

Маланчук З. Р., д.т.н., проф. (Національний університет водного господарства та природокористування, м. Рівне), **Ступнік М. І., д.т.н., проф., Федько М. Б., к.т.н., доц., Письменний С. В., к.т.н., доц.** (Криворізький національний університет), **Колосов В. О., д.т.н., проф.** (Асоціація «УКРРУДПРОМ»), **Курносів С. А., д.т.н., проф.** (Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України)

ДОСЛІДЖЕННЯ СТІЙКОСТІ ОГОЛЕНЬ КАМЕРНИХ СИСТЕМ РОЗРОБКИ ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ СКЛАДНОСТРУКТУРНИХ ПОКЛАДІВ ЗАЛІЗНИХ РУД КРИВОРІЗЬКОГО БАСЕЙНУ

Розробка складно-структурних покладів багатих залізних руд Криворізького басейну в даний час здійснюється системами з масовим обвалення руди та налягаючих порід. При даних системах розробки вміст заліза в видобутій рудній масі знижується на 3–6%. Підвищити вміст заліза в видобутій рудній масі можливо за рахунок застосування селективної розробки виймальних блоків камерними системами розробки. Очисні роботи здійснювати послідовно від висячого до лежачого боку складно-структурного рудного покладу камерної системою розробки, з залишенням в блоці безрудного включення. Даний порядок очисних робіт дозволить зменшити концентрацію розтягуючих та стискаючих напружень в середній частині безрудного 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 безрудного включення, коефіцієнт тривкості, час його існування та порядок очисних робіт у виймальному блоці.

Ключові слова: залізна руда, напруження, стійкість, система розробки, прогін оголення.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. До глибини 2500 м у Криворізькому залізорудному басейні зосереджено понад 4,3 млрд т запасів природно-багатих залізних руд, з них балансових запасів близько 1,2 млрд т, які розробляються підземним способом [1; 2].

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%, [3; 4]. На окремих ділянках рудних покладів зустрічаються без-



рудні 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 становить 5-12%.

Відпрацювання родовищ представлених складноструктурними рудними покладами підземним способом традиційними системами розробки призводить до: зменшення вмісту заліза у видобутій руді на 3-6% відносно основного вмісту корисного компоненту в рудному масиві; збільшення втрати руди; зменшення ефективності відпрацювання, а як наслідок, втрати світового ринку збуту та погіршення екологічної ситуації в регіоні [5-7].

Для підвищення вмісту корисного компоненту в видобутій рудній масі та управління процесом збагачення, автори робіт [8-10] 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 [11-13].

Також вирішенню проблеми збільшення вмісту заліза та зменшення втрат руди при відробці родовищ представлених складноструктурними рудними покладами авторами [14; 15] у працях пропонується застосувати безпосереднє збагачувати рудну масу на дробарно-сортувальній фабриці. Однак, це значно підвищить собівартість видобутку та зменшить виробничу продуктивність підприємства за рахунок включення додаткового процесу.

Тому, з метою залишитися на світовому ринку та зміцнити свої позиції на ньому, гірничим підприємствам необхідно: збільшити вміст заліза в видобутій рудній масі; знизити собівартість видобутку руди; наростити виробничу потужність підприємства.

Постановка завдання. Таким чином, необхідно розробити технологію селективної розробки складноструктурних рудних покладів на базі камерної системи розробки з обґрунтування стійких параметрів конструктивних елементів очисної камери, які дозволять підвищити показники вилучення рудної маси.

З цією метою ми пропонуємо визначити максимально-допустимий стійкий проліт оголення очисної камери в залежності від конструктивних елементів камерної системи розробки та потужності безрудних або рудних включень при селективній відробці складноструктурних рудних покладів.

Викладення матеріалу та результати. Вирішення багатьох питань, пов'язаних з освоєнням надр та вивченням геологічного і тек-

тонічного 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

$$\left. \begin{array}{l} \sigma_{max} \leq [\sigma], \\ \tau_{max} \leq [\tau], \end{array} \right\} \sigma \gg \tau, \quad (1)$$

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

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

Автори робіт [16-18] 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, час його існування та порядок відпрацювання.

