

**ТЕХНОЛОГІЧНЕ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ВИРОБНИЧОЇ ПОТУЖНОСТІ
МАРГАНЦЕВИХ КАР'ЄРІВ ПРИ ЗМІННОМУ ПОПИТІ
НА РУДНУ СИРОВИНУ**

Запропонована технологічна схема, в якій розкривні уступи перерозподіляються по висоті у межах певної потужності розкриву при заданій продуктивності кар'єру, а верхній та нижче розташований уступи об'єднані та відробляються транспортно-відвальним способом, для чого у внутрішньому відвалі створюється додаткова приймальна ємність. Набула подальшого розвитку методика розрахунку виробничої потужності кар'єру. Удосконалено метод вибору комплексів технологічного устаткування для слабкостійких обводнених порід, де враховується коефіцієнт запасу стійкості укосів внутрішнього відвалу.

**TECHNOLOGICAL PROVIDING OF PRODUCTION CAPACITY OF
MANGANESE QUARRIES AT VARIABLE DEMAND FOR ORE RAW
MATERIAL**

The technological flow chart in which stripping bench are redistributed on a height within the limits of certain power of overburden at the set productivity of quarry is offered. It is proposed to merge overhead and below located benches and work out them by transport-dump method, for what an additional receiving capacity is created in an internal dump. The computational procedure of quarry production capacity is obtained the further development. The method of choice of complexes of technological equipment for weak-steady and watered rocks is improved. The coefficient of slope stability margin of internal dump is considered in this method.

Актуальність. Перехід вітчизняних гірничо-збагачувальних підприємств на ринкові умови господарювання зумовив змінний попит на їх продукцію та сильно ускладнив регулювання виробничої потужності кар'єрів з видобутку рудної сировини. За період 1993-2008 рр. дисбаланс між пропозицією та попитом на товарну продукцію зумовив зниження обсягів її виробництва більш, ніж у два рази (з 4020 до 1660 тис. т/рік). До того ж цей попит останнім часом має змінний характер. Тому виникла необхідність в технологічних рішеннях, які сприятимуть забезпеченню обсягів видобутку згідно з попитом на марганцеву руду, враховуючи його мінливість.

На технологічному рівні підтримання виробничої потужності кар'єрів можливе шляхом їх реконструкції, що передбачає зміну технологічної схеми гірничих робіт та параметрів робочої зони відповідно до необхідних обсягів розкривних і видобувних робіт. Дотепер вирішенню актуальних питань реконструкції кар'єрів для підтримання їх потужності згідно з попитом на корисну копалину при відпрацюванні горизонтальних родовищ в науковій літературі не приділялось достатньої уваги.

Методичні підходи та терміни щодо реконструкції гірничого підприємства обґрунтовані авторами роботи [1], в якій приведена необхідність реконструкції з метою підтримання його потужності на основі розширення технічного переозброєння. Проте не виконано досліджень у напрямі змінного попиту на продукцію, що визначає актуальність цієї проблеми.

Для розробки технологічних схем розкривних та відвальних робіт на кар'єрах у зв'язку з реконструкцією необхідно визначити та обґрунтувати параметри системи розробки розкривних та відвальних уступів. Так, науковцями роботи [2] досліджений взаємозв'язок між параметрами робочої зони кар'єру при безтранспортній системі розробки та обсягами додаткових екскаваторних робіт при створенні спеціальних відвальних ємностей шляхом моделювання технологічних схем перевалювання розкриву.

С.І. Назаров, А.В. Яковлев, А.І. Печенкин [3] запропонували реконструкцію відвалів шляхом збільшення висоти відвального ярусу, а також скорочення відстані транспортування і раціонального використання земельного відводу. Н.Н. Біляковим [4] розглянута необхідність реконструкції розкриття робочих горизонтів кар'єру на основі зміни режиму гірничих робіт.

Досліджуючи конструкцію внутрішніх відвалів, Ю.В. Іванов [5] запропонував нову ярусно-терасну конструкцію відвалу та спосіб відвалоутворення з використанням драглайну ЭШ-10/70, що забезпечує високий резерв стійкості (більше 1,2), а також збільшує ємність внутрішніх відвалів на 200-300 м³/п.м унаслідок переекскавації частини обсягу порід.

