



Колосов В. О., д.т.н., проф., (Асоціація «УКРРУДПРОМ»),
Маланчук З. Р., д.т.н., проф. (Національний університет водного господарства та природокористування, м. Рівне), **Письмений С. В., к.т.н., доц.** (Криворізький національний університет)

ВІДПРАЦЮВАННЯ СКЛАДНОСТРУКТУРНИХ КРУТОСПАДНИХ ПОКЛАДІВ ЗАЛІЗНИХ РУД З НЕСТІЙКИМИ ПОРОДАМИ ВИСЯЧОГО БОКУ

Відпрацювання багатих залізних руд Криворізького басейну здійснюється традиційними системами, які за рахунок нестійкого висячого боку зменшують вміст заліза в видобутій рудній масі на 3-10%. Підвищити вміст заліза в видобутій рудній масі можливо за рахунок застосування переущільненого шару який запобігає проникненню порід висячого боку в очисний блок. Визначена ширина захисного рудного шару у висячого боку, яка дозволить підвищити показники вилучення рудної маси та забезпечити стійкість очисній камері. Встановлено, що при ширині захисного рудного шару 4,5-18 м забезпечується стійкість очисної камери на весь термі відпрацювання блоку. Розроблена поверхово-камерна система розробки з захисним шаром дозволяє підвищити вміст корисного компоненту на 1,5-2,0%, зменшити коефіцієнт засмічення руди на 5-7% та отримати економічний ефект від впровадження даної технології на рівні 96,5 грн/т.

Ключові слова: залізна руда, переущільнений шар, камерна система розробки, прогін оголення, нестійкий висячий бік.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями

На шахтах Криворізького залізорудного басейну при видобутку багатих залізних руд застосовуються системи розробки з відкритим очисним простором або системи з масовим обваленням руди та налягаючих порід відповідно у співвідношенні 45% на 55%. Більшість шахт перевагу віддають камерним системам розробки з подальшим обваленням ціликів, завдяки високим техніко-економічним показникам [1; 2].

Однак, при розробці окремих ділянок виникає проблема стійкості порід висячого боку. У геологічному і гірничому контексті Криворізький залізорудний басейн являє собою складноструктурне родо-

вище, складене поодинокими, паралельно-зближеними покладами з вмістом корисного компонента в масиві 58-67% [3; 4].

При однакових гірничо-геологічних умовах покладів на одних ділянках очисні камери зберігають свою стійкість, на інших, при утворенні незначного оголення зі сторони висячого боку в камеру проникають пусті породи [5; 6].

Відпрацювання родовищ представлених складноструктурними покладами з нестійким висячим боком підземним способом традиційними системами розробки призводить до: зменшення вмісту заліза в видобутій рудній масі на 3-10%, відносно основного вмісту корисного компонента в рудному масиві; збільшення втрат руди; зменшення ефективності відпрацювання родовища, а як наслідок, втрати світового ринку збуту та погіршення екологічної ситуації в регіоні [7].

Для підвищення вмісту корисного компонента в видобутій рудній масі, автори робіт [8-10] вважають доцільним застосовувати системи підповерхово-обвалення з підривкою порід висячого блоку, або створення переущільненого шару зі сторони висячого боку. Також, вирішенню проблеми збільшення вмісту заліза та зменшення втрат руди при відпрацюванні родовищ, представлених складноструктурними покладами у працях [11-13] пропонується застосувати безпосередньо збагачувати видобуту рудну масу на дробарно-сортувальних фабриках. Однак, дані заходи значно підвищують собівартість видобутку, зменшать виробничу продуктивність підприємства, за рахунок включення в процес видобутку додаткових операцій.