Родовища Криворізького залізорудного басейну традиційно відпрацьовуються від лежачого до висячого боку. Однак, при розробці складно-структурних рудних покладів підземним способом доцільно розробку здійснювати від висячого до лежачого боку. Розглянемо, як змінюється технологія видобутку при селективній розробці складно-структурних рудних покладів 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 покладу, 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 безрудному включенню на весь час відпрацювання очисних блоків. Отже в залежності від стадії

та порядку ведення гірничих робіт у виймальному блоці на безрудному включенні будуть діяти різні навантаження. В залежності від дії навантажень на безрудному включенні, в масиві формується поле розтягувальних або стискаючих зусиль.

У випадку коли на цілик протягом часу діють стискаючі та розтягуючі напруження, нормальні напруження в безрудному включенні спочатку збільшуються, а потім зменшуються. При повторному навантаженні в цілику виникають лінійні деформації, що значно зменшують межу міцності порід на стискання.

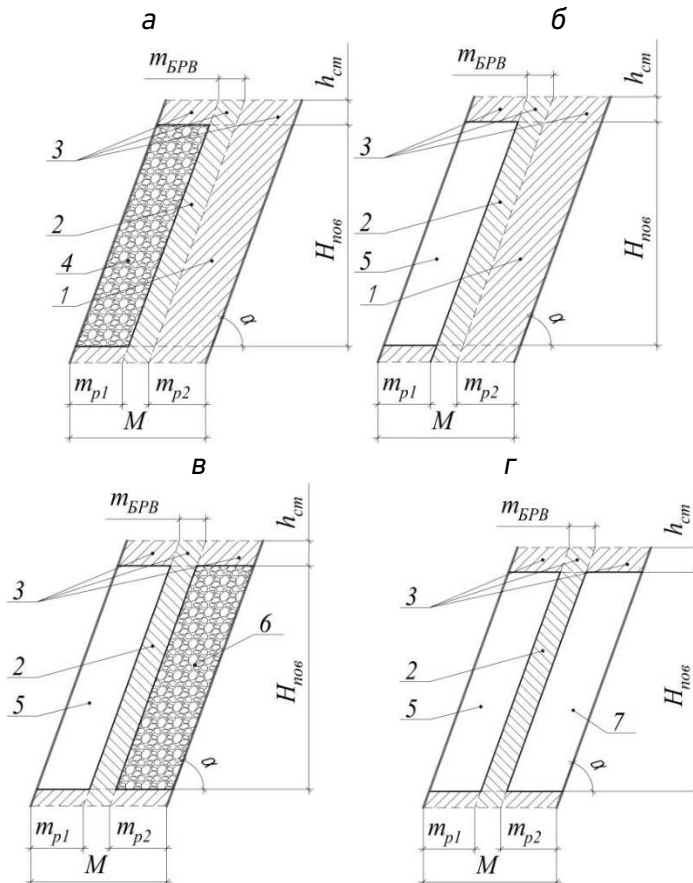


Рис. 1. Принципова схема відпрацювання складно-структурних рудних покладів в стійких рудах камерними системами розробки: а – розподіл виймального блоку на очисні панелі першої та другої черги; б – випуск подрібненої руди з першої панелі; в – кінцева стадія відпрацювання першої панелі; г – випуск подрібненої 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 лезажого боку

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, а граничні умови мають вид

$$\begin{cases} \sigma \ll \sigma_K \cong \sigma_B \ll [\sigma_{cm}], \\ \varepsilon \neq 0. \end{cases}, \quad (2)$$

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

Після випуску обваленої руди з першої очисної камери, міжкаммерні рудні цілики та стелина 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). 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_u) для очисної камери першої черги при відпрацюванні блоку представленого складноструктурним рудним покладом визначається за формулою

$$t_o(t_u) = t_{вип} + t_{ПНР} + t_{обв} + t_{н.о}, \quad (3)$$

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

Конструктивні елементи очисної камери 2 визначити за методикою [12] не можливо, тому що при розрахунку еквівалентного прольоту оголення не враховується потужність безрудного чи рудного включення складно-структурного рудного покладу. Гірничо-геологічна характеристика безрудного включення 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 (див. 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

$$\begin{cases} a_{II} = a_I; \\ c_{II} = c_I; \\ b_{II} \leq b_I, \end{cases} \quad (4)$$

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.

