

дуже специфічним для кожного підземного гірничодобувного підприємства.

3. До основних задач управління виробничим процесом на залізорудних шахтах відповідно до принципів Демінга-Шухарта, є: розробка обґрунтованого плану виробничого процесу на задані періоди часу; розробка проектів основних виробничих об'єктів шахт, які постійно змінюють своє місце і параметри відповідно до конкретних гірничотехнічних умов їх функціонування; проектно-технологічна підготовка виробництва (розробка плану організації робіт) при високій стохастичності факторів, які впливають на його виконання; контроль виконання виробничого процесу за його плановими параметрами; техніко-техніко-економічний аналіз результатів виконання процесу; прийняття рішень про подальший розвиток виробництва на основі результатів цього аналізу. Можливості розв'язання всіх цих задач повинні бути закладені у АСУВП.

4. Авторами розроблена модель виробничого процесу на залізорудних шахтах і модель структури системи управління цим процесом з визначенням управлінських зв'язків і її елементами. Ці моделі повинні бути покладені в основу структури АСУВП.

5. Подальшим напрямом робіт з вказаного напрямку є розробка АСУВП управління виробничим процесом для конкретних вітчизняних залізорудних шахтах.

Список літератури

1. Репин В.В., Елиферов В.Г. Процессный подход к управлению. Моделирование бизнес-процессов. М.: РИА «Стандарты и качество», 2008. 408 с.
2. O'Leary, Daniel L. Enterprise resource planning systems. Cambridge University Press, 2000. 232 с.
3. Системы поддержки принятия решений / В. Г. Халин, Г. В. Черновой. М.: Юрайт, 2015. 494 с.
4. Закон України «Про об'єкти підвищеної небезпеки». Відомості Верховної Ради України, 2001, №15. С.73.
5. Колесников А.А., Веселов Г.Е., Попов А.Н., Кузьменко А.А., Погорелов М.Е., Кондоратьев И.В. Синергетические методы управления сложными системами. – М.: Либроком, 2013. 248 с.
6. Моделирование и управление горнодобывающими предприятиями / С.Л. Каграмян, А.С. Давидкович. М.: Недра, 1989. 360 с.
7. Кирсанов М.Н. Графы в Maple. М.: Физматлит, 2007. 168 с.
8. Афанасьев Н., Селезнева Г. Планування і контроль на підприємстві. К.: Инжэк, 2012. 448 с.
9. Іванюта П.В. Управлінські інформаційні системи в аналізі та аудита. К.: ЦНЛ. 2007. 270 с.
10. Косинський В.І. Сучасні інформаційні технології. К.: Знання, 2012. 317 с.

Рукопис подано до редакції 05.04.2019

УДК[622.34:622.232]:622.012

І.П.КУШНЕРЬОВ, Ю.Ю.КРИВЕНКО, кандидати техн. наук, доценти
Криворізький національний університет

ІННОВАЦІЙНА ТЕХНОЛОГІЯ ВІДПРАЦЮВАННЯ ПОТУЖНИХ КРУТОСПАДНИХ РУДНИХ ПОКЛАДІВ НА ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТАХ

Мета. Удосконалення систем розробки з відкритим очисним простором шляхом активного впливу по забезпеченню стійкості оголень порід та застосування високопродуктивної техніки, що дає можливість впроваджувати їх на глибоких гориizontах шахт, збільшувати камерні запаси в блоці і, таким чином, покращувати показники добування корисних копалин.

Методи досліджень. Аналіз існуючих технологій виймання рудних покладів, узагальнення результатів досліджень деформаційних процесів та стійкості оголень порід, теоретичне та практичне встановлення параметрів очисного виймання рудних покладів на глибоких горизонтах у єднанні з самохідним обладнанням для розробки нових технологій.

Наукова новизна. Обґрунтовані необхідність та можливість застосування камерних систем розробки на глибоких горизонтах рудних шахт. Вперше встановлені залежності, які пов'язують інтенсивність випуску та доставки рудної маси з параметрами під поверхово-камерної системи розробки та часом відпрацювання запасів камер та тимчасових стелін. Результати дослідів використані при розробці основ технології виймання рудних покладів в умовах активної дії гірського тиску.