При відпрацюванні складноструктурних покладів багатих руди камерними системами розробки виникає необхідність забезпечення стійкості зон зрушення вищележачого масиву та порід висячого боку. Для забезпечення стійкості порід на час відпрацювання очисного блоку були розроблені та впроваджені у виробництво технології, що забезпечують стійкість масиву, формування штучного породного перекриття на кордоні розділу обвалена гірська маса – породний масив [14; 15], застосування різних способів додаткового зміцнення нестійких локальних ділянок родовища [16; 17]. При цьому передбачається проведення комплексу гірських робіт, які потребують значних трудових і матеріальних витрат, що впливають в кінцевому підсумку на економічну ефективність і доцільність ведення очисних робіт в умовах розробки досить нестійких масивів.

Тому, розробка та удосконалення технології очисного виймання при наявності нестійких порід висячого боку є актуальним питанням.

Постановка завдання. Розробка технології очисного виймання



за рахунок створення стійкого захисного шару з рудного масиву, на кордоні з нестійкими породами всіячого боку та обґрунтування стійких параметрів конструктивних елементів очисної камери, яка дозволить підвищити якість видобутої рудної маси.

З цією метою необхідно дослідити впливові фактори на максимально-допустимий стійкий проліт оголення очисної камери в залежності від конструктивних елементів камерної системи розробки при розробці складноструктурних покладів з нестійким всіячим боком.

Викладення матеріалу та результати

Для отримання високих показники вилучення рудної маси при відпрацюванні запасів системами з відкритим очисним простором необхідно забезпечити стійкість оголення та ціликів на весь час відпрацювання очисного блоку. Тому, при розробці рудних покладів системою з відкритим очисним простором із застосуванням захисного рудного шару необхідно уточнення конструктивних елементів очисного блоку та обґрунтування мінімально-допустимої його потужності, яка забезпечить стійкість очисним камерам, рудному покладу та породам всіячого боку. При застосуванні камерної системи розробки на цілики діють різні навантаження (розтягувальні або стискаючі).

З теорії опору матеріалів відомо, якщо зразок рівномірно навантажувати в часі, в ньому зростають нормальні напруження до межі міцності матеріалу на стискання. Як тільки нормальні напруження стануть більшими за межу міцності порід на стискання або з'являються лінійні деформації то міжкамерний цілик буде зруйновано. Таким чином, з метою збереження цілісності порід, який представляє міжкамерний цілик, повинна виконуватись наступна умова

$$\begin{cases} \sigma \leq \sigma_k \cong [\sigma_{cm}], \\ \varepsilon = 0, \end{cases} \quad (1)$$

де σ – нормальні напруження, МПа; σ_k – критичні напруження, МПа; $[\sigma_{cm}]$ – межа міцності порід на стискання МПа; ε – лінійні деформації.

У випадку, коли на цілик протягом його існування діють стискаючі та розтягуючі напруження, то нормальні напруження в цілику спочатку збільшуються, а потім зменшуються. При повторному навантаженні в цілику виникають лінійні деформації, що значно зменшують межу міцності порід на стискання, а нормальні напруження не досягають до межі міцності яка руйнує цілик

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

З урахуванням вищезазначеного визначаємо параметри конструктивних елементів очисної камери за методикою НДГРІ [18]. Слід враховувати, що після випуску обваленої руди з першої очисної ка-

мери, міжкамерні 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, час існування оголення та ціликів для очисної камери першої черги визначається за формулою

$$t_o(t_y) = t_{вин} + t_{ПНР} + t_{обв} + t_{н.о}, \text{ міс.}, \quad (3)$$

де $t_{вин}$ – час на видобуток обваленої гірничої маси з блоку другої очисної камери, 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 черги 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 черги відпрацювання (якщо прийнятий варіант камерної системи розробки це передбачає (за даними шахт ПАТ «Кривбасзалізрудком» приймається 3-7 міс.), міс.

Одним з недоліків методики НДГРІ [18] є те, що при визначенні еквівалентного прольоту оголення не враховується потужність порід висячого боку, яка суттєво впливає на стійкість оголення та напруження які діють в породах висячого боку.