Максимально-допустимий стійкий прогін оголення в середній частині безрудного включення представлено як балка при максимальних напруженнях визначається за формулою

$$l_{БРВ} = \frac{4 \times [\sigma] \times h_n^2}{q} = \frac{4 \times [\sigma] \times m_{БРВ}}{a_{II} \times \gamma_{БРВ}} = \frac{4 \times K_f \times f \times K_{стр.о} \times m_{БРВ}}{a_{II} \times \gamma_{БРВ} \times K_3}, \quad (5)$$

де $[\sigma]$ – межа міцності порід безрудного включення на стискання, т/м²; h_n – товщина цілика, м; $m_{БРВ}$ – нормальна потужність безрудного чи рудного включення, м; $\gamma_{БРВ}$ – об'ємна вага порід безрудного включення, т/м³; 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 де порівнюються значення фактичного еквівалентного прогону оголення [12] з геометричними розмірами похилого оголення (5) в очисній камері другої черги відпрацювання

$$l_n = \frac{a_{II} \times m_{БРВ}}{\sqrt{a_{II}^2 + m_{БРВ}^2}} \leq l_{БРВ}. \quad (6)$$

У випадку, коли нормальна потужність безрудного включення менша в 5 разів ніж проліт оголення або ширини камери за простяганням, стійкість безрудного включення розраховують як пластинка за формулою

$$l_{БРВ} = \frac{[\sigma] \times m_{БРВ}^2}{3 \times C_1 \times a_{II}^2 \times \gamma_{БРВ}} = \frac{K_f \times f \times K_{стр.о} \times m_{БРВ}^2}{3 \times C_1 \times a_{II}^2 \times \gamma_{БРВ} \times K_3}, \quad (7)$$

де C_1 – поправочні коефіцієнти згинальних моментів.

У випадку, коли довжина камери за простяганням більша за похилий проліт оголення визначений для камери першої черги стійкий проліт оголення визначається з виразу

$$l_{БРВ} = \sqrt{\frac{[\sigma] \times m_{БРВ}^2}{3 \times C_1 \times a_{II}^2 \times \gamma_{БРВ}}} = \sqrt{\frac{K_f \times f \times K_{стр.о} \times m_{БРВ}^2}{3 \times C_1 \times a_{II}^2 \times \gamma_{БРВ} \times K_3}}. \quad (8)$$

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 (5) побудовані залежності мінімального прогону оголення очисної камери другої черги від нормальної потужності безрудного чи рудного включення (рис. 2).

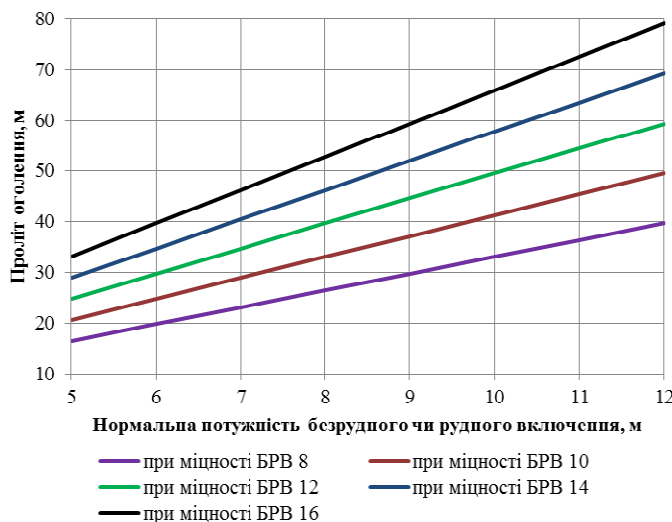


Рис. 2. Залежності мінімального прольоту оголення в залежності від нормальної потужності безрудного чи рудного включення з вмістом корисного компоненту нижче бортового та коефіцієнта міцності порід безрудного включення (БРВ) при ширині очисної камери другої черги 25 м коефіцієнтах структурного ослаблення масиву рівним 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 очис-



ної камери другої черги 25 м та коефіцієнту міцності порід безрудного чи рудного покладу 12 за шкалою проф. М.М. Протод'яконова. Слід зауважити, при коефіцієнту міцності 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. [5; 19]. Це доводить, що відпрацьовувати родовище з безрудним включенням потужністю менше 5-6 м системами з відкритим очисним простором для заданих гірничо-геологічних умов неможливо.

За результатами виконаних розрахунків за формулою (7) побудовані залежності (рис. 3) похилого прогону оголення від нормальної потужності безрудного включення для умови ($a < l_{пр}$).