Практична значимість. Розроблена інноваційна технологічна схема очисного виймання потужних крутоспадних рудних покладів та керування рудооточуючим масивом порід на глибоких горизонтах розширює область застосування камерних систем розробки, дозволяє значно знизити втрати корисних копалин на виймковій ділянці та підвищити ефективність добування руд.

Результати. Виконано аналіз сучасного стану застосування камерних систем розробки рудних покладів на досягнутих глибинах шахт. Встановлені залежності, які пов'язують інтенсивність випуску та доставки рудної маси з

параметрами під поверхово-камерної системи розробки та часом відпрацювання запасів блоку. Розроблена інноваційна технологічна схема очисного виймання потужних крутоспадних рудних покладів та керування рудовміщачим масивом порядком виймання запасів очисного блоку на глибоких горизонтах. Запропонований варіант під поверхово-камерної системи розробки запасів виймкової одиниці дає можливість за рахунок високопродуктивної самохідної техніки на очисних процесах підвищити у 1,5...2 рази навантаження на очисний вибій, знизити час стояння конструктивних елементів систем розробки та втрати рудної маси з підвищенням її якості на 5...10% і більше шляхом випуску чистої руди з камер та тимчасових стелин. Також на 5...8% зменшується собівартість видобутку руди при її очисному вийманні.

Ключові слова: рудні поклади, камерна система, стійкість, тимчасові цілики, схема відпрацювання.

doi: 10.31721/2306-5435-2019-1-105-52-58

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Відпрацювання запасів корисних копалин на глибоких горизонтах шахт спряжене з активними негативними проявами гірського тиску у різних формах, що значно погіршує показники добування. Особливо це актуально при очисному вийманні руд камерними системами розробки, при яких ці динамічні явища тягнуть за собою зменшення запасів очисних камер паралельно зі збільшенням параметрів різного роду ціликів, а також втрату технологічних виробок та контурів вибухових свердловин в очисному блоці. Встановлено, що гірський тиск збільшується прямо пропорційно пониженню гірничих робіт. Тобто, з глибиною розробки напружений стан руд і оточуючих порід та деформаційні процеси в них зростають і це негативно позначається на стійкості оголень порід. Крім цього, на розміри камер і ціликів значно впливають їх термін існування (експлуатації). Таким чином, запаси руди перерозподіляються із камерних в цілики, тим самим погіршуючи показники виймання по системі розробки. Але ж відомо, що камерні системи розробки є більш ефективними у порівнянні з системами з обваленням за рахунок того, що більш ніж 30% балансових запасів виймальної одиниці випускаються практично чистими. Обов'язковою умовою застосування систем розробки з відкритим очисним простором - це природна стійкість руд і оточуючих порід, або ж розробка та впровадження інноваційних технологічних і технічних рішень по підвищенню стійкості оголень конструктивних елементів системи розробки та зменшення часу їх експлуатації.

Аналіз досліджень і публікацій. Пошуку та удосконаленню систем розробки з відкритим очисним простором присвячена значна кількість досліджень [1-4]. Вони, як правило, направлені на розробку нових варіантів систем, удосконаленню існуючих, визначенню ефективних параметрів процесів очисного виймання та конструктивних розмірів підземних конструкцій, способів проведення підготовчо-нарізних виробок та ін. [5-7]. Результати досліджень для камерних систем розробки рудних покладів Криворізького басейну приведені в роботах [8-10], де наведені основні наукові та практичні передумови та викладання щодо підвищення їх ефективності. Приведені технологічні схеми відпрацювання багатих та бідних залізних руд, які дозволяють спростити конструкцію систем розробки. Також виконано удосконалення методу розрахункових функціональних характеристик врахуванням впливу кута падіння, коефіцієнта міцності на стійкість оголень, виявленням взаємозв'язку між параметрами оголень та засміченням рудної маси. В роботі [11] автором розроблено принципову розрахункову схему для визначення параметрів відбійки за приведеними формулами в контурах криволінійних трикутників на пірамідальній компенсаційній простір вибуховими речовинами типу акваніти [12]. Відома технологічна схема розробки потужних покладів стійких руд зі слабостійкими оточуючими породами камерними системами з формуванням підпірного цілика в камері для підтримки порід всіячого боку [13]. Недоліком цього способу є те, що формування тимчасового цілика забезпечує підтримку тільки слабостійких порід всіячого боку у місці його утворення. При цьому не забезпечується стійкість слабостійких порід лежачого боку та й довготривалих прогонів в очисній камері по всіячому боку. Збільшені за цим способом параметри конструктивних елементів системи розробки та тривалий час стояння оголень порід в камерах можуть привести до передчасного обвалення оточуючих порід в камеру і, як наслідок, значному погіршенню умов виймання блоку та техніко-економічних показників вилучення рудної маси.

