

Список літератури

1. Zhanova O. M., Saithareyev L. N., Skidin I. E., Sharovalova N. N., Gubin G. G Investigation of the influence of electro-impulse current on manganese liquid-alloy. Proceedings of the International Conference on Design, Simulation, Manufacturing: The Innovation Exchange, DSMIE-2018, Sumy, Ukraine. P. 207-213 https://doi.org/10.1007/978-3-319-93587-4_22.
2. Василев Я. Д. Теорія позовжної прокатки / Я. Д. Василев, О. А. Мінаєв. – Підручник. – Донецьк: УНІ-ТЕХ, 2009. – 488 с.
3. Чубенко В. А. Визначення впливу режиму обтиснення при прокатуванні на внутрішню будову металу / В. А. Чубенко, А. А. Хіноцька // Качество минерального сырья. Сб. научн. тр., Т2, Кривой Рог: Изд. центр ГВУЗ «КНУ», 2018 – С.151-159.
4. Дослідження об'ємноструктурних і енергетичних перетворень в сталях при прокатуванні. Монографія / В. А. Чубенко, А. А. Хіноцька, – Кривий Ріг: Видавництво (ФОП Чернявський Д.О.), 2018. – 178 с.
5. Оптимізація процесу налаштування безперервної листової прокатки / В. С. Єгоров, О. П. Єгоров, О. Ю. Потап та інші // Металлургическая и горнорудная промышленность, 2016, № 1. – С. 106-109.
6. Максименко О. П. Теоретический анализ влияния натяжений на энергозатраты и устойчивость процесса прокатки / О. П. Максименко, Д. И. Лобойко // Вісник «ХП». Серія: Нові рішення в сучасних технологіях – Харків: НТУ «ХП». – 2013. – № 42 (1015). – С. 119-125.
7. Скляр В. О. Инновационные и ресурсосберегающие технологии в металлургии. Учебное пособие. – Донецк: ДонНТУ, 2014. – 224 с.
8. Бережний М. М. Енергетичний баланс осередку деформації при прокатуванні / М. М. Бережний, А. А. Хіноцька, В. А. Чубенко // Ресурсозберігаючі технології виробництва та обробки тиском матеріалів у машинобудуванні: Зб. наук. пр. – Луганськ: вид – во СНУ ім. В. Даля, 2012. – С. 60 – 67.
9. Час перебування металу в осередку деформації та утворення нової поверхні / [Бережний М. М., Чубенко В. А., Хіноцька А. А., Глінкин А. В.] // Вісник КНУ. – Вип. 30. – 2012. – ст. 171 – 174.
10. Писаренко Г. С. Справочник по сопротивлению материалов / Г. С. Писаренко, А. П. Яковлев, В. В. Матвеев. – 2-е изд., перераб. и доп. – Киев: Наук. думка, 1988. – 736 с.
11. Коновалов Ю. В. Пути решения температурной задачи прокатки / Ю. В. Коновалов, А. С. Хохлов // Обработка материалов давлением: сборник научных трудов. – Краматорск: ДГМА. 2012. – № 2 (31). – С. 185-188.
12. Контактное взаимодействие металла и инструмента при прокатке / П. И. Полухин, В. А. Николаев и др. – М.: Металлургия, 1974. – 199 с.
13. Старченко Д. И. К расчету давления металла на валки / Старченко Д. И., Резниченко Е. И. // Известия АН СССР. Металлы. – 1985. – № 4. – С.80-88.
14. Коновалов Ю. В. Справочник прокатника. / Ю. В. Коновалов. – Справочн. изд-е в 2-х книгах. – Книга 1. – Производство горячекатаных листов и полос. М.: Теплотехник, 2009. – 640 с.
15. Огинский И. К. Силовая картина в очаге деформации при установившемся процессе прокатки / И. К. Огинский // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2011. – № 1. – С. 37-40.
16. Губкин С. И. Теория обработки металлов давлением / С. И. Губкин – М.: Металлургиздат, 1947. – 360 с.
17. Владимиров В. В. Физическая природа разрушения металлов // В. И. Владимиров. – М.: Металлургия, 1984. – 280 с.
18. Зайков М. А. Режимы деформации и усилия при горячей прокатке / Зайков М. А. – М.: Металлургиздат, 1960. – 286 с.