Тому, максимально-допустимий стійкий прогін оголення необхідно визначати за виразом

$$l = \frac{4 \times [\sigma_{см}] \times h_n^2}{q} = \frac{4 \times [\sigma_{см}] \times m}{a \times \gamma}, \quad (4)$$

де l – максимально-допустимий прогін оголення, м; $[\sigma]$ – межа міцності порід на стискання, т/м²; q – вага порід на 1 м її довжини, т/м²; m – потужність захисного шару, м; γ – об'ємна вага руди, т/м³.

Межа міцності порід на розтяг $[\sigma]$, що входить до виразу (4) з урахуванням неоднорідності масиву визначається за формулою

$$[\sigma_{см}] = \frac{100 \cdot f \cdot K_{стр.о}}{K_3}, \quad (5)$$

де K_f – перекладної коефіцієнт міцності порід в напруження; f – коефіцієнт міцності руди 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).

Підставивши у вираз (4) вхідні величини, та виконавши відповідні перетворення отримаємо формулу для визначення мінімально-допустимої товщини захисного рудного шару



$$m = \frac{l \times a \times \gamma \times K_3}{4 \times K_f \times f \times K_{cmp.o}} \quad (6)$$

Виконавши розрахунки за формулою (6) побудовані залежності стійкої потужності захисного рудного шару від прогону оголення очисної камери та коефіцієнту міцності порід (рис. 1).

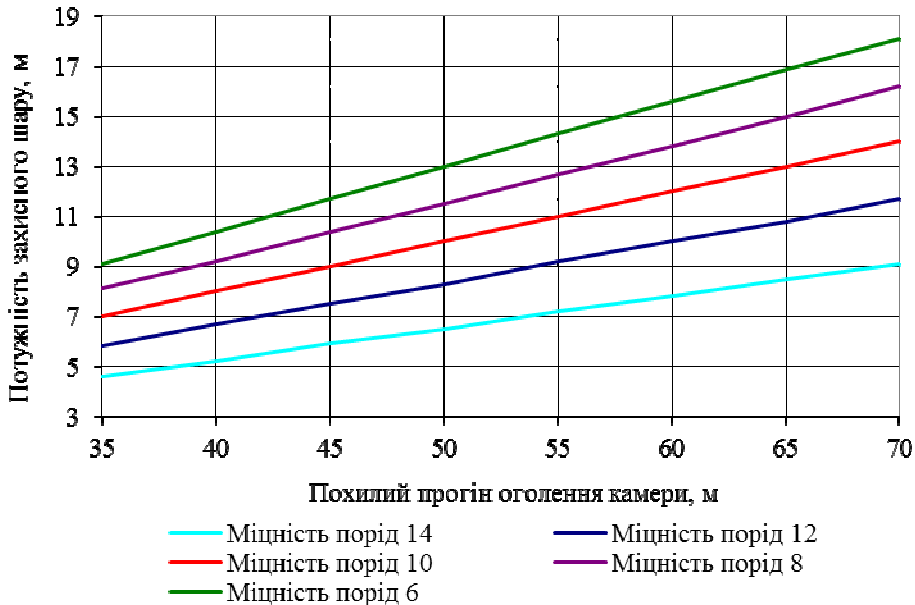


Рис. 1. Залежність потужності захисного рудного шару від прогону оголення камери та коефіцієнту міцності порід

З графіків приведених на рис. 1 видно, що зі збільшенням прогону оголення з 35 до 70 м потужність захисного шару збільшується з 8 до 16 м при коефіцієнті міцності порід 8 за шкалою проф. М.М. Протодьяконова.

Товщина міжкамерних ціликів (МКЦ) з умов витримування поздовжніх стискаючих зусиль діючих уздовж площини похилого цілини без порушення його суцільності (P_{np}), бічних зусиль (P_b) і деформацій в напрямку раніше відпрацьованих камер визначається за формулою

$$m_\sigma = \frac{P_{np} \times a \times K_d}{n_{ц} \times [\sigma_{cm}]} \quad (7)$$

де m_σ – потужність безрудного включення з урахуванням діючих сил, м; P_{np} – поздовжні стискають зусилля, діючі уздовж площини похилого цілини, МПа; K_d – коефіцієнт, що залежить від розтягуючих напружень і деформації гірських порід; $n_{ц}$ – кількість поздовжніх ціликів, що припадають на одну камеру; $[\sigma_{cm}]$ – межа міцності гірських порід на стиснення, т/м².