Забезпечення виробничої потужності кар'єрів шляхом їх реконструкції, тобто зміною технологічної схеми супроводжується оцінкою впливу гірничо-геологічних факторів, таких як обводненість масиву гірничих виробок та фізико-механічні властивості гірських порід родовища. Тому постає питання щодо актуальності розробки технологічних схем відпрацювання розкривних уступів у складних гідрогеологічних умовах з урахуванням заданого посування фронту видобувних робіт. В.П. Шпортком обґрунтована сукупність геометричних параметрів технологічних схем для управління стійкістю укосів, виявлені групи технологічних заходів, які дозволяють зменшити вироблений простір кар'єру, скоротити площу порушених земель, зменшити обсяг гірничокапітальних виробок [6]. П.С. Шпаковим, С.Г. Ожигінім, Ф.К. Нізаметдіновим та іншими вченими розглядались питання стосовно формування відвалів та бортів кар'єру для складно-структурних родовищ [7, 8]. Також було проведено розрахунок стійкості гірничих виробок і визначено їх оптимальні параметри. А О.В. Максимовим і Г.І. Ткаченком проведено аналіз стану стійкості багатоярусних зовнішніх відвалів та сформовано методичні підходи до моделювання поверхонь сковзання [9].

Загалом, можна відзначити певні обмеження наведених досліджень: недостатньо обґрунтовані технологічні шляхи забезпечення виробничої потужності кар'єрів в умовах змінного попиту; існуючі теоретичні розробки в галузі відкритих гірничих робіт найбільш прийнятні для проектування нових технологічних систем, але недостатні для вирішення питань щодо зменшення чи регулювання виробничої потужності діючих кар'єрів; запропоновані методи підвищення стійкості внутрішніх відвалів та методики визначення окремих параметрів відвалів і відвальних робіт недостатньо враховують особливості формування фронту розкривних робіт в умовах необхідності гнучкого регулювання обсягів видобутку руди; розробка проектів технологічної

реконструкції кар'єрів повинна здійснюватися на підставі глибокого попереднього аналізу перспектив економічного зростання підприємства; оцінка проектів з реконструкції повинна мати взаємозв'язок з економічними показниками, які будуть досягненні у разі впровадження проекту.

Постановка задачі. Згідно з результатами виконаних досліджень на Орджонікідзевському гірничо-збагачувальному комбінаті (ОГЗК), виробнича потужність комбінату за обсягами марганцевої продукції залежить від виробничих можливостей кар'єрів більш, як на 60%. Ці можливості пов'язані з гірничотехнічними умовами гірничих робіт і передусім, із рівнем працездатності гірничо-транспортного устаткування на кожному кар'єрі. Внаслідок зниження продуктивності кар'єрів підвищується собівартість руди, а, отже, й концентрату, що впливає на його конкурентоспроможність. Тому умовою досягнення економічної ефективності роботи кар'єрів є технологічне забезпечення їх виробничої потужності згідно з попитом на рудну сировину.

Систематизовані фактори, які впливають на обсяги видобутку на марганцевих кар'єрах. За змістом способів забезпечення потужності гірничодобувного підприємства, фактори розподілені на три групи: технологічні, організаційні та економічні (табл. 1). Серед технологічних факторів найбільший вплив здійснюють – спосіб розкриття родовища та система його розробки. У свою чергу, параметри розкривної робочої зони обумовлені стійкістю укосів розкривних та відвальних уступів. Ці фактори впливають на потужність кар'єру по рудній масі, що визначається за виразом:

$$P_{e.p} = \frac{P_{\phi.g}}{K_{g.y}} m_p \gamma_p L_{\phi.p}, \text{ т/рік,}$$

де $P_{e.p}$ – експлуатаційна продуктивність кар'єру з видобувних робіт, т/рік; $P_{\phi.p}$ – посування фронту робіт розкривних уступів, м/рік; $K_{g.y}$ – коефіцієнт, що враховує технологічний зв'язок між розкривним і видобувним суміжними уступами, частка од.; m_p – потужність рудного пласта, м; γ_p – щільність рудної маси, т/м³; $L_{\phi.p}$ – довжина фронту робіт видобувного уступу, м.