З графіку приведенного на рис. 3 видно, що зі зменшенням коефіцієнта міцності породи БРВ з 16 до 8 та нормальній потужності безрудного включення 10 м проліт оголення в очисній камері другої черги відпрацювання зменшується з 54 до 27 м.

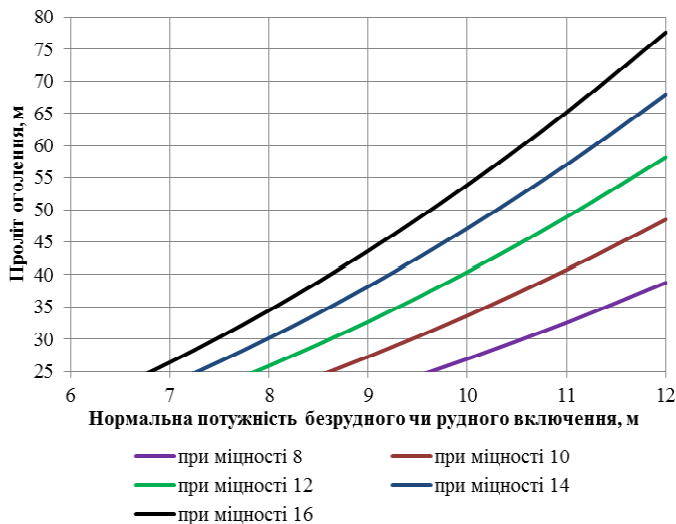


Рис. 3. Залежності мінімального прольоту оголення в залежності від нормальної потужності БРВ при умові ($a < l_{пр}$), та коефіцієнта тривкості порід БРВ при ширині очисної камери другої черги 40 м коефіцієнтах структурного ослаблення масиву рівним 0,85 і запасу міцності 1,5

Аналізуючи графіки приведені на рис. 3 встановлено, що при нормальній потужності БРВ менше 10 м та коефіцієнту міцності менше 10-12, доцільно застосовувати варіант підповерхово-камерної системи розробки. При збільшенні потужності або коефіцієнта міцності порід доцільно застосовувати поверхово-камерний варіант системи

розробки, з довжиною очисної камери за простяганням більше ніж похилий проліт оголення.

З графіків наведених на рис. 4 видно, що проліт оголення БРВ збільшується прямопропорційно 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 очисні камері 40 м проліт оголення збільшується з 25 до 35 м зі збільшенням коефіцієнта тривкості з 8 до 16.

Для підтвердження достовірності отриманих результатів теоретичних досліджень застосовуємо математичне моделювання із застосуванням кінцевих елементів. За допомогою програмного комплексу ANSIS було проведено моделювання зміни поля напружень в гірському масиві навколо очисних камер на різних стадіях ведення гірничих робіт (рис. 5).

Порівнюючи результати аналітичних досліджень 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%.

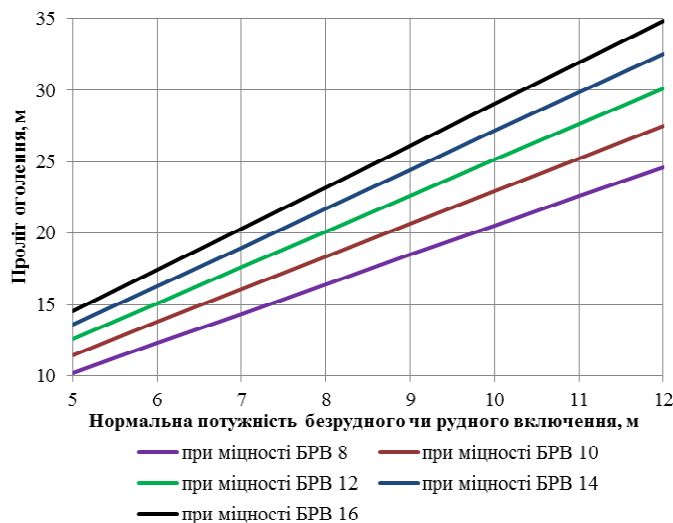


Рис. 4. Залежності мінімального прольоту оголення в залежності від нормальної потужності БРВ при умові ($a > l_{np}$) та коефіцієнта тривкості порід БРВ при ширині очисної камери другої черги 40 м коефіцієнтах структурного ослаблення масиву рівним 0,85 і запасу міцності 1,5