У разі, коли в цілику відсутні розтягуючі напруження та деформації то $K_d = 1,15 \dots 1,41$, якщо похилий цілик схильний до деформацій без порушення його цілісності то $K_d = 1,41 \dots 1,73$, при шаруватому тріщинуватим масиві з можливим або частковим обвалом цілини $K_d = 1,63 \dots 2,0$, а при виникненні тріщин з наступним обваленням $K_d = 2,0 \dots 2,44$.

Сила, що діє на похилий цілик розкладається на дві складові сили: подовжню, що діє вздовж площині МКЦ на стиск цілини, і поперечну (бічну), що діє перпендикулярно до похилій площині міжкамерних цілини і визначається

$$\begin{cases} P_{np} = P \cdot \cos \alpha, \\ P_{\bar{c}} = P \cdot \sin \alpha, \end{cases} \quad (8)$$

де α – кут падіння рудного покладу, град.

Підставляючи в формулу (7) входять до неї вираження (5) і (8) отримаємо остаточний вираз мінімальної допустимої потужності пустих порід зі сторони висячого боку

$$m_{\sigma} = \frac{H \cdot \gamma \cdot a_K \cdot K_{\partial} \cdot K_3 \cdot \cos \alpha}{1000 \cdot n_{\psi} \cdot f \cdot K_{cmp.o}}. \quad (9)$$

Залежності допустимої потужності пустих порід зі сторони висячого боку при відпрацюванні рудних покладів системами з відкритим очисним простором від глибини розробки, ширини очисної камери, міцності та кута падіння наведені на рис. 3.3-3.5.

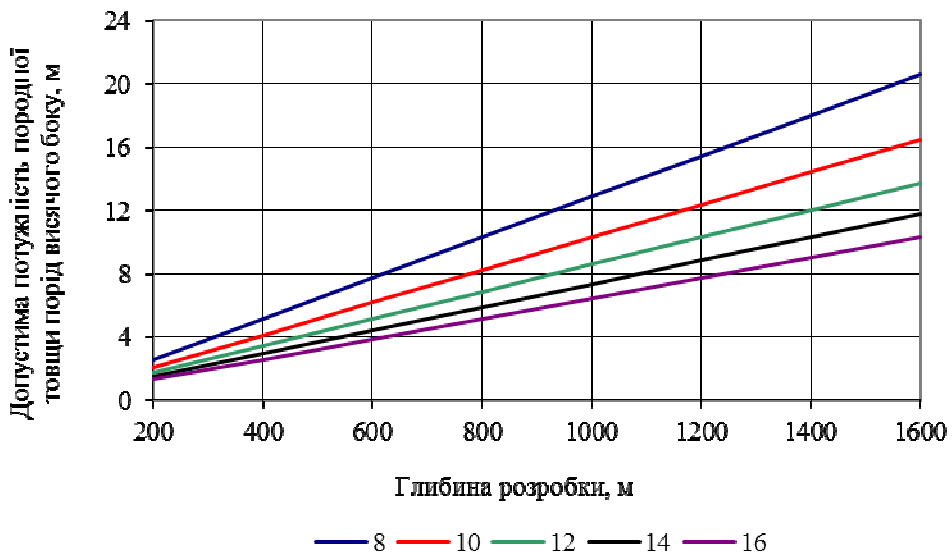


Рис. 2. Залежності допустимої потужності породної товщі порід висячого боку від глибини ведення гірничих робіт і міцності порід за шкалою проф. М.М. Протодьяконова при ширині очисної камери дорівнює 15 м і куті падіння покладу 60°



З наведених залежностей видно, що мінімально-допустима потужність пустих порід зі сторони висячого боку збільшується прямопропорційно збільшенню глибини розробки, ширині очисної камери і обернено зі збільшенням міцності порід і кута падіння покладу.

Так, зі збільшенням глибини розробки з 200 до 1600 м потужність породної товщі порід зі збереженням його стійкості на період відпрацювання очисної камери повинна збільшуватися з 1,3 до 20,5 м зі зменшенням міцності руди з 16 до 8 і ширині очисної камери 15 м. Однак, товща порід висячого боку є величина постійна та залежить від геологічних умов родовища.

Таким чином, застосування системи розробки з відкритим очисним простором обмежується коефіцієнтом міцності і потужністю породної товщі порід висячого боку, а також висотою шару, що обвалюється, кутом падіння покладу і коефіцієнтом стійкості.

В результаті виконаних досліджень встановлено, що системи з відкритим очисним простором при відпрацюванні рудних покладів раціонально застосовувати при потужності породної товщі порід висячого боку більше 6 м.

За результатами виконаних досліджень запропоновано варіант системи розробки з відкритим очисним простором із захисним шаром у висячому боці, який передбачає певний порядок ведення гірничих робіт в залежності від гірничо-геологічних умов. Розробка запасів в межах виймальної одиниці здійснюється від лежачого до висячого боку.

На першій стадії очисна камера формується навхрест простягання зменшеної ширини на 10-15 м, залишаючи рудну товщу у висячого боку. Параметри очисної камери визначаються за методикою НДГРІ.

Товщину захисного шару зі сторони висячого боку визначаємо за методикою, що описана вище. Виконав розрахунки для умов ш. «Гвардійська» ПАТ «Кривбасзалізрудком» за формулами (6) та (9) значення показників відповідно складають:

- мінімально-допустима товщина захисного рудного шару

$$m = \frac{90 \times 50 \times 3,6 \times 2,0}{4 \times 100 \times 12 \times 0,65} = \frac{32400}{3120} = 10,4 \approx 11 \text{ м};$$

- допустима потужність пустих порід зі сторони висячого боку

$$m_{\sigma} = \frac{1260 \times 3,6 \times 50 \times 1,8 \times \cos 60}{1000 \times 2 \times 14 \times 0,65} = \frac{408240}{18200} = 22,4 \approx 23 \text{ м}.$$

Враховуючи, що потужність пустих порід складає 15 м і значно менша за 23 м, доцільно створити захисний рудний шар зі сторони

висячого боку товщиною 11 м, а очисна камера прийме наступні розміри: довжина за простяганням 50 м, ширина $M - m = 35 - 11 = 24$ м.

Рудний масив розбурюється круговими віялами глибоких свердловин з бурового штреку на всю висоту поверху. Вертикальна компенсаційна камера формується в середній частині блоку, при цьому слід зауважити, що відрізний підняттявий розташовується у лежачого боку, рис. 3.

Після обвалення камерного запасу, розбурюють стелину та похилий цілик у висячого боку. В першу чергу, обвалюється стеліна, а потім похилий цілик на затиснуте середовище. Випуск обвалених ціликів починається від висячого до лежачого боку. Згідно теорії випуску, руда переміщується суцільним потоком шириною 8-12 м паралельно висячому боку до випускного отвору. Після випуску допустимої дози випуску, здійснюють випуск обваленої стелини від лежачого до висячого боку.

Міжкамерний цілик відпрацьовується після випуску руди зі стелини та захисного шару висячого боку.

Загальні техніко-економічні показники по варіантам систем розробки приведені в таблиці.

Аналізуючи результати розрахунків встановлено, що застосування поверхово-камерної системи розробки з захисних шаром у висячого бока дозволяє зменшити втрати руди, підвищити якість видобутої рудної маси з 57,91 до 59,24% та збільшити прибуток на 58,32 млн грн.

Таблиця
Техніко-економічні показники по поверхово-камерним системам розробки

Найменування показників	За даними шахти	За запропонованим варіантом
Балансовий запас руди в блоці, т	604800	604800
Запас руди по елементам, т:	604800	604800
- в очисній камері	264600	181440
- в міжкамерних ціликах	151200	151200
- в стелині	113400	113400
- в цілику захисного шару висячого боку	0	106920
- в компенсаційній камері	75600	51840



продовження таблиці

Лінія найменшого опору, м	2,8	2,8
Відстань між кінцями свердловин, м	2,6	2,6
Вміст корисного компоненту, %:		
- в масиві	62	62
- в породах	38	38
Середній Вміст корисного компоненту в видобутій рудній, %:	57,91	59,24
Втрати	53,75	18,76
Засмічення	18,25	11,50
Собівартість видобутку	438,30	441,70
Дохід, млн грн	245,82	399,46
Прибуток, млн грн		58,32

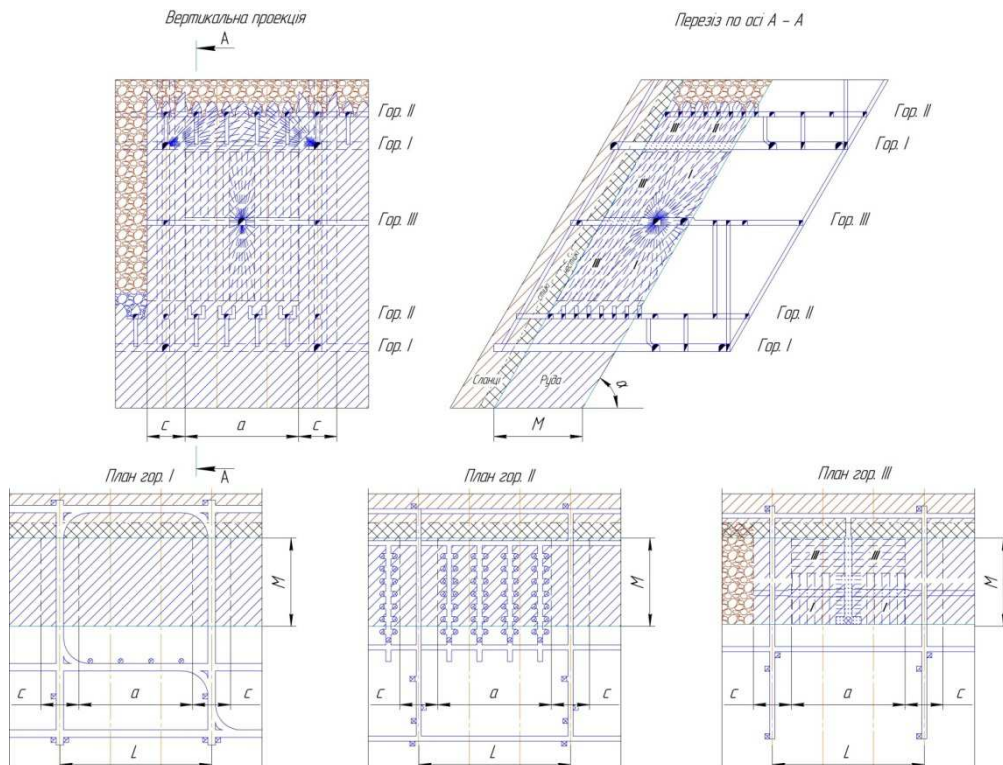


Рис. 3. Запропонований варіант камерної системи розробки поверхового обвалення з застосуванням захисного шару та подальшим обваленням ціликів

Висновки. В результаті досліджень встановлено, що при проектуванні камерних систем розробки необхідно враховувати товщину порід висячого боку. Підвищити стійкість очисній камері та зменшити засмічення руди на контакті з висячим боком доцільно залишати рудний шар шириною 4,5-19 м. Розроблена технологія поверхово-камерної системи розробки з застосуванням захисного шару рудного масиву у висячого боку, яка дозволяє забезпечити стійкість очисній камері та підвищити якість видобутої рудної маси на 0,33% забезпечивши розрахунковий прибуток на рівні 58,32 млн грн. за рахунок збільшення вилучення руди з блоку.