Таблиця 1 – Шляхи забезпечення виробничої потужності гірничодобувних підприємств

Технологічні	Організаційні	Економічні
1. Реконструкція системи розробки родовища	1. Зміна режиму гірничих робіт	1. Зміна режиму роботи персоналу
2. Реконструкція способу розкриття уступів	2. Консервація кар'єру або його виробничих дільниць	2. Управління елементами виробничої собівартості руди
3. Формування параметрів робочої зони	3. Створення підготовлених, розкритих і готових до виймання запасів руди	3. Управління рівнем засобів виробництва
4. Технологічне забезпечення стійкості розкривних уступів і внутрішніх відвалів	4. Створення запасів руди на кар'єрному складі	4. Управління чисельністю персоналу кар'єру
5. Впровадження технології видобування супутніх корисних копалин	5. Реконструкція та заміна комплексів технологічного устаткування	5. Застосування систем цілеспрямованого стимулювання праці
6. Управління втратами й якістю рудної сировини		6. Підготовка кадрів згідно з реконструкцією технологічного комплексу гірничих робіт

Метою статті є забезпечення виробничої потужності кар'єрів ОГЗК, яке має базуватись на технологічних, організаційних та економічних рішеннях, які підпорядковані ринковому попиту. Вагомий вплив на результати діяльності кар'єрів здійснюють організаційні та економічні важелі, але найбільш дієві з них мають безпосередній зв'язок із технологією виймання руди. Тому вирішення поставлених вище задач передбачає комплексний підхід до розробки і впровадження нових технологічних рішень з удосконалення робочої зони кар'єрів.

Результати. Встановлений вплив технологічних схем гірничих робіт на марганцевих кар'єрах на їх виробничу потужність, причому забезпеченість попиту на рудну сировину визначена за допомогою коефіцієнтів збігу обсягів концентрату заскладованого та відвантаженого споживачам таким чином:

$$K_{з.м} = (\sum(Q_{к.с} - Q_{к.в}) / Q_{к.в}) / n_m ; \quad (1)$$

$$K_{з.б} = (\sum(Q_{к.в} - Q_{к.с}) / Q_{к.с}) / n_b \quad (2)$$

де $K_{з.м}$, $K_{з.б}$ – коефіцієнти збігу обсягів виробництва і відвантаження марганцевого концентрату відповідно для обсягів виробництва, які менше і більше обсягів відвантаження; $Q_{к.с}$, $Q_{к.в}$ – обсяги концентрату відповідно заскладованого і відвантаженого споживачам; n_m , n_b – обсяг спостережень за названими показниками.

Робота Орджонікідзевського ГЗК характеризується значними коливаннями обсягів виробництва концентрату та його реалізації. Місячні обсяги виробництва змінюються від 63 до 193 тис. т, добові – від 1200 до 6000 т, а обсяги його відвантаження змінюються у більшому діапазоні (1200...8000 т/добу). Коефіцієнти збігу зазначених обсягів концентрату, визначені за виразами (1) і (2), складають $K_{з.м}=0,282$, $K_{з.б}=0,106$ (за місячними обсягами) та

$K_{3,m}=0,77$, $K_{3,b}=0,36$ (добовими). Значить, на складах збагачувальних фабрик створюються значні запаси готової продукції, що підвищує їх собівартість. Цей висновок вказує на необхідність розробки технологічних рішень стабілізації обсягів видобутку марганцевої руди у відповідності до попиту.

Значною мірою потужність кар'єру обумовлена технологією формування робочої зони, яку за способом переміщення розкривних порід у відвал можна поділити на два типи: 1) відкрита зона – породи розміщують відразу у відвалі без переєкскавації. Це потребує устаткування зі збільшеними робочими розмірами та обмежує висоту уступів, які розробляють за безтранспортною схемою; 2) закрита зона – розкривні породи спочатку розміщують в зоні надрудного уступу (в зоні видобувної заходки), а потім складують у відвал. Така зона більш сприятлива для управління потужністю кар'єру. Вона забезпечує більшу висоту уступів, які відробляють за безтранспортною схемою, але призводить до збільшення коефіцієнту переєкскавації.