Автори винаходу [14] розробили спосіб зниження впливу гірського тиску на конструктивні елементи системи розробки, який передбачає те, що при проведенні виробок днища блока і підповерхів у налягаючих породах проходять буровий штрек. З останнього паралельно контакту покладу на похилу поверхню, яку визначають зоною опорного тиску, вибурають висхідні та

низхідні свердловини великого діаметра з залишенням ціликів між ними. Причому відстань між свердловинами відповідає такій величині, яка обумовлює руйнування ціликів під дією сприятливих навантажень для компенсування активного зміщення гірських порід у конструктивних елементах системи розробки. Ідея застосування самохідної техніки на виробничих процесах при камерній системі розробки з перепуском обвалених порід у порожнину камери та покрововим руйнуванням стелини з урахуванням часу відпрацювання запасів блоку запропоновано в роботі [15]. Але така технологія потребує значного удосконалення щодо виймання запасів камери і ціликів та взаємопов'язання їх параметрів з часом експлуатації конструктивних елементів системи розробки.

Постановка завдання. Виконаний аналіз та узагальнення наукових робіт показує, що мало досліджень виконано щодо можливості застосування камерних систем і в подальшому на глибоких горизонтах ряду рудних шахт. Недостатньо нових заходів по підвищенню стійкості оголень в камерах та ціликів, зниженню тривалості існування підземних конструкцій за рахунок інтенсифікації випуску та доставки рудної маси і покращенню показників вилучення її при цьому. Майже немає досліджень по розробці та впровадженню інноваційних технологій із застосуванням на глибоких горизонтах новітньої високопродуктивної закордонної та вітчизняної техніки на основних та допоміжних процесах очисного виймання корисних копалин. Практика показує, що на досягнутих глибинах на шахтах за умов незабезпечення стійкості конструктивних елементів існує відмова від ефективних камерних систем розробки на користь систем з обваленням, які гірші за показниками вилучення рудної маси. В той же час на ринку рудної сировини стали жорсткішими вимоги з якості складу продукції із зменшенням шкідливих домішок у рудній масі. Тому розробка технологічних схем відпрацювання рудних покладів на глибоких горизонтах шляхом взаємопов'язання визначених параметрів технологій та очисного високопродуктивного обладнання, що забезпечує зниження витрат на підготовчо-очисні роботи, безпечні умови та інтенсифікацію відробки покладів з мінімальним часом існування підземних конструкцій і зменшення витрат та засмічення рудної маси в очисних блоках є актуальною задачею.

Викладення матеріалу та результати. Нами виконано великий обсяг досліджень по створенню нової технологічної схеми відпрацювання потужних крутоспадних рудних покладів на глибоких горизонтах шахт. Сутність її полягає в запропонованому порядку виймання запасів очисного блоку, конструктивному побудуванні системи розробки та визначенні параметрів камер і ціликів шляхом взаємопов'язування інтенсивності одночасного виймання запасів камер і потім підтримуючих тимчасових стелин у поверсі з їх конструктивними розмірами, забезпеченні стійкості оголень у виробленому просторі тимчасовими підповерховими ціликами при єдиній міжповерховій стелині. Наочно технологічний порядок виймання запасів блоку ілюструється кресленнями (рис. 1-5).

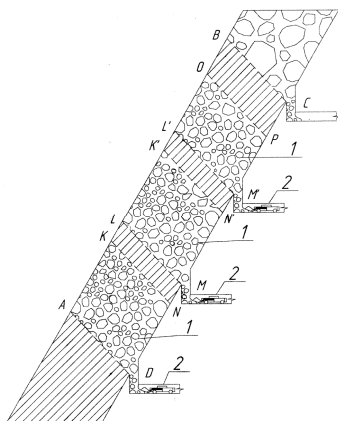


Рис. 1. Вертикальна проекція навхрест простягання покладу з обваленими запасами камер та залишеними тимчасовими підтримуючими ціликами та міжповерховою стелиною