Рукопис подано до редакції 02.04.2021

УДК 622.274.3

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

УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЙ РОЗРОБКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ СИСТЕМАМИ ПІДПОВЕРХОВОГО ОБВАЛЕННЯ РУДИ ТА ВМІЩУЮЧИХ ПОРІД

Мета. Метою виконаних досліджень є удосконалення технології розробки залізорудних родовищ системами підповерхового обвалення руди та вміщуючих порід, яка дозволить підвищити кількість видобутої рудної маси при наявності нестійких порід висячого боку.

Методи дослідження. При видобутку багатих залізних руд Криворізького залізорудного басейну застосовують системи розробки з відкритим очисним простором та з обваленням порід, які дозволили підвищити вміст заліза в видобутій рудній масі на 0,5–1,5%. Основним недоліком даних систем розробки є обмежені умови застосування. Так, наявність зі сторони висячого боку нестійких порід суттєво погіршують показники вилучення. Запропонований варіант системи розробки з переуцільненим шаром руди у висячого боку виключає проникнення пустих порід в очисний блок, що відпрацюється. Однак, при визначенні ширини переуцільненого шару не враховуються фізико-механічні властивості гірських порід. Так, при відпрацюванні блоку в нестійких породах ширина цілика у висячого

боку не забезпечує йому стійкість, що призводить до руйнування цілика та неможливості створення переущільненого шару.

Наукова новизна. Вперше запропоновано для умов Криворізького залізорудного басейну використовувати при визначенні цілика у висячого боку одночасно методики НДГРІ та Борисенко С.Г. з урахуванням максимальних допустимих діючих напружень та кута падіння порід висячого боку.

Практична значимість. Запропонована технологія відпрацювання залізних руд системами з масовим обваленням руди в нестійких породах висячого зі застосуванням переущільненого шару руди та двостадійним відпрацюванням очисного блоку. При визначенні ширини очисного блоку навхрест простягання необхідно враховувати ширину тимчасового цілика у висячого боку.

Результати. Розроблений варіант системи масового обвалення руди зі застосуванням захисного шару рудного масиву у висячого боку представленого нестійкими породами дозволяє забезпечити стійкість очисній камері та підвищити якість видобутої рудної маси на 0,33%. Впровадження даного варіанту системи розробки дозволить отримати розрахунковий прибуток на рівні 58,32 млн.грн. за рахунок збільшення вмісту заліза в видобутій рудній масі.

Ключові слова: підземна розробка, очисна камера, цілик, висячий бік, якість, стійкість, переущільнений шар.

doi: 10.31721/2306-5435-2021-1-109-61-67

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Шахтами Криворізького залізорудного басейну відпрацьовуються природно-багаті та природно-бідні залізні руди підземним способом [1-3]. Очисні роботи при відпрацюванні природно-багатих залізних руд здійснюються на глибині 1225–1350 м з вмістом корисного компоненту в масиві 58–67%. Розробка природно-бідних залізних руд з вмістом заліза загального в масиві не більше 32% відпрацьовується шахтою ім. Орджонікідзе в поверсі 607–527 м.

На теперішній час, підприємства з підземним способом видобутку в Криворізькому залізорудному басейні при відпрацюванні залізних руд застосовують системи розробки: з відкритим очисним простором 55% та системи з масовим обваленням руди 45% [4-6]. При застосуванні традиційних систем розробки вміст заліза в видобутій рудній масі не перевищує 59–61%. Зменшення вмісту заліза в видобутій рудній масі призводить до втрат світового ринку збуту.

З метою підвищення вмісту заліза в видобутій рудній масі до 62%, яка є конкурентоздатна на світовому ринку, гірничо-добувні підприємства впроваджують варіанти систем розробки з відкритим очисним простором (камерна система розробки з подальшим обваленням ціликів).

Камерні системи розробки у порівнянні з системами з масовим обваленням руди мають високі показники вилучення рудної маси та продуктивність праці. Однак, гірський масив Криворізького залізорудного басейну складено з неоднорідних порід. Таким чином, для різних умов залягання одні й ті самі гірські породи по різному себе ведуть при підземному видобутку.

Наприклад, для умов шахт «Ювілейна», «Гвардійська» висячий бік є стійким, а для шахт «Родіна», «Октябрська» ні. Тому, при застосуванні камерних систем розробки однією з умов застосування є забезпечення стійкості очисним камерам.