Для експлуатації марганцеворудного родовища, де розкривний масив розробляють трьома уступами, запропонована реконструкція технологічної схеми розкривних робіт, яка передбачає сумісну розробку верхнього й середнього уступів одним об'єднаним уступом. Його розбивають на нижній і верхній підуступи та відпрацьовують за транспортно-відвальною схемою. Верхній підуступ відпрацьовує драглайн, який розміщує розкривні породи на укосі нижнього підуступу, що відпрацьовує роторний екскаватор. Консольний відвалоутворювач, розташований на передвідвалі, що створюють екскаватори-драглайни, переміщує нижній підуступ у внутрішній відвал. Надрудний уступ розкриву розробляють за безтранспортною схемою драглайнами. Вони працюють незалежно один від одного, виймаючи породу спочатку по одній осі руху, потім – по другій. Ці ж драглайни виймають рудний пласт і складують руду на передвідвалі.

На марганцевих кар'єрах запропонована реконструкція передбачає виключення верхнього розкривного уступу, який сьогодні відпрацьовується за дорогою транспортною схемою. У запропонованій схемі шляхом прямого перевалювання весь розкривний масив розміщують у внутрішньому відвалі. Можливість забезпечення виробничої потужності кар'єру при коливаннях попиту на рудну сировину є однією з основних переваг цієї схеми. Шляхом перерозподілу висоти розкривних уступів у межах розкривного масиву забезпечується необхідне посування фронту видобувних робіт, а, отже, і необхідна продуктивність кар'єру.

Запропонована технологічна схема об'єднання розкривних уступів пов'язана з переходом на закритий тип робочої зони кар'єру. При розробці уступів з прямою (поперечною) перевалкою порід у внутрішній відвал стійкість укосів відвальних уступів забезпечується додатковою переєкскавацією. Загалом, для вказаної технології результуючий кут укосу відвалу $\beta_{рез.0}$ залежно від параметрів системи розробки та робочих розмірів устаткування, яке використовується, може бути розрахований за виразом:

$$\beta_{рез.0} = \arctg \frac{(H_c + H_n)K_p + 0,25Atg\beta}{R_{ек} - B - H_n ctg\gamma - hctg\alpha - a + \Delta O + A + R_{\delta 1} + R_{\delta 2}},$$

де H_c – висота уступу, який розробляє транспортно-відвальний комплекс, м; H_n – висота надрудного розкривного уступу, м; $R_{ек}$ – максимальний радіус розвантаження консольного відвалоутворювача, м; h – висота рудного уступу, м; γ – результуючий кут укосу робочого борту кар’єру, град.; ΔO – зміна відстані між осями пересування роторного екскаватора та відвалоутворювача, м; $R_{\delta 1}$, $R_{\delta 2}$ – відповідно радіуси розвантаження першого та другого драглайнів (за віссю руху) при переєкспавації порід на відвалі, м; A – ширина розкривної заходки, м; K_p – коефіцієнт розрихлення.

Відповідно до розподілу робочої зони кар’єру визначені параметри безтранспортної та комбінованої систем розробки горизонтального родовища, а також встановлений їх вплив на виробничу потужність кар’єру. Це склало теоретичну основу розробки нових чи реконструкції діючих технологічних схем розкривних та видобувних робіт на марганцевих кар’єрах. Головними вимогами до розробки цих схем було прийнято забезпечення виробничої потужності кар’єру на базі наявного технологічного устаткування.

Використання технологічної схеми, що рекомендується, обмежене умовою забезпечення стійкості внутрішнього відвалу. Ця умова виконується при створенні додаткової приймальної ємності у внутрішньому відвалі, яка дозволяє розмістити в ньому збільшений обсяг розкривних порід, що надходить з верхнього підступу. На рис. 1 наведений ярус відвалу, який створюється за транспортно-відвальною схемою розробки об’єднаного розкривного уступу. В цій схемі додаткова ємність слугує не тільки для складування розкривних порід верхнього підступу, але й для формування більш стійкого результуючого кута укосу відвалу $\beta'_{рез}$. Отже, така реконструкція дозволяє регулювати як виробничу потужність кар’єру, так й результуючий кут укосу відвалу.