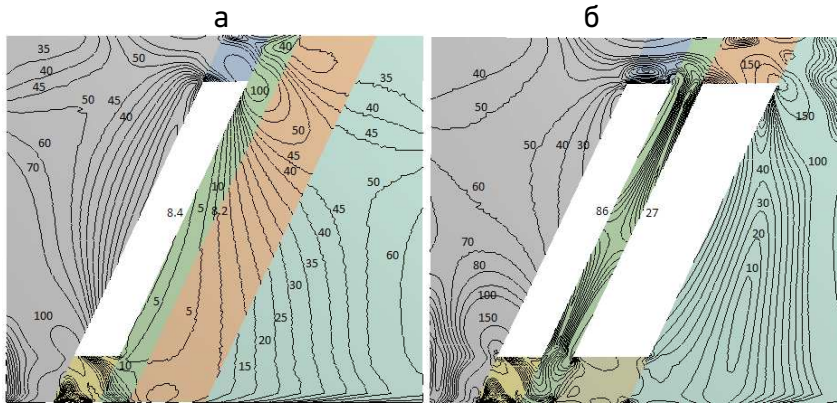


Рис. 5. Результати моделювання відробки ССРП від висячого до лежачого боку при межі міцності безрудного включення на стискання 120 МПа

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 складно-структурних рудних покладів камерними системами розробки.

Висновки. В результаті досліджень встановлено, що 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 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 включення.

1. Ступнік М. І., Письменний С. В. Комбіновані способи подальшої розробки залізорудних родовищ Криворізького басейну. *Гірничий вісник* : науково-технічний збірник. 2012. № 95(1). С. 3–7. 2. Ступнік Н. І., Письменний С. В. Перспективні технологічні варіанти дальшої обробки залізорудних родовищ системами з масовим обрушенням руди. *Вісник Криворізького національного університету*. 2012. № 30. С. 3–7. 3. Письменний С. В. Обробка складно-структурних залеж багатих руд камерними системами розробки. *Гірничий вісник* : науково-технічний збірник. 2014. № 97. С. 3–7. 4. 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. *Горн. журн.* М. : МГУ, 2000. № 6. С. 162–168. 5. Khomenko, O., Kononenko, M., Myronova, I. (2017). Ecological and technological aspects of iron-ore underground mining. *Mining of Mineral Deposits*. Iss. 2(11). P. 59–67. 6. Комплексная разработка рудных месторождений / А. Д. Черных, В. А. Колосов, О. С. Брюховецкий и др. / под

ред. А. Д. Черных. К. : Техніка, 2005. 376 с. **7.** Бовин А. А., Курленя М. В., Шемякин Е. И. Проблемы разработки месторождений полезных ископаемых на больших глубинах. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. М. : [б. и.], 1983. № 3. С. 64–73. **8.** Kononenko M., Khomenko O. (2010). Technology of support of workings near to extraction chambers. *New techniques and technologies in mining*. Netherlands : CRC Press Balkema. P. 193–197. **9.** 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. **10.** 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. **11.** Khomenko O. Implementation of energy method in study of zonal disintegration of rocks. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2012. Issue 4. P. 44–54. **12.** 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. **13.** 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. **14.** High-energy ultrasound using to improve the quality of iron ore particles purification in the process of its enrichment / Morkun V., Gubin G., Oliinyk T., Lotous V., Ravinskaia V., Tron V., Morkun N., Oliinyk M. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2017. Vol. 6. № 12 (90). P. 41–51. **15.** Analytical study of the bending of isotropic plates, inhomogeneous in thickness [text] / Volodymyr Plevako, Volodymyr Potapov, Viktor Kycenko, Ighor Lebedynecj, Iryna Pedorych. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2016. Vol. 4. № 7 (82). P. 10–16. **16.** 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. **17.** Письменный С. В. Методика визначення активної зони склепоутворення на контурі підземно-транспортної виробки при комбінованій розробці залізородних родовищ. *Вісник Національного технічного університету "ХПІ"*. Серія : *Механіко-технологічні системи та комплекси* : зб. наук. праць. Х. : НТУ "ХПІ", 2017. № 16 (1238). С. 99–106. **18.** 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. **19.** 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.