У випадку, коли не можливо забезпечити стійкість очисним камерам, на шахтах застосовують систему з масовим обваленням руди та налягаючих порід. Слід зауважити, коли висячий бік складено нестійкими породами, то при відпрацюванні навіть системою підповерхового обвалення породи висячого боку потрапляють в активну зону випуску тим самим засмічують руду та знижують вміст заліза в видобутій рудній масі [7-9].

Таким чином, розробка та удосконалення технології очисного виймання при наявності нестійких сланцевих порід висячого боку, яка забезпечить високі показники вилучення є вельми актуальним питанням.

Аналіз досліджень і публікацій. Авторами наукових робіт [10-12] доведено, що при відпрацюванні багатих руд камерними системами розробки однією з існуючих проблем є необхідність забезпечення умов, які виключають виникнення неконтрольованих і хаотично формованих зон зрушення вищележачого масиву. В іншому випадку, існує ймовірність підробки не тільки виробок вищележачого горизонту, але і в силу значної рухливості - охоронних ціликів, порід висячого боку».

В роботах [13-15] пропонується застосовувати технологію з частковою підриванням порід висячого боку. Це дозволить зменшити оголення у висячого боку, а також запобігти хаотичний

зсув порід. Слід відмітити, що при застосуванні даної технології суттєво погіршуються показники вилучення рудної маси, особливо при куті падіння покладу менше 50 град. Це пояснюється тим, що заміщення рудної маси пустими породами у висячого боку суттєво погіршить випуск обваленої руди в межах «мертвої зони» та призведе до значних втрат обваленої руди в трикутнику лежачого боку.

Залучення в рух великих шматків руди до площини випускного отвору створить умови часткового оголення порід висячого боку. Це потребує додаткових досліджень, пов'язаних з визначенням обсягів імовірнісних зон вивалоутворень і встановлення їх впливу на вже сформовану зону, яка порушена поблизу покладів залізних руд. Але спрогнозувати на етапі проектування блоку та визначити локальні зони вивалоутворень практично неможливо.

Для боротьби з вивалами в роботі [16] запропонована технологія, яка передбачає утворення породної «подушки». Суть даної технології полягає у створенні потужної стелини довжиною 20-35 м, яка служить для зміцнення гірського масиву. Під захистом цієї стелини в першу чергу виймається одним із варіантів камерних систем основний запас блоку. Одночасно з вийманням основних запасів або трохи раніше у висячому боку камери готується до вибуху масив пустих порід висячого боку об'ємом, не менше об'єму камери у період її максимального розвитку. Після відпрацювання камери підривають породи висячого боку створюючи тим самим породну «подушку». Відпрацювання стелини здійснюється при повній її ізоляції від основного масиву покладу, що дозволить запобігти проникненню порід зі сторони висячого боку. Однак, дана технологія має суттєвий недолік, це необхідність максимального заповнення очисної камери обваленими, дрібно та рівномірно роздробленими пустими породами.

В роботах [17-19] запропоновано систему розробки підповерхового примусового обвалення з застосуванням переущільненого шару руди у висячого боку. Створення переущільненого шару дозволить знизити втрати й засмічення обваленої руди в зоні проникнення глинистих порід. Система підповерхового примусового обвалення руди та налягаючих порід з формуванням рудного переущільненого шару для умов шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суша Балка». Сутність даної системи розробки полягає в наступному між обваленою рудою і глинистими породами формується переущільнений рудний шар. Очисний блок умовно поділяється на дві ділянки: перша призначена для масового обвалення рудного масиву, а друга для формування переущільненого шару. Для формування переущільненого шару параметри буропідривних робіт необхідно зменшити на 15–20%. Перенасичення вибуховою речовиною рудного масиву приведе до додаткового ущільнення відбитої рудної маси на 3–5 м. За результатами промислових випробувань встановлено, що для забезпечення якісного дроблення руди потужність переущільненого шару повинна становити 6–12 м. Слід зауважити, що випуск руди відбувався задовільно, при цьому продуктивність на доставці руди підвищилася на 10-20%.

Таким чином, виникає необхідність в удосконаленні технології при відпрацюванні багатих залізних руд, яка дозволить збільшити вміст заліза в видобутій рудній масі в умовах прояву гірського тиску на значних глибинах.