1. Ступник Н. И., Письменный С. В. Перспективные технологические варианты дальнейшей отработки железорудных месторождений системами с массовым обрушением руды. *Вісник Криворізького національного університету*. 2012. № 30. С. 3–7. 2. Письменный С. В. Отработка складно-структурных залежей богатых руд камерными системами разработки. *Гірничий вісник : науково-технічний збірник*. 2014. № 97. С. 3–7. 3. Ступник М. І., Письменный С. В. Комбіновані способи подальшої розробки залізородних родовищ Криворізького басейну. *Гірничий вісник : науково-технічний збірник*. 2012. № 95(1). 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., 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. 12. 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 Jour-*



nal of Enterprise Technologies. 2017. Vol. 6 № 12 (90) P. 41–51. **13.** Analytical study of the bending of isotropic plates, inhomogeneous in thickness. Volodymyr Plevako, Volodymyr Potapov, Viktor Kycenko, Ighor Lebedynecj, Iryna Pedorych. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2016. Vol. 4. № 7 (82). P. 10–16. **14.** 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. **15.** Ступник Н. И., Письменный С. В. Повышение качества горной массы при отработке сложноструктурных залежей Криворожского бассейна подземным способом. *Качество минерального сырья*. 2014. С. 19–26. **16.** Stupnyk M., Kalinichenko V., Pysmennyi S., Fedko M., Kalinichenko O. Method of simulating rock mass stability in laboratory conditions using equivalent materials. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. P. Vol. 10 (3). P. 46–51. **17.** Письменный С. В. Отработка сложноструктурных залежей богатых руд камерными системами разработки. *Гірничий вісник : науково-технічний збірник*. 2014. № 97. С. 3–7. **18.** 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.

REFERENCES:

1. Stupnyk N. I., Pismennyi S. V. Perspektivnye tekhnologicheskie varianty dalneishei otrabotki zhelezorudnykh mestorozhdenii sistemami s massivym obrusheniem rudy. *Visnyk Kryvorizkoho natsionalnoho universytetu*. 2012. № 30. S. 3–7. **2.** Pismennyi S. V. Otrabotka skladno-strukturnykh zalezhei bohatykh rud kamernymi sistemami razrabotki. *Hirnychy visnyk : naukovo-tekhnichnyi zbirnyk*. 2014. № 97. S. 3–7. **3.** Stupnyk M. I., Pysmennyi S. V. Kombinovani sposoby podalshoi rozrobky zalizorudnykh rodovyshch Kryvorizkoho baseinu. *Hirnychy visnyk : naukovo-tekhnichnyi zbirnyk*. 2012. № 95(1). S. 3–7. **4.** Kolosov V. A., Volovik V. P., Diadechkin N. I. Sovremennoe sostoianie i perspektivy razvitiia predpriatii po dobyche i pererabotke zhelezorudnoho i flusovoho 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-tekhicheskie 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. R. 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., 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. **12.** Highenergy 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. **13.** Analytical study of the bending of isotropic plates, inhomogeneous in thickness. Volodymyr Plevako, Volodymyr Potapov, Viktor Kycenko, Ighor Lebedynecj, Iryna Pedorych. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2016. Vol. 4. № 7 (82). P. 10–16. **14.** 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. **15.** Stupnik N. I., Pismennyi S. V. Povyshenie kachestva hornoi massy pri otrabotke slozhnostrukturnykh zalezhei Krivorozhskoho basseina podzemnym sposobom. *Kachestvo mineralnogo syria*. 2014. S. 19–26. **16.** Stupnik M., Kalinichenko V., Pysmennyi S., Fedko M., Kalinichenko O. Method of simulating rock mass stability in laboratory conditions using equivalent materials. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. P. Vol. 10 (3). P. 46–51. **17.** Pismennyi S. V. Otrabotka slozhnostrukturnykh zalezhei bohattykh rud kamernymi sistemami razrabotki. *Hirnychy visnyk : naukovo-tekhnichnyi zbirnyk*. 2014. № 97. S. 3–7. **18.** Tsarikovskii V. V., Sakovich V. V., Nedzvetskii A. V. Opredelenie i kontrol dopustimykh razmerov konstruktivnykh elementov sistem razrabotki na rudnikakh Krivbassa. *Krivoi Roh : NIHRI*, 1987. 35 s.