REFERENCES:

1. Stupnik M. I., Pysmennyi S. V. Kombinovani sposoby podalshoi rozrobky zalizorudnykh rodovyshch Kryvorizkoho baseinu. *Hirnychiy visnyk : naukovotekhnichnyi zbirnyk*. 2012. № 95(1). S. 3–7. **2.** Stupnik N. I., Pismennyi S. V. Perspektivnye tekhnologicheskie varianty dalneishei otrabotki zhelezorudnykh mestorozhdenii sistemami s massovym obrusheniem rudy. *Visnyk*



Kryvorizkoho natsionalnoho universytetu. 2012. № 30. S. 3–7. **3.** Pismennyi S. V. Otrabotka skladno-strukturnykh zalezhei bohatykh rud kamernymi sistemami razrabotki. *Hirnychiy visnyk : naukovy-tekhnichnyi zbirnyk*. 2014. № 97. S. 3–7. **4.** Kolosov V. A., Volovik V. P., Diadchkin N. I. Sovremennoe sostoianie i perspektivy razvitiia predpriatii po dobyche i pererabotke zhelezorudnoho i fliusovoho syria v Ukraine. *Horn. zhurn.* M. : MHU, 2000. № 6. S. 162–168. **5.** Khomenko, O., Kononenko, M., Myronova, I. (2017). Ecological and technological aspects of iron-ore underground mining. *Mining of Mineral Deposits*. Iss. 2(11). R. 59–67. **6.** Kompleksnaia razrabotka rudnykh mestorozhdenii / A. D. Chernykh, V. A. Kolosov, O. S. Briukhovetskii i dr. / pod red. A. D. Chernykh. K. : Tekhnika, 2005. 376 s. **7.** Bovin A. A., Kurlenia M. V., Shemiakin E. I. Problemy razrabotki mestorozhdenii poleznykh iskopaemykh na bolshikh hlubinakh. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*. M. : [b. y.], 1983. № 3. S. 64–73. **8.** Kononenko M., Khomenko O. (2010). Technology of support of workings near to extraction chambers. *New techniques and technologies in mining*. Netherlands : CRC Press Balkema. P. 193–197. **9.** Morkun V., Morkun N., Pikilnyak A. Iron ore flotation process control and optimization using high-energy ultrasound. *Metallurgical and Mining Industry*. 2014. Issue 2. R. 36–42. **10.** 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. R. 54–60. **11.** Khomenko O. Implementation of energy method in study of zonal disintegration of rocks. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2012. Issue 4. R. 44–54. **12.** Tsarikovskii V. V., Sakovich V. V., Nedzvetskii A. V. Opredelenie i kontrol dopustimykh razmerov konstruktivnykh elementov sistem razrabotki na rudnikakh Krivbassa. *Kryvoi Roh : NYHRY*. 1987. 35 s. **13.** 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. R. 231–235. **14.** High-energy ultrasound using to improve the quality of iron ore particles purification in the process of its enrichment / Morkun V., Gubin G., Oliinyk T., Lotous V., Ravinskaia V., Tron V., Morkun N., Oliinyk M. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2017. Vol. 6. № 12 (90). P. 41–51. **15.** Analytical study of the bending of isotropic plates, inhomogeneous in thickness [text] / Volodymyr Plevako, Volodymyr Potapov, Viktor Kyckenko, Ighor Lebedynecj, Iryna Pedorych. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2016. Vol. 4. № 7 (82). P. 10–16. **16.** Vladyko O., Kononenko M., Khomenko O. Imitating modeling stability of mine workings. *New techniques and technologies in mining*. Netherlands : CRC Press Balkema. 2012. R. 147–150. **17.** Pysmennyi S. V. Metodyka vyznachennia aktyvnoi zony skleputvorennia na konturi pidzemno-transportnoi vyrobky pry kombinovanii rozrobtsti zalizorudnykh rodovyshch. *Visnyk Natsionalnoho tekhnichnoho universytetu "KhPI"*. Seriiia : *Mekhaniko-tekhnologichni systemy ta komplekсы* : zb. nauk. prats. Kh. : NTU "KhPI", 2017. № 16 (1238). S. 99–106. **18.** Khomenko O., Maltsev D. Laboratory re-search of influence of face area dimensions on the state of uranium ore layers being broken. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho*

Hirnychoho Universytetu. 2013. Issue 2. R. 31–37. **19**. 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. R. 54–60.