Постановка задачі. Для досягнення поставленої мети при застосуванні технології зі створенням огорожуючого цілика в висячому боці необхідно визначити мінімально-допустимі параметри очисної камери та ширину цілика, яка забезпечить безпечне ведення гірничих робіт.

Викладення матеріалу та результати. Відомо, що валове відпрацювання покладів в складних гірничо-геологічних умовах традиційними системами розробки з масовим обваленням руди та налягаючих порід є малоефективним. Таким чином, пропонується удосконалити поверхово-камерну систему розробки з валовим вийманням руди з очисного блоку.

Сутність запропонованої технології полягає в наступному: блок навхрест простягання відпрацьовується комбінованим способом по стадіям (етапам). На першому етапі проходяться підготовчо-нарізні виробки з формуванням компенсаційної камери у лежачого боку, рис. 1.

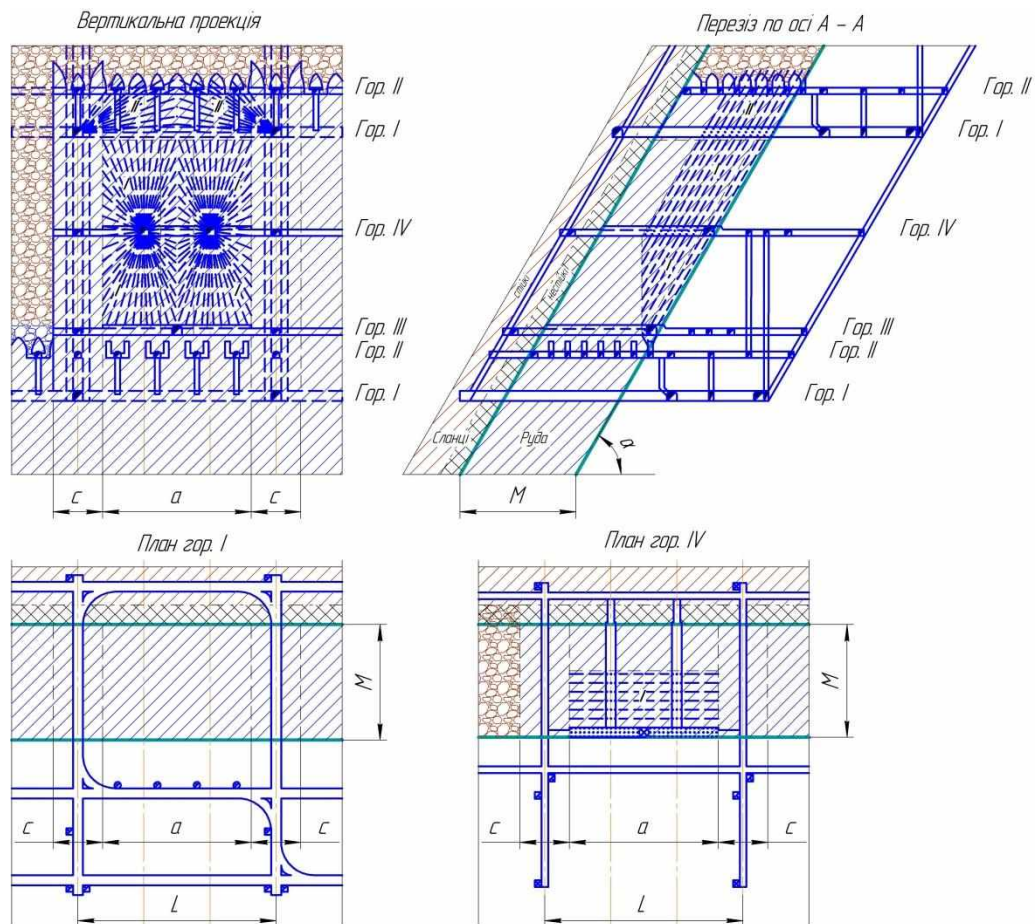


Рис. 1. Запропонований варіант камерної системи розробки поверхового обвалення з застосуванням захисного шару зі стадійним відпрацюванням (стадія 1)

Компенсаційна камера формується шляхом проходки відрізного підняттевого та відрізного орту. З бурового штреку буряться глибокі свердловини та поступовим їх підриванням формується компенсаційна камера. Очисна камера формується нахрест простягання зменшеної ширини на 10 – 15 м, залишаючи рудну товщу у висячого боку. Параметри очисної камери на верхньому підповерху визначаються за методикою НДГРІ [20], а на нижньому за методикою Борисенко С.Г. [21-23].