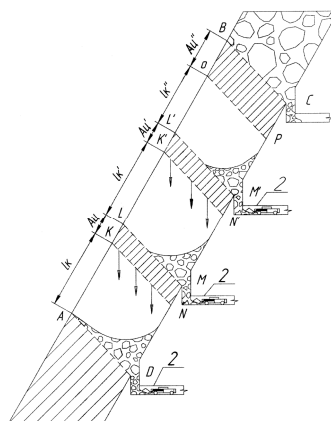


Рис. 2. Вертикальна проекція покладу з відпрацьованими камерами та направленням відбійки тимчасових стелин

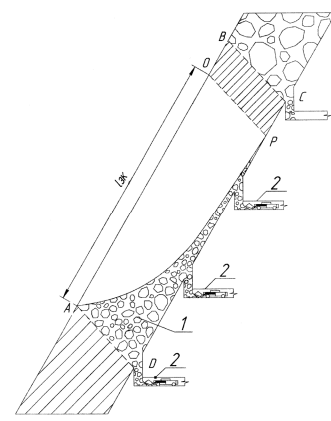


Рис. 3. Випуск рудної маси запасів обвалених стелин

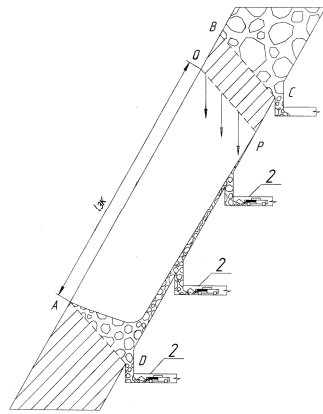


Рис. 4. Стадія обвалення між поверхової стеліни у порожнину камери

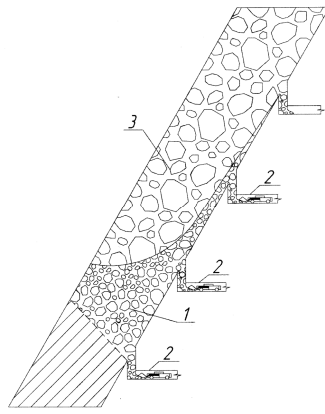


Рис. 5. Випуск обвалених запасів стеліни під налягаючими породами

Практично запропонована технологічна схема виконується таким чином. Потужний крутоспадний поклад корисних копалин відпрацьовують камерними системами розробки з поділенням блока на три камери за падінням із залишенням тимчасових підповерхових підтримуючих оголення ціликів та єдиної для поверху стеліни. Запаси блока ABCD поділяють на підповерхові камери AKND, LK'N'M, L'OPM', тимчасові цілики KLMN, K'L'M'N' та стеліну ОВСП (рис. 1, 2). Розміри ціликів та камер розрахунками пов'язуються з інтенсивністю випуску обваленої

руди та визначаються за запропонованими нижче формулами.

Підготовку та нарізку блока виконують шляхом проведення спіральних з'їздів, блокових підняткових, бурових підповерхових штреків та доставочних ортів і інших господарчих виробок. У трьох підповерхових камерах розбурюють рудний масив, виконують похилі компенсаційні камери та обвалюють руду із залишенням тимчасових підтримуючих оточуючі породи підповерхових ціликів KLMN та K'L'M'N' і єдиної для всіх підповерхів стеліни ОВСП. Стійкі розміри тимчасових стелін та підповерхових камер визначають диференційовано в залежності від інтенсивності випуску обвалених запасів з виразів

$$A_u^t = A_u (Q_u \Pi^{-1})^s, \quad (1)$$

де A_u^t – граничне значення розрахункової характеристики для визначання параметрів ціликів, строк існування яких дорівнює t_{mic} ; A_u – теж саме, при $t=1$ міс

$$l_k^t = l_k (Q_k \Pi^{-1})^g, \quad (2)$$

де l_k^t – граничний еквівалентний прогін горизонтального (похилого) оголення в камері з часом існування t_{mic} ; l_k – теж саме, що при $t=1$ міс.; S, g – відповідно емпіричні коефіцієнти, які враховують час відпрацювання камер та реологічні властивості корисних копалин; Q_u, Q_k – відносно запаси цілика та камери, т; Π – продуктивність виймальної техніки, т/міс.