Для запропонованої технологічної схеми обґрунтовані параметри внутрішнього відвалу. Глибина додаткової ємності h_{nn} визначається, виходячи з умови рівності обсягів розкривних порід, що переєкспавуються з верхнього підступу з початку на укіс нижнього підступу S_2 , а потім роторним екскаватором за допомогою консольного відвалоутворювача у внутрішній відвал S_n (рис. 1) за виразом:

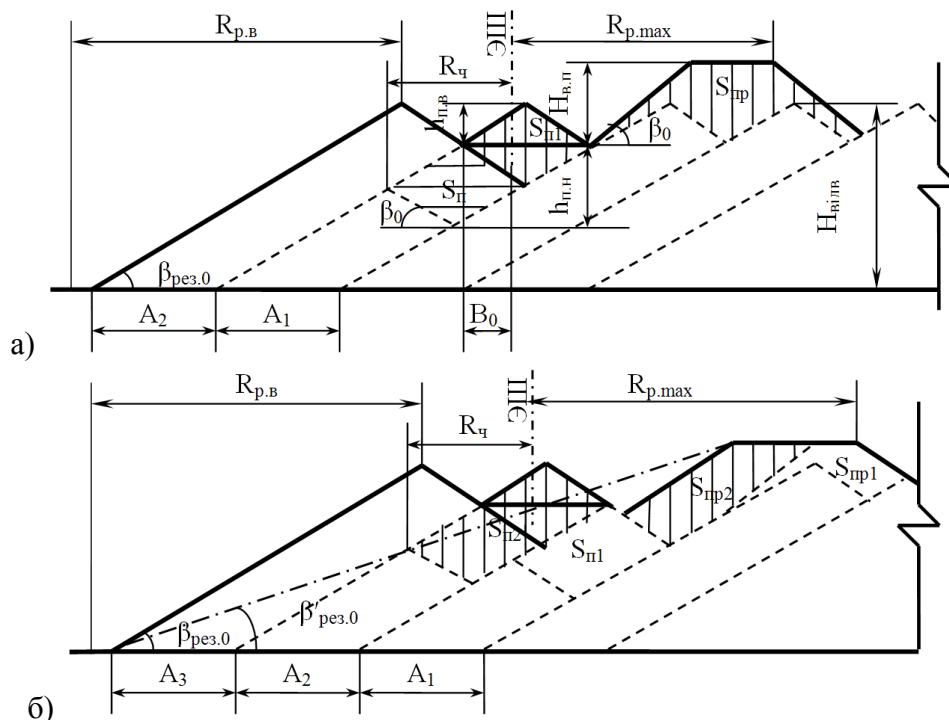
$$h_{nn} = H_e K_p + A / (ctg\beta_{рез.0} + ctg\beta_0), \text{ м}$$

де H_e – висота верхнього підступу; β_0 – кут укосу верхнього ярусу відвалу.

Коефіцієнт переєкспавації порід у запропонованій схемі K_n дорівнює сумі:

$$K_n = K_{ne} + K_{no} = (S_2 + S_{n1}) / A (H_c + H_e) K_p,$$

де $K_{не}$ – коефіцієнт переєкспавації при відробці розкривного уступу висотою (H_c+H_e); $K_{но}$ – коефіцієнт переєкспавації при створенні додаткової приймальної ємності на внутрішньому відвалі.



a – перша заходка (початок реконструкції); *б* – друга заходка

Рис. 1 – Технологічна схема формування додаткової приймальної ємності на внутрішньому відвалі

Встановлено, що збільшення висоти верхнього підступу H_e обмежене переєкспавацією розкривних порід драглайном, який розташований на відвалі. Для екскаваторів типу ЭШ-15/90 (ЭШ-20/90) з однократною переєкспавацією висота підступу H_e не може перевищувати 22 м. Коефіцієнт переєкспавації зі збільшенням висоти H_e зростає. Сумарна його величина сягає 1,25 (для $H_e=30$ м). Таке зростання відбувається, в основному, за рахунок переєкспавації розкриву на відвальній стороні.