Товщину захисного шару зі сторони висячого боку визначаємо за методиками [20-23]. Виконав розрахунки для умов шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка» за формулами отримуємо наступні значення:

мінімально-допустима товщина захисного рудного шару

$$m_6 = \frac{b \times M_n}{\sqrt{b^2 + M_n^2}} \leq m = \frac{l \times a \times \gamma \times K_3}{4 \times K_f \times f \times K_{стр.о}} = \frac{90 \times 50 \times 3,6 \times 2,0}{4 \times 100 \times 12 \times 0,65} \approx 11 \text{ м};$$

допустима потужність пустих порід зі сторони висячого боку

$$m_\sigma = \frac{P_{ст} \cdot a_k \cdot K_3}{\sigma_{ст} - P_{ст} \cdot K_3} = \frac{H \cdot \gamma \cdot a_k \cdot K_\delta \cdot K_3 \cdot \cos \alpha}{1000 \cdot n_\psi \cdot f \cdot K_{стр.о}} = \frac{1260 \times 3,6 \times 50 \times 1,8 \times 2 \times \cos 60}{1000 \times 2 \times 14 \times 0,65} \approx 23 \text{ м},$$

де a , b – розмір камер, відповідно, за простяганням і падінням; M_n – нормальна потужність покладу, м; m – потужність захисного шару, м; l – максимально-допустимий прогін оголення, м; γ – об'ємна вага руди, т/м³; $P_{ст}$ – поздовжні стискаючі зусилля, МПа; a_k – ширина очисної камери, м; K_δ – коефіцієнт розтягуючих напружень і деформації; K_3 – коефіцієнт запасу міцності; α – кут падіння рудного покладу, град.; $\sigma_{ст}$ – межа міцності порід на стискання, т/м²; f – коефіцієнт міцності руди за шкалою проф. Протод'яконова М.М.; n_ψ – кількість ціликів на одну камеру, шт.; $K_{стр.о}$ – коефіцієнт структурного ослаблення порід тріщинами (приймається від 0,65 до 0,95).

Таким чином, якщо потужність сланців менша за 23 м, доцільно створити захисний шар товщиною 11 м.

Очисна камера розмірами: довжина за простяганням 50 м, шириною $M - m = 35 - 11 = 24$ м розбудовується віями глибоких свердловин з бурового штреку на всю висоту поверху.

Після обвалення камерного запасу, розбудовують стелину та похилий цілик у висячого боку.

В першу чергу, обвалюється стелина, а потім похилий цілик на затиснуте середовище. Випуск обвалених ціликів починається від висячого до лежачого боку. Згідно теорії випуску акад. Малахова Г.М. [15] руда потоком шириною 8–12 м паралельно куту висячому боку буде переміщуватись до випускного отвору в процесі випуску. Після випуску допустимої дози випуску, здійснюють випуск обваленої стеліни від лежачого до висячого боку, рис. 2.