Характеристики A_u та l_k визначаються за методиками, наприклад, [16]. Причому, розміри камер l_k, l'_k, l''_k і ціликів A'_u, A''_u, A_u варіюється з глибиною закладення камер і ціликів. Відбиту рудну масу l випускають та доставляють самохідним обладнанням 2. Після випуску камерних запасів обвалюють тимчасові цілики KLMN та K'L'M'N' у порожнини камери та інтенсивно випускають з мінімальним часом стояння загального прогону камери $l_{зк}$, який було розраховано згідно викладених виразів без підтримуючих ціликів (рис.3). Після випуску обвалених запасів тимчасових ціликів обвалюють стеліну ОВСП та випускають її запаси під налягаючими породами 3 (рис. 4, 5).

Конструктивно-технологічна будова під поверхово-камерної системи розробки в залежності від представленого вище технологічного порядку відпрацювання очисного блоку показана на рис. 6, 7.

Сутність її полягає в наступному. Потужне крутоспадне рудне родовище розкривається за допомогою стволів та похилих з'їздів. Підготовка шахтового поля – поверхова з поділенням поверхів на три підповерхи. Блок за простяганням поділяється на камери та між камерні цілики. Параметри міжкамерних ціликів та прогонів камер за простяганням також приймаються з урахуванням часу їх існування. Форма та розміри між камерного цілика визначаються стійкістю рудного масиву та оточуючих порід і регламентують вплив на показники добування при його відпрацюванні та за системою в цілому.

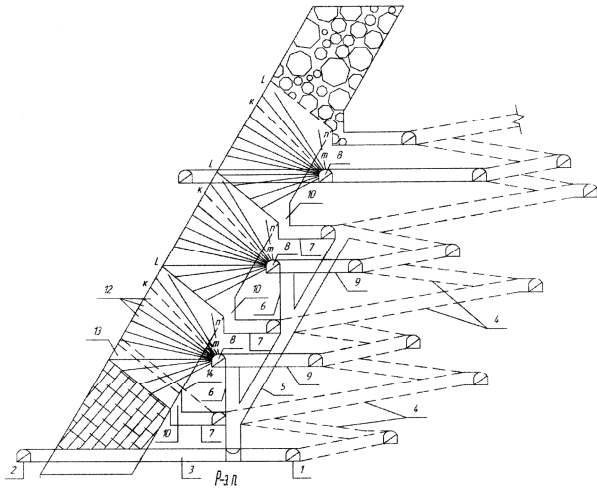


Рис.6. Під поверхво-камерна система розробки рудного покладу у проекції навхрест простягання

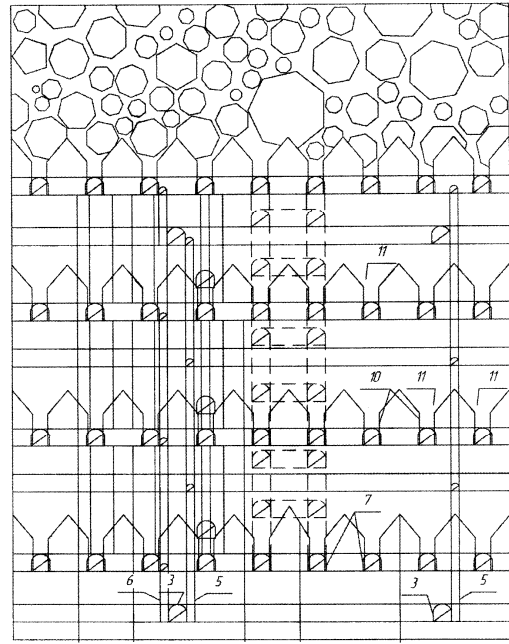


Рис.7. Конструктивні елементи під поверхво-камерної системи розробки покладу у проекції за простяганням

Існують численні методика розрахунку параметрів конструктивних елементів системи розробки. Але вони не завжди враховують працездатність ціликів з урахуванням реологічних властивостей порід та в умовах змінення полів напружень. Виходячи з теорії акад. Шевякова Л.Д., інтерпретації характеру напружено-деформованого стану налягаючих порід та тривалості їх взаємодії з підземними конструкціями, розміри між камерного цілика можливо визначити з рівняння