Рецензент: д.т.н., професор Корнієнко В. Я. (НУВГП)

Malanchuk Z. R., Doctor of Engineering, Professor (National University of Water and Environmental Engineering, Rivne), **Stupnik M. I., Doctor of Engineering, Professor, Fedko M. B., Candidate of Engineering (Ph.D.), Associate Professor, Pysmennyi S. V., Candidate of Engineering (Ph.D.), Associate Professor** (Kryvyi Rih National University), **Kolosov V. O., Doctor of Engineering, Professor** (Association "UKRRUDPROM"), **Kurnosov S. A., Doctor of Engineering, Professor** (Institute of Geotechnical Mechanics named after N. Poljakov of National Academy of Sciences of Ukraine)

STUDY OF STOPE EXPOSURE STABILITY IN MINING COMPLEX STRUCTURED IRON ORE DEPOSITS OF KRYVYI RIH BASIN

The development of complex structural deposits of rich iron ores of the Kryvy Rih basin is currently being carried out by systems with massive ore downfall and overlying rocks. With these systems of development, the iron content in the extracted ore mass is reduced by 3-6%. To increase the iron content in the extracted ore mass may be due to the use of selective development of extraction blocks by the chamber systems of development. The clearing works to be carried out sequentially from the hanging to the lying side of the complex-ore deposit of the chamber system of development, with the abandonment in the block without the inclusion of the ore. This order of treatment works will reduce the concentration of tensile and compressive stresses in the middle part without the inclusion of the ore, which increases its stability in 1,5-2,0 times. It is suggested in the work to determine the maximum permissible steady clearing of the treatment chamber depending on the design elements of the chamber system of development and power without the ore or ore inclusions in the selective development of complex structural ore deposits. It has been established that the stability of a cleaning chamber, in addition to its dimensions and physical-mechanical properties of ore, is influenced by horizontal power without the ore inclusion, the coefficient of durability, the time of its existence and the order of cleaning operations in the extracting block. The obtained values do not significantly change the technology of extraction at the completion of complex structural deposits of chamber systems of development.



As a result of the researches it was established that the stable flight of the exposure of the treatment chamber depends not only on the width of the treatment chamber of the second stage of the working out and its term, but also on the physical and mechanical properties of the impenetrable inclusion. Thus, at an altitude of 75-90 m, the stability of the treatment chamber is ensured when its breadth by a stroke does not exceed 15 m. In cases where the height under the floor is 25-30 m, the strength of the cleaning chamber is influenced by the power and strength without the ore inclusion.

Keywords: iron ore, stress, stability, mining system, exposure size.

Маланчук З. Р., д.т.н., проф. (Национальный университет водного хозяйства и природопользования, г. Ровно), **Ступник Н. И., д.т.н., проф., Федько М. Б., к.т.н., доц., Письменный С. В., к.т.н., доц.** (Криворожский национальный университет), **Колосов В. А., д.т.н., проф.** (Ассоциация «Укррудпром»), **Курносков С. А., д.т.н., проф.** (Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины)

ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ОБНАЖЕННИЙ КАМЕРНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПРИ ОТРАБОТКЕ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД КРИВОРОЖСКОГО БАСЕЙНА

Разработка сложно-структурных месторождений богатых железных руд Криворожского бассейна в настоящее время осуществляется системами с массовыми обрушениями руды и налегающих пород. При данных системах разработки содержание железа в добытой рудной массе снижается на 3-6%. Повысить содержание железа в добытой рудной массе возможно за счет применения селективной разработки выемочных блоков камерными системами разработки. Очистные работы целесообразно осуществлять последовательно от висячего к лежащему боку сложно-структурного рудного тела камерной системой разработки, с оставлением в блоке безрудного включения. Данный порядок очистных работ позволит уменьшить концентрацию растягивающих и сжимающих напряжений в средней части безрудного включения, что способствует повышению его устойчивости в 1,5-2,0 раза. Установлено, что на устойчивость очистной камеры, кроме ее размеров и физико-механических свойств руды, влияют горизонтальная мощность безрудного включения, коэффициент крепости, время его существования и порядок очистных работ в выемочных блоке.

Ключевые слова: железная руда, напряжения, устойчивость, система разработки, прогон обнажения.