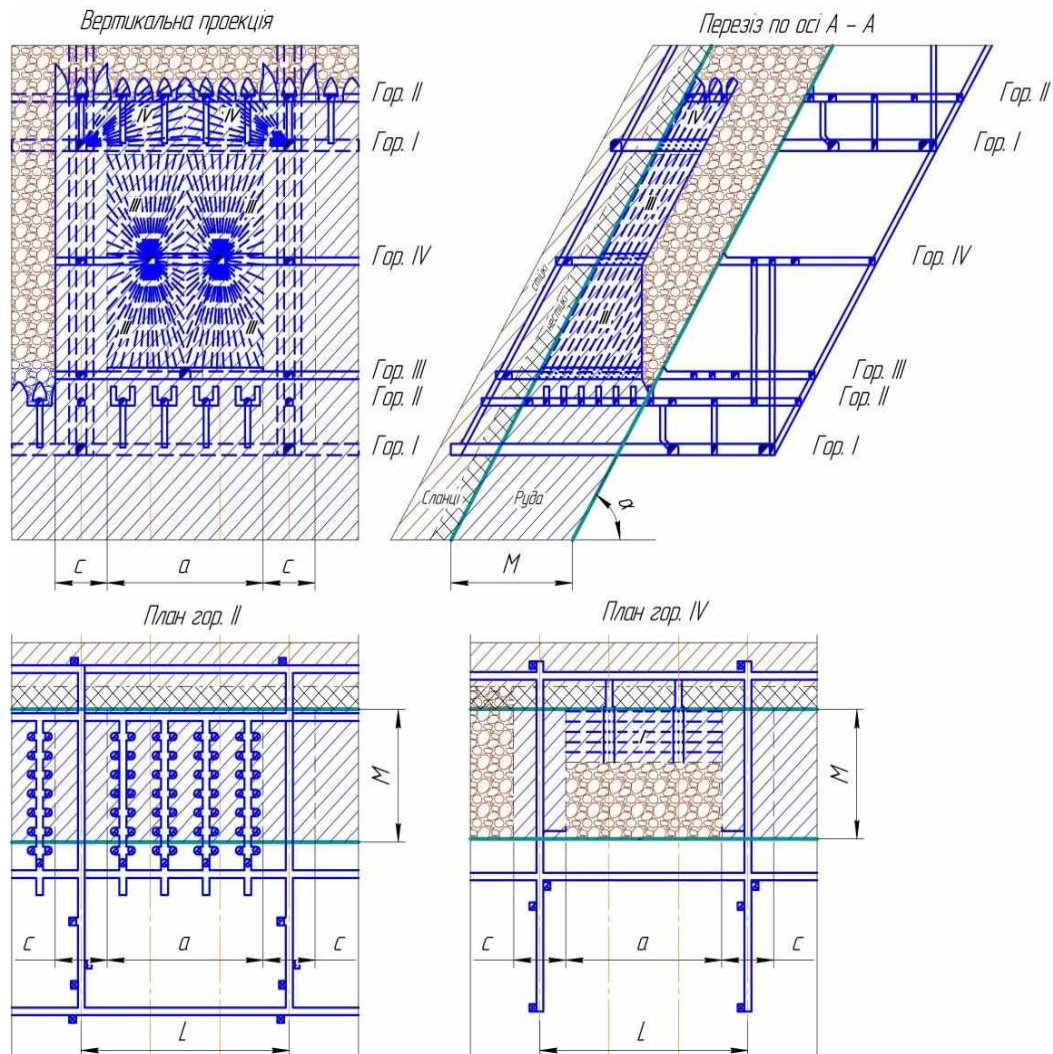


Рис. 2. Запропонований варіант камерної системи розробки поверхового обвалення з застосуванням захисного шару зі стадійним відпрацюванням (стадія 2)

Міжкамерний цілик відпрацьовується після випуску руди зі стеліни та захисного шару висячого боку. Загальні техніко-економічні показники по розглянутим варіантам систем розробки приведені в табл. 1.

Аналізуючи результати розрахунків встановлено, що застосування поверхово-камерної системи розробки з захисним шаром у висячого боку дозволяє зменшити втрати руди, підвищити якість видобутої рудної маси з 58,911 до 59,24% та збільшити прибуток з 93,39 до 151,71 млн грн.

Таким чином вважаємо, що створення захисного шару рудного масиву у висячого боку, шириною, що забезпечує стійкість очисній камері, дозволить підвищити якість видобутої рудної маси, шляхом поетапного відпрацювання запасів в блоці.

Техніко-економічні показники

Найменування показників	За даними шахти	По запропонованому варіанту
Балансовий запас руди в блоці, тис. т	604,8	604,8
Запас руди в очисній камері, тис. т	264,6	181,44
Запас руди в міжкамерному цілику, тис. т	151,2	151,2
Запас руди в стелині, тис. т	113,4	113,4
Запас руди в цілику захисного шару висячого боку, тис. т	0	106,92
Запас руди в компенсаційній камері, тис. т	75,6	51,84
Вміст корисного компоненту в масиві, %:	62	62
Вміст корисного компоненту в породах, %:	38	38
Середній вміст корисного компоненту в видобутій рудній, %:	58,91	59,24
Втрати руди, %	23,75	18,76
Засмічення руди, %	13,25	11,50
Лінія найменшого опору, м	2,8	2,8
Відстань між кінцями свердловин, м	2,6	2,6
Собівартість видобутку	438,30	421,70
Дохід, млн.грн	245,82	399,46
Прибуток, млн.грн	93,39	151,71

Висновки та напрямок подальших досліджень. Розроблена удосконалена технологія відпрацювання запасів руди в нестійких породах висячого боку зі 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 при його відпрацюванні з висячого боку до лежачого. Для досягнення даних показників вилучення руди у висячого боку необхідно залишити рудний цілик у висячого боку потужністю 23 м, який руйнується на затиснуте середовище після відпрацювання камерного запасу у лежачого боку.

Список літератури

1. **Ступник Н.И.** Перспективные технологические варианты дальнейшей отработки железорудных месторождений системами с массовым обрушением руды / Н.И. Ступник, С.В. Письменный // Вісник Криворізького національного університету. – Кривий Ріг, 2012. – №30. – С. 3-7.
2. **Ступник М.І.** Комбіновані способи подальшої розробки залізрудних родовищ Криворізького басейну / М.І. Ступник, С.В. Письменный // Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. – Кривий Ріг, 2012. – № 95(1). – С. 3-7.3.
3. **Ступник Н.И.** Технология разработки рудных месторождений открыто-подземным способом / Н.И. Ступник, Б.Н. Андреев, С.В. Письменный // Вісник Криворізького національного університету. – Кривий Ріг, 2012. – № 33. – С. 3-8.
4. **Ступник Н.И.** Параметры этажно-камерной выемки железистых кварцитов с наклонными целиками / Н.И. Ступник, С.В. Письменный // Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. – Кривий Ріг, 2013. – № 96. – С. 3-7.
5. **Ступник М.І.** Визначення параметрів воронки обвалення в зоні підземних гірничих робіт при розробці залізрудних родовищ / М.І. Ступник, С.В. Письменный // Вісник Криворізького технічного університету. – Кривий Ріг, 2010. – Вип. 26. – С. 26-29.
6. **Письменный С.В.** Отработка складно-структурных залежей богатых руд камерными системами разработки / С.В. Письменный // Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. – Кривий Ріг, 2014. – Вип. 97. – С. 3-7.
7. **Колосов В.А.** Современное состояние и перспективы развития предприятий по добыче и переработке железорудного и флюсового сырья в Украине / В.А. Колосов, В.П. Воловик, Н.И. Дядечкин // Горн. журн. – М.: МГУ, 2000. – №6. – С. 162-168.
8. **Логачев Е.И.** Разработка технологии подземной отработки залежей сопутствующего минерального сырья в условиях Криворожского бассейна: Дис... докт. техн. наук : 05.15.02. – Кривой Рог, 2006. – 332 с.
9. **Андреев Б.Н.** Перспективы поддержания производственных мощностей шахт и карьеров Кривбасса / Б.Н. Андреев, С.В. Письменный, Д.В. Бровко // Минск. – 2013. – С.115-120.
10. **Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А.** Разработка рудных и нерудных месторождений. – М.: Недра, 1983.
11. **Чернокур В.Р., Шкробко Г.С., Шелегеда В. И.** Добыча руд с подэтажным обрушением. – М.: Недра, 1992. – 271 с.
12. **Семешин В.З., Прилипенко Е.Д., Колодезнев А.С.** Подземная разработка железорудных месторождений. – К.: Техника, 1981. – 158 с.
13. **Черных А.Д.** Доработка запасов руд за контурами карьеров с закладкой выработанного пространства / А.Д. Черных, О.С. Брюховецкий, А.П. Логинский // Итоги науки и техники: Разработка месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: ВИНТИ АН СССР, 1987. – Т. 43. – 192 с.
14. **Черненко А.Р.** Параметры массового обрушения руды в шахтах и средства его осуществления/

А.Р.Черненко, Н.А.Олейник, В.Е. Андрийчук // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 1988. – №1. – С. 43-45.

15. Малахов Г.М., Безух В.Р., Петренко П.Д. Теория и практика обрушенной руды. – М.: Недра, 1968. – 311 с.

16. Прохода А.З. Совершенствование системы подэтажного обрушения / А.З.Прохода, Н.И.Ступник, В.В. Маркитан // *Разраб. рудн. месторождений*. К.: Техніка, 1981. – Вып. 32. – С. 62-64.

17. Ступник Н.И. Снижение потерь и засорения руды, за счет применения переуплотняемого слоя руды / Н.И. Ступник, С.В. Письменный // *Горная промышленность*. – 2011. – Вып. Специальный выпуск. – С. 35-37.