$$A_1 a^3 - B_1 a^2 - C_1 a - D = 0, \quad (3)$$

де $A_1 = 4A$; $B_1 = 4B$; $C_1 = 5Bl_k$; $D = Bl_k^2$ – для ціликів з відношенням його довжини(висоти) до ширини, яке дорівнює 4. Прийнято: $A = \sigma_{cm} / m_z$; $B = \gamma H(\text{tg}\alpha + \lambda)n_i$; $C = \gamma H(\text{tg}\alpha + \lambda)n_i l_k$, де γ – середня об'ємна вага налягаючих порід, Мн/м^3 ; H – глибина до горизонтальної вісі цілика, м; a , l_k – відповідно, ширина цілика та прогін камери за простяганням, м; λ – коефіцієнт бокового розпіру; α – кут падіння покладу, град; σ_{cm} – тривала межа міцності на одновісне стискання, МПа; n_i – тривалий запас міцності цілика. Його можливо визначити з формули

$$t = [(n_i - 1) k_\phi^{-1}]^{1/m}, \quad (4)$$

де t – заданий строк існування цілика, міс.; k_ϕ – коефіцієнт форми цілика; m – реологічний коефіцієнт, який характеризує зміну властивостей та стан гірських порід з часом.

Вкажемо, що формули (3, 4) приведені для форми цілика з відношенням для вигляду $a m_z^{-1} > 1$, при $k_\phi = a m_z^{-1}$. Якщо в результаті розрахунків буде встановлено, що величина відношення ширини цілика до його висоти виявиться меншою, або дорівнюватиме 1, то послідовність визначень треба приймати для відношення розмірів, яке характеризується $k_\phi = (a m_z^{-1})^{0.5}$.

Між камерами за падінням залишаються тимчасові підтримуючі стелени KLMN. Їх розміри можливо визначити за методиками, наприклад (16, 17), але з поправками на час експлуатації: тимчасові підтримуючі – на строк відпрацювання однієї камери (підповерху), а міжповерхова стеліна – на період експлуатації блоку.

Підготовка запасів блока виконується за допомогою штреків 1, 2, ортів 3, з'їздів 4, похилих блокових підняткових 5 та вертикальних рудо звальних 6 (рис.6, 7). Проходять доставочні орти під самохідну техніку 7 та бурові штреки 8 для одночасного розбурювання запасів камер, ціликів. Зі з'їздами 4 з'єднуються штреки 1, доставочні орти 7 та за допомогою ортів 9 бурові штреки 8. Утворюються дучки 10 з розширенням їх у воронки 11. З бурових 8 згідно з параметрами буро вибухових робіт розбурюється свердловинами 12 рудний масив у межах під поверхових камер та стелин KLMN. Утворюється похилий компенсаційний простір шляхом проведення похилого підняткового і його збільшення пристрілюванням свердловин 14 та розширення по горизонталі і вертикалі у межах камер. Виконується зарядження свердловин у контурах камер-

ного запасу та їх підривання на утворені компенсаційні простори. Випуск обваленої чистої рудної маси ведеться з усіх камер. По випуску заряджаються свердловини у контурах тимчасових міжкамерних стелин, їх підривання та прискорений випуск та доставку цих запасів високопродуктивною самохідною технікою. В останню чергу вибухівку розташовують у свердловинах масиву міжповерхового цілика, обвалюють його запаси та випускають рудну масу під обваленими налягаючими породами з гіршими показниками ніж запаси камер та тимчасових підтримуючих стелин.

У запропонованій технології застосовується високопродуктивне самохідне обладнання на основних та допоміжних процесах очисного виймання. Так, підняттяві доцільно проходити за допомогою бурового комбайна RHINO або ж ROBBINS, що сприятиме зростанню продуктивності праці та підвищенню безпеки, оскільки цей спосіб проведення не потребує присутності людей у вибої. Як було вказано вище, застосування навантажувально-доставочних машин (НДМ) на доставці рудної маси на підповерхах дає можливість збільшити продуктивність (навантаження на очисний вибій) у 1,5-2 рази і більше, що сприяє зменшенню строків експлуатації конструктивних елементів системи розробки. Таким чином, можливо збільшити камерний запас при зменшенні розмірів ціликів. Крім цього, відмова від традиційної скреперної схеми доставки на користь НДМ дає можливість збільшити розмір блоку за простяганням у 1,5-1,8 рази при забезпеченні стійкості оголень в камерах. Для проходу на підповерхи самохідної техніки в породах лежачого боку проходять похилі з'їзди 4 (у розрахунку один такий з'їзд на кожне крило шахти). Негативним є те, що запроєктована схема потребує проведення додаткових виробок для провітрювання забрудненого самохідною технікою повітря. Але прорахунками встановлено, що питома вага підготовчо-нарізних виробок при цьому у порівнянні з іншими схемами є нижчою за рахунок збільшених розмірів виймальної одиниці.