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

Kolosov V. O., Doctor of Engineering, Professor, (Association “UKRRUDPROM”), **Malanchuk Z. R., Doctor of Engineering, Professor** (National University of Water and Environmental Engineering, Rivne), **Pysmennyi S. V., Candidate of Engineering (Ph.D.), Associate Professor** (Kryvyi Rih National University)

MINING OF COMPLEX STRUCTURED STEEP IRON ORE BODIES WITH UNSTABLE HANGING WALL ROCKS

In the mines of the Krivoy Rog iron ore basin, when extraction of rich iron ores is used, systems of development with an open clearing space or systems with massive ore and bedding rocks, respectively, in



the ratio of 45% to 55%. The majority of mines give preference to chamber systems of development with subsequent collapse of hives, thanks to high technical and economic indicators. Analyzing the results of calculations, it was found that the application of the surface-chamber system of development with a protective layer in the suspended side allows reducing ore losses, increasing the quality of the extracted ore mass from 57.91 to 59.24% and increasing profits by 58.32 million UAH. Rich iron ores of Kryvyi Rih basin are mined by traditional systems which decrease iron content in the mined rock mass by 3-10% due to hanging wall instability. After the collapse of the chamber stock, the ceiling and the inclined hollow in the hanging side are roused. First and foremost, the ceiling is collapsed, and then the sloping hollow on the clogged environment. The production of rounded-cobblestones begins from the hanging to the lying side. According to the theory of release, the ore is moved by a continuous flow of 8-12 m in parallel to the hanging side to the outlet. After the release of the allowable dose of release, the release of the decomposed ceiling from the lying down to the suspending side is carried out. Use of the overconsolidated layer which prevents penetration of hanging wall rocks into a stope may increase iron content in the mined ore mass. The article determines the width of the protection layer in the hanging wall which is able to increase indicators of ore mass mining and ensure stope stability. The ore layer of 4.5-18 m is able to ensure stope stability for the whole period of block mining. The developed level-room system with a protection layer enables increase of the useful component by 1.5-2.0% and decrease of ore dilution by 5-7% and yields an economic effect of about 96.5 UAH/t from implementation of this technology.

Keywords: iron ore, overconsolidated layer, room system, exposure size, unstable hanging wall.

Колосов В. А., д.т.н., профессор (Ассоциация «Укррудпром»),
Маланчук З. Р., д.т.н., профессор, (Национальный университет
водного хозяйства и природопользования, г. Ровно),
Письменный С. В., к.т.н., доц. (Криворожский национальный
университет)

**ОТРАБОТКА СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ КРУТОПАДАЮЩИХ ЗАЛЕЖЕЙ
ЖЕЛЕЗНЫХ РУД С НЕУСТОЙЧИВЫМИ ПОРОДАМИ ВИСЯЧЕГО БОКА**

Отработка богатых железных руд Криворожского бассейна осуществляется традиционными системами, которые за счет неустойчивого висячего бока уменьшают содержание железа в добытой рудной массе на 3-10%. Повысить содержание железа в добытой рудной массе возможно за счет применения переуплотненного слоя руды, который предотвращает проникновение пород висячего бока в очистной блок. Определена ширина защитного рудного слоя у висячего бока, которая позволит повысить показатели извлечения рудной массы и обеспечит устойчивость очистной камере. Установлено, что при ширине защитного рудного слоя 4,5-18 м обеспечивается устойчивость очистной камеры на весь срок отработки блока. Разработанная этажно-камерная система разработка с защитным слоем позволяет повысить содержание полезного компонента на 1,5-2,0%, уменьшить коэффициент засорения руды на 5-7% и получить экономический эффект от внедрения данной технологии на уровне 96,5 грн./т.

Ключевые слова: железная руда, переуплотненный слой, камерная система разработки, пролет обнажения, неустойчивый висячий бок.