18. Ступник Н.И. Обоснование параметров очистной камеры параболической формы при обработке железных руд в неустойчивых породах / Н.И. Ступник, В.А. Калиниченко, С.В. Письменный, М.Б. Федько, И.О. Музыка, Е.В. Калиниченко // *Гірничий вісник: Науково-технічний збірник*. – Кривий Ріг, 2016. – Вып. 101. – С. 7-12.

19. Ступнік М.І. Удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт з урахуванням напружено-деформованого стану масиву при його обваленні на похиле оголення / М.І. Ступнік, В.О. Калініченко, М.Б. Федько, О.В. Калініченко, І.О. Музыка, С.В. Письменний // *Гірничий вісник: Науково-технічний збірник*. – Кривий Ріг, 2017. – Вып. 102. – С. 47-53.

20. Цариковский В.В. Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса / В.В.Цариковский, В.В.Сакович, А.В. Недзвецкий и др. – Кривой Рог, НИГРИ, 1987. – 35 с.

21. Галаев Н.З. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1990. – 176 с.

22. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян З.З. Основы механики горных пород. – Л.: Недра, 1989. – 488 с.

23. Малахов Г.М. Управление горным давлением при разработке рудных месторождений Криворожского бассейна. – К.: Наукова думка, 1990. – 204 с

Рукопис подано до редакції 02.04.2021

УДК 681.5:621.311.1

О.О. ГРАММ, С.О. РОМАНОВ, асистенти, О.І. САВИЦЬКИЙ, канд. тех. наук, доц.

Криворізький національний університет

ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ФАКТОРІВ ВПЛИВУ НА СПОЖИВАННЯ ЕЛЕКТРИЧНОЇ ЕНЕРГІЇ ДЛЯ СИСТЕМИ АВТОМАТИЧНОГО ПРОГНОЗУВАННЯ СПОЖИВАННЯ ПІДПРИЄМСТВА ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНОГО КОМПЛЕКСУ

Мета. Аналіз і визначення основних факторів, що впливають на споживання електричної енергії підприємством гірничо-металургійного комплексу і аналіз їх впливу на споживання електричної енергії для підвищення точності системи автоматичного прогнозування рівня споживання електричної енергії підприємством гірничо-металургійного комплексу, що дозволить підвищити енергоефективність підприємства, зменшити його витрати на енергопостачання і збитки, пов'язані з виходом споживання електричної енергії за межі замовлення, та знизити собівартість продукції завдяки зниженню витрат на електропостачання.

Методи дослідження у роботі засновані на методах аналітичної обробки статистичних даних та кореляційного аналізу впливу різних факторів на споживання електричної енергії.

Наукова новизна роботи полягає у визначенні основних аналітичних залежностей та коефіцієнтів кореляції між різними факторами, що впливають на споживання електроенергії підприємством гірничо-металургійного комплексу, спираючись на що можна розробити більш точну модель для прогнозування споживання електроенергії.

Практична значимість роботи полягає у визначенні переліку основних факторів, що впливають на споживання електричної енергії підприємством гірничо-металургійного комплексу, що у перспективі має дозволити підвищити точність прогнозування споживання електричної енергії при розробці моделі прогнозування.

Результати. Споживання електроенергії підприємством гірничо-металургійного комплексу найбільший вплив мають такі фактори, як параметри технологічного процесу і його циклічність у часі, значення історичного споживання електричної енергії і температура навколишнього середовища. Визначено також, що генерація реактивної енергії має незначний вплив на споживання активної енергії, тому доцільно в подальшому розглянути можливість використання цього фактору для підвищення точності прогнозування автоматичного споживання електроенергії підприємством гірничо-металургійного комплексу. Також визначено, що такий параметр як день тижня, що часто використовується для прогнозування споживання електроенергії різними підприємствами та населенням використовувати для прогнозування споживання електроенергії підприємством гірничо-металургійного комплексу недоцільно через те, що зв'язок між цими параметрами не явний і не постійний. Середній коефіцієнт кореляції споживання електричної енергії з днем тижня становить 0,34, споживання електроенергії зі споживанням у попередній період 0,984, споживання електроенергії з середньодобовою температурою -0,47, споживання електроенергії з генерацією реактивної енергії 0,2.

Ключові слова: автоматизація, електроенергії, прогнозування, енергетична біржа, кореляція, залежності.

doi: 10.31721/2306-5435-2021-1-109-67-73

© Грамм О.О., Романов С.О., Савицький О.І., 2021