Висновки та напрямок подальших досліджень. У зв'язку з активними негативними проявами гірського тиску на великих глибинах розробки рудних покладів шахт Криворізького басейну ефективне застосування камерних систем стає все більш проблематичним: камерні запаси зменшуються зі збільшенням запасів в ціликах. Перехід до систем підповерхового обвалення тягне погіршення показників добування і, в цілому, знижує ефективність очисного виймання руд. Розроблена інноваційна технологічна схема очисного виймання потужних крутоспадних рудних покладів та керування рудооточуючим масивом порід на глибоких горизонтах розширює область застосування камерних систем розробки, дозволяє значно знизити втрати корисних копалин на виїмковій ділянці та підвищити ефективність добування руд. Вперше встановлені залежності, які пов'язують інтенсивність випуску та доставки рудної маси з параметрами під поверхово-камерної системи розробки та часом відпрацювання запасів камер та тимчасових стелин. Запропонована конструктивно-технологічна під поверхово-камерна система розробки запасів виїмкової одиниці дає можливість за рахунок високопродуктивної самохідної техніки на очисних процесах підвищити у 1,5...2 рази навантаження на очисний вибій, знизити час стояння конструктивних елементів систем розробки та втрати рудної маси з підвищенням її якості на 5...10% і більше шляхом випуску чистої руди з камер та тимчасових стелин. Також на 5...8% зменшується собівартість видобутку руди при її очисному вийманні. Подальші дослідження направлені на удосконалення технологічних схем відпрацювання запасів рудних покладів на глибоких горизонтах шахт, встановлення раціональних співвідношень геометричних розмірів конструктивних елементів системи розробки з типорозмірами самохідної гео техніки за ефективністю добування.

Список літератури

1. Системы разработки для подземных рудников Криворожского бассейна (типовые паспорта). - Кривой Рог, НИГРИ, 1986 - 76 с.
2. Патент на корисну модель №38406, Україна. Спосіб підземної розробки похилих родовищ корисних копалин. **Кушнерьов І.П., Кривенко Ю.Ю.** // № заявки u200810803, заявл. 01.09.2008, опубл. 12.01.2009. Бюл. №1.
3. **Жуков В.В.** Расчет элементов системы разработки по фактору прочности. - М.: Наука, 1977. - 205 с.
4. **Кушнерьов І.П., Кривенко Ю.Ю.** Удосконалення технології відпрацювання рудних покладів камерними системами на глибоких горизонтах. Вісник КНУ, вип. 30, 2012, с. 23-26.
5. **Кушнерьов І.П., Кривенко Ю.Ю.** Технологія відпрацювання потужних крутоспадних рудних покладів. Вісник Криворізького національного університету, вип. 45, 2017, с. 47-50.
6. **Ветров С.В.** Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд. - М.: Наука, 1975. - 230 с.