Отже, запропонована технологічна схема комбінованої розробки об'єднаного уступу базується на створенні додаткової приймальної ємності на внутрішньому відвалі, що дозволяє визначити параметри цієї схеми, на основі яких приймаються рішення про раціональний розподіл розкривного масиву за висотою уступів та організацією роботи розкривного устаткування.

Реконструкція діючих чи розробка нових технологічних схем експлуатації родовища пов'язані з вибором раціонального технологічного комплексу гірничих робіт, який включає комплекс устаткування, технологічні схеми, за якими вони працюють (спосіб розкриття та система розробки родовища), і, безпосередньо, виробничі процеси гірничих робіт. Виробнича потужність кар'єру обумовлена саме технологічним комплексом. Тому на кар'єрі треба створювати технологічні комплекси гірничих робіт, які будуть забезпечувати

його задану потужність з найменшими витратами.

Взаємозв'язок між комплексами устаткування, які відпрацьовують суміжні уступи, призводить до певних втрат часу. Таку взаємозалежність запропоновано називати жорсткістю технологічного комплексу гірничих робіт. Експлуатаційна продуктивність цього комплексу визначається з урахуванням втрат робочого часу комплексів устаткування внаслідок взаємозв'язку суміжних уступів за виразом:

$$Q_{e(m,k)} = \sum_{i=1}^n Q_{ei} \prod_{j=1}^m K_{vj},$$

де K_{vj} – ступінь взаємозалежності комплексів устаткування, $K_{vi} = T_{pi}/T_{p(i-1)}$, T_{pi} , $T_{p(i-1)}$ – термін відробки відповідно вище та нижче розташованих уступів; Q_{ei} – експлуатаційна продуктивність комплексу на i -му уступі; j – порядковий номер уступу, рахуючи зверху вниз, на якому розташований комплекс устаткування, що розглядається; m – кількість уступів вище розташованих комплексів устаткування.

Визначена експлуатаційна продуктивність технологічного комплексу гірничих робіт $Q_{m,k}$ для різних технологічних схем в умовах Чкаловського кар'єру №2. При цьому розглянуті три варіанти відпрацювання об'єднаного уступу, залежно від співвідношення висот верхнього та нижнього підступів. Якщо висоти верхнього H_v та нижнього H_n підступів об'єднаного уступу мають співвідношення $\frac{H_v}{H_n} = \frac{18}{32}$ (варіант 1 запропонованої схеми), то величи-

на продуктивності $Q_{m,k}$ складає 20,2 млн. м³/рік (70% від $Q_{m,k}$ діючої схеми), при $\frac{H_v}{H_n} = \frac{15}{35}$ продуктивність $Q_{m,k} = 15,57$ млн. м³/рік (54%), а за варіантом 3 –

$Q_{m,k} = 10,07$ млн. м³/рік (34,5%). Тобто, згідно з попитом на марганцеву руду можна регулювати виробничу потужність кар'єру шляхом зміни співвідношення висот уступів по розкривним породам.

Враховуючи те, що марганцеві кар'єри оксидної руди із сприятливими умовами експлуатації родовища допрацьовують запаси, виробничу потужність Орджонікідзевського ГЗК буде підтримуватися за рахунок видобування карбонатної руди на кар'єрах, що мають несприятливі гідрогеологічні умови. Серед цих кар'єрів перспективним за своїми балансовими запасами є Покровський кар'єр, який має сильний водопритік у робочу зону. Розроблена технологія ефективного осушення розкривних порід шляхом їх поблокового виймання, для чого в кожному блоці створюється система дренажних траншей, які погашаються у вибої під час відпрацювання уступу. Торцеві борти кар'єру привантажують призмами опору, а розкривні породи розміщують по площі відвальної заходки. Вказана технологічна схема передбачає формування забою з похилою траншеєю, яка перекриває притік води у видобувну зону (рис. 2.). Відмінність такої схеми формування забою від відомих полягає в цільовому

призначенні, просторовому положенні, площинах висушування, часі висушування та технології розробки порід. Недоліком запропонованої технології є збільшений коефіцієