головних розкривних виробок. Однак, у зв'язку з технологічними особливостями підземної розробки родовищ Криворізького залізорудного басейну їх впровадження призведе до значного збільшення собівартості видобутку.

Досвід роботи шахт Криворізького басейну довів, що на ефективність відпрацювання складноструктурних родовищ впливає порядок очисного виймання, потужність та міцність проміжної товщі (безрудного включення), система розробки [3, 4, 9]. 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 всякого боку значно нижче, ніж у підстиляючих породах лежачого боку [10-12].

В роботах [13-16] встановлено, що випереджувальна виїмка пластів всячого 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 [11] 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 [17-19]. Зменшити концентрацію напружень можна за рахунок валового виймання, при цьому необхідно контролювати якість рудної сировини.

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.

**Постановка задачі.** Метою виконаних 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.

**Викладення матеріалу та результати.** 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.

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

$$\sigma_{max} \leq [\sigma], \tau_{max} \leq [\tau], \sigma \gg \tau, \quad (1)$$

де  $[\sigma]$  – межа міцності матеріалу,  $\text{Н/м}^2$ ,  $(\text{т/м}^2)$ ;  $[\tau]$  – допустимі дотичні напруження,  $\text{Н/м}^2$ ,  $(\text{т/м}^2)$ .

Автори робіт [5, 10-12] 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 цілики мають прямокутну форму, тому найбільш небезпечним є середня частина прольоту оголення, а максимальні напруження визначаються за формулою

$$\sigma_{max} = \frac{M_x}{W_x} \leq [\sigma], \quad (2)$$

де  $M_x$  – значення максимального згинального моменту в  $z$  частині прогону оголення БРВ по вісі  $x$ ,  $\text{т/м}$ ;  $W_x$  – 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

$$\sigma_{max} = 6 \times M_x / (l \times m_{БРВ}^2), \quad (3)$$

де  $l$  – прольот оголення (довжина цілика),  $\text{м}$ ;  $m_{БРВ}$  – нормальна потужність (товщина цілика),  $\text{м}$ .

Дослідженнями [6, 13, 17] 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, задоцільно цілик розглядати, як тонку жорстку пластинку, а не як затиснену балку.

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

$$\sigma_x = -\frac{E \times z}{1 - \mu^2} \times \left( \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} + \mu \frac{\partial^2 w}{\partial y^2} \right); \sigma_y = -\frac{E \times z}{1 - \mu^2} \times \left( \frac{\partial^2 w}{\partial y^2} + \mu \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} \right); \tau_{xy} = -\frac{E \times z}{1 + \mu^2} \times \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y}, \quad (4)$$

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

Виконавши відповідні перетворення виразів (5) отримаємо умови стійкості БРВ при максимальних напруженнях в середній його частині

$$\sigma_x = 6 \times M_x / m_{БРВ}^2 \leq [\sigma]; \sigma_y = 6 \times M_y / m_{БРВ}^2 \leq [\sigma]; \tau_{xy} = 6 \times H / m_{БРВ}^2 \leq [\tau], \quad (5)$$

де  $H$  – глибина гірничих робіт, м.

Розглянемо технологічні процеси при розробці рудних покладів підземним способом. Родовища Криворізького залізорудного басейну традиційно відпрацьовуються від лежачого до висячого боку. Згідно виконаного аналізу встановлено, що при розробці складноструктурних рудних покладів підземним способом доцільно розробку здійснювати від висячого до лежачого боку [6, 7]. Однак, при розробці ССРП гірничі роботи необхідно здійснювати від висячого до лежачого боку. Розглянемо, як змінюється технологія видобутку при селективній розробці ССРП з відпрацюванням від висячого до лежачого боку камерною системою розробки.

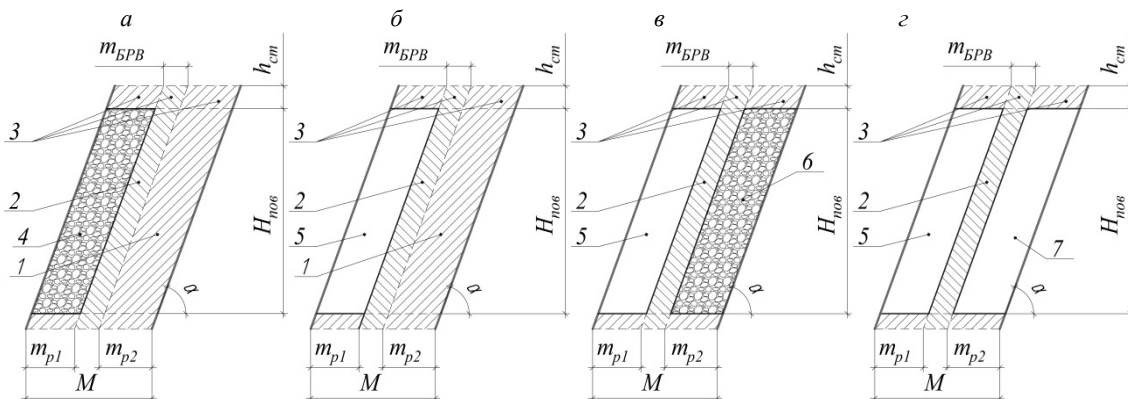
Технологія, що пропонується передбачає певний порядок ведення гірничих робіт в залежності від гірничо-геологічних умов ССРП, при цьому відробка очисного блоку здійснюється в дві стадії, рис. 1: *I стадія* – виймання руди здійснюється спочатку у висячого боку із залишенням безрудного включення в очисному 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, 7].

З теорії опору матеріалів відомо, якщо зразок рівномірно навантажувати в часі, в ньому зростають нормальні напруження до межі міцності матеріалу на стискання. Таким чином, з метою збереження цілісності БРВ, який представляє собою міжкамерний цілик під час ведення очисних робіт в блоці, необхідно виконання наступної умови

$$\sigma \leq \sigma_k \cong [\sigma_{cm}], \varepsilon = 0, \quad (6)$$

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



**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 та випуском подрібненої руди з першої панелі; *б* – кінцева стадія відпрацювання першої панелі; *в* – випуск подрібненої руди з другої панелі; *г* – кінцева стадія відпрацювання запасів виймального блоку; 1 – рудний масив; 2 – безрудне чи рудне включення; 3 – стеліна; 4, 6 – обвалений рудний масив; 5, 7 – очисна камера відповідно у висячого та лежачого боку

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. Тому при зменшенні навантаження, нормальні напруження не досягають межі міцності порід, що призводить до руйнування цілика, а граничні умови мають вид

$$\sigma \ll \sigma_k \cong \sigma_e \ll [\sigma_{cm}], \varepsilon \neq 0. \quad (7)$$

З урахуванням вищезазначеного необхідно визначити параметри конструктивних елементів камерної системи розробки при відпрацюванні очисного блоку від висячого до лежачого боків з забезпеченням стійкості безрудного чи рудного включення. Таким чином, коли очисний блок представлений складноструктурним рудним для отримання високих показників вилучення доцільно застосовувати селективне виймання запасів руди [3, 7]. 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 [20] формуючи очисну камеру 1. Слід зазначити, що згідно з методики [20] 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 стелі на даній стадії не обвалюються. Тому, при визначенні часу існування оголення та ціликів в розрахунок необхідно приймати сумарний час на відпрацювання очисного блоку (враховуючи другу стадію).

Конструктивні елементи очисної камери 2 визначити за методикою [20] 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: ширина камери за простяганням та ширина міжкамерних ціликів з наступними граничними умовами

$$a_{II} = a_I; c_{II} = c_I; b_{II} \leq b_I, \quad (8)$$

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.

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 (2). Підставивши у формулу (2) входні величини, та виконавши відповідні перетворення отримаємо вираз з визначення максимально-допустимого стійкого прогону оголення БРВ

$$l_{БРВ} = \frac{4 \times [\sigma] \times h_n^2}{q} = \frac{4 \times [\sigma] \times m_{БРВ}}{a_{II} \times \gamma_{БРВ}} = \frac{4 \times K_f \times f \times K_{ср.о} \times m_{БРВ}}{a_{II} \times \gamma_{БРВ} \times K_3}, \quad (9)$$

де  $[\sigma]$  – межа міцності порід БРВ на стискання, т/м<sup>2</sup>;  $h_n$  – товщина цілика, м;  $m_{БРВ}$  – нормальна потужність безрудного чи рудного включення, м;  $\gamma_{БРВ}$  – об'ємна вага порід БРВ, т/м<sup>3</sup>;  $K_f$  – перекладної коефіцієнт тривкості порід в напруження;  $f$  – коефіцієнт тривкості гірських порід безрудного чи рудного включення за шкалою проф. Протод'яконова М.М.;  $K_{ср.о}$  – 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 (10) де порівнюються значення фактичного еквівалентного прогону оголення (9) з геометричними розмірами похилого оголення в очисній камері другої черги відпрацювання [20]

$$l_n = a_{II} \times m_{БРВ} / \sqrt{a_{II}^2 + m_{БРВ}^2} \leq l_{БРВ} \quad (10)$$

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 (5).

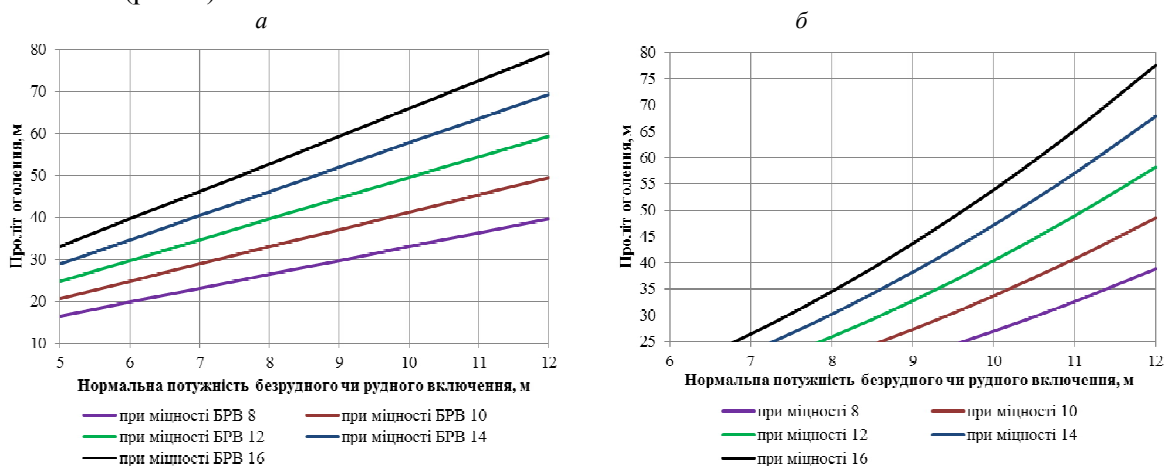
Підставивши у вираз (5) вхідні величини та виконавши відповідні перетворення отримаємо формулу визначення максимально-допустимого прольоту оголення БРВ в залежності від ширини очисної камери другої черги та прольоту оголення

$$l_{БРВ} = \frac{[\sigma] \times m_{БРВ}^2}{3 \times C_1 \times a_{II}^2 \times \gamma_{БРВ}} = \frac{K_f \times f \times K_{сmp.o} \times m_{БРВ}^2}{3 \times C_1 \times a_{II}^2 \times \gamma_{БРВ} \times K_3} \quad (11)$$

У випадку, коли довжина камери за простяганням більша за похилий проліт оголення визначений для камери першої черги (рис. 5 в) стійкий проліт оголення визначається з виразу

$$l_{БРВ} = \sqrt{\frac{[\sigma] \times m_{БРВ}^2}{3 \times C_1 \times a_{II} \times \gamma_{БРВ}}} = \sqrt{\frac{K_f \times f \times K_{сmp.o} \times m_{БРВ}^2}{3 \times C_1 \times a_{II} \times \gamma_{БРВ} \times K_3}} \quad (12)$$

Виконавши розрахунки за формулами (9) та (11) побудовані залежності мінімального прогону оголення очисної камери другої черги від нормальної потужності безрудного чи рудного включення (рис. 2).