7. Лавриненко В. Ф., Лысак В. И. Перспективы применения камерных систем разработки на больших глубинах// Разраб. рудн. месторожд. – К.: Техніка, 1978. – Вып. 26. – С. 50-56.
 8. Цариковський В.В., Цариковський Вал.В., Ляшенко В.І. Підвищення ефективності камерних систем розробки родовищ на шахтах Кривбасу. *Металургическая и горнорудная промышленность-2011*, №1-с.82-88.
 9. Капленко Ю. П., Цариковский Вал. В. Влияние напряженного состояния горного массива и горно-геологических условий на параметры обнажений и форму очистных камер. *Разработка рудных месторождений. Кривой Рог. 2005*, вып. 88, с. 21-24.
 10. Петренко П. Д., Ступник Н. И., Потапенко Б. С., Зиненко В. А. Оптимальные конструктивные параметры камерных систем разработки// *Металургическая и горнорудная промышленность*. – 1986. – № 3. – С. 48-50.
 11. Кушнерёв И. П. Совершенствование технологии выемки рудных залежей на глубоких горизонтах. *Разр. рудн. м-й. -вып. 88, 2005, с.39-41.*
 12. А.С.СССР №1642005, кл.Е21С341/16. Способ разработки рудных залежей/ *Кушнерёв И.П., Абашин П.А., Терещенко О.А.*//№ заявки 4698180, заявл. 31.03.1989, опубл. 15.04.1991.Бюл. №14.
 13. А.С. СССР № 1723324, кл. Е 21 С 41/16. Способ разработки мощных залежей крепких руд с неустойчивыми породами/ *В. М. Кучер, А. А. Суковач, В. М. Погребной, Ю. Ю. Кривенко, И. П. Кушнерёв и В. М. Тарасютин*. – № 950917; Заявл. 26.12.89; Опубл. 30.03.92. – Бюл. № 12. – 4 с.
 14. Патент 44520. Україна. Е21F 17/00. Спосіб зниження впливу гірського тиску на конструктивні елементи системи розробки/ *І. П. Кушнерьов, Ю. Ю. Кривенко*. – Заявл. 06.04.2009; Опубл. 12.10.2009. – Бюл. № 19. – 3 с.
 15. Пирха О. Ю., Кушнерьов І.П. Розробка ефективної технології відпрацювання рудних покладів на глибоких горизонтах Криворізького басейну. Матеріали міжнародної науково-технічної конференції «Гірничо-металургійний комплекс: досягнення, проблеми та перспективи розвитку» Кривий Ріг, 2010. - с. 12-13.
 16. Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса/ *Цариковский В В., Сакович В. В., Недзвецкий А. В.* – Кривой Рог: НИГРИ, 1987. – 75 с.
 17. Баранов А. О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. М.: Недра, 1985.-224с
- Рукопис подано до редакції 05.04.2019

УДК 681.518

М.В. КІЯНОВСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., Н.В. ДЕМІДА, магістрант
Криворізький національний університет

СТАБІЛІЗАЦІЯ ПОЛОЖЕННЯ ОСІ РОБОЧОГО ОРГАНУ РОТОРНОЇ МАШИНИ ПРИ РІЗНИХ СТУПЕНЯХ НАВАНТАЖЕННЯ ОПОР КОВЗАННЯ

Мета. Метою даної роботи є проблема забезпечення суміщення осей елементів роторних механізмів, а саме ротора та опор ковзання за рахунок застосування підшипника зі спеціальною формою вкладки підшипникової опори.

Методи дослідження. Результати роботи отримані шляхом теоретичних досліджень. Теоретичні дослідження полягають у аналізі кривизни траєкторії переміщення центру обертання ротора в опорах, які впливають на зміщення осі обертання ротора від осі підшипника ковзання, так званий ексцентриситет. Ексцентриситет виникає при русі роторних машин під дією динамічних сил. В результаті такі динамічні сили викликають великі, часом дуже суттєві, навантаження та створюють додаткові напруження у таких кінематичних парах, як ротор та підшипник ковзання, а також збільшують тертя і знос їх елементів.

Наукова новизна. Було визначено, що на сьогоднішній день не існує такої конструкції підшипників ковзання, яка б в повній мірі сприятиме стабілізації положення осі ротору в опорах ковзання. Тому дане питання потребує нових теоретичних і експериментальних досліджень при створенні принципово нових конструкцій підшипників, які зможуть сприяти зменшенню величини ексцентриситету, не допускаючи негативних явищ на підшипник при різних ступенях навантаження.

Практичне значення. Виконаний аналіз конструкцій підшипників ковзання дає можливість визначення напрямків модернізації та вдосконалення засобів виробництва на базі застосування новітніх досягнень розробок.

Результати. В результаті проведеного аналізу було визначено, що для зменшення величини ексцентриситету пропонується змінити кривизну траєкторії переміщення центру обертання ротора, при зміні навантаження на підшипник, за рахунок зміни кривизни опорної поверхні підшипника у місці виникнення клинового зазору. Таким чином зміститься положення клинового зазору, що забезпечить як «підйом» ротора, так і його шлях по новій зміщеній траєкторії, тому ексцентриситет дорівнюватиме мінімально-му значенню. Регулювання кривизни опорної поверхні підшипника сприятиме стабілізації положення осі ротору в опорах ковзання.

Ключові слова: ротор, підшипник ковзання, стабілізація, ексцентриситет, навантаження, надійність

doi: 10.31721/2306-5435-2019-1-105-58-62

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. В даний час однією з найважливіших задач сучасного машинобудування залишається проблема зміщення осі обер-