**Рис. 2.** 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 рідним 0,85 і запасу міцності 1,5

З графіків приведених на рис. 2 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 міцності порід менше 12 та потужності БРВ рівним 5–6 м розрахований похилий прогін оголення менше за геометричний прогін оголення [20], що доводить можливість застосування системи розробки з відкритим очисним простором.

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

**Висновки та напрямок подальших досліджень.** 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 міцності БРВ більше 12 та його горизонтальній потужності більше 10 м в стійких рудах доцільно застосовувати поверховий варіант камерної системи розробки.

#### *Список використаних джерел*

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. М.: МГУ. 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.
3. 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.
4. Щелканов В.А., Хивренко О.Я., Хивренко В.О. Анализ сложноструктурных залежей Кривбасса // Разработка рудных месторождений: Научно-технический сборник. Кривой Рог: КТУ. 2001. Вып.75. С. 30–35.
5. Письменный С.В. Методика визначення активної зони склепоутворення на контурі підземно-транспортної виробки при комбінованій розробці залізрудних родовищ // Вісник Національного технічного університету "ХПІ". Збірник наукових праць. Серія: Механіко-технологічні системи та комплекси. Х.: НТУ "ХПІ". 2017. № 16 (1238). С. 99–106.
6. Modeling of stopes in soft ores during ore mining / N. Stupnik, V. Kalinichenko, V. Kolosov, S. Pismennyi, A. Shepel // Metallurgical and mining industry. 2014. Issue 3. P. 32–36.
7. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Уровень удароопасности пород на глубоких горизонтах шахт Кривбасса // Разраб.рудн. месторождений. Киев: Тэхника, КГРИ. 1991. Вып. 52. С. 30–37.
8. Dineva S., Boskovic M. Evolution of seismicity at Kiruna Mine. in J Wesseloo (ed.). Proceedings of the Eighth International Conference on Deep and High Stress Mining. Australian Centre for Geomechanics. Perth. 2017. P. 125–139. [https://papers.acg.uwa.edu.au/p/1704\\_07\\_Dineva/](https://papers.acg.uwa.edu.au/p/1704_07_Dineva/).
9. 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. 89–93.
10. 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.
11. 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.
12. Разработка рекомендаций по выбору типа крепления горных выработок и сопряжений в условиях урановых шахт ГП "ВОСТГОК" / Н.И. Ступник, М.Б. Федько, В.А. Колосов, С.В. Письменный // Науковий вісник НГУ. 2014. №5. С.21–25.
13. 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. 2, pp. 35–43.
14. Carusone O., Hudyma M. Variations in apparent stress and energy index as indicators of stress and yielding around excavations. in M Hudyma & Y Potvin (eds), Proceedings of the First International Conference on Underground Mining Technology. Australian Centre for Geomechanics. Perth. 2017. P. 205–218.
15. Khomenko, O., Kononenko, M., Myronova, I. Ecological and technological aspects of iron-ore underground mining // Mining of Mineral Deposits, 2017. 2(11), P. 59–67.
16. 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 / the university of Texas at Austin. A.A.Balkema/Rotterdam/Brookfield. 1994. P. 969–976.
17. Neittaanmäki, P., Repin, S., Tuovinen, T. (Eds.). Mathematical Modeling and Optimization of Complex Structures. Switzerland: Springer. 2016. P 328. doi: [10.1007/978-3-319-23564-6](https://doi.org/10.1007/978-3-319-23564-6).
18. 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. №1. P. 17–29.
19. Thinwalled structures: analysis of the stressedstrained state and parameter validation / Tkachuk, M., Bondarenko, M., Grabovskiy, A., Sheychenko, R., Graborov, R., Posohov, V., Lunyov, E., Nabokov, A., Vasiliev, A. // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. 2018. Vol. 1. №7 (91). P. 18–29.
20. 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.

Рукопис подано до редакції 10.04.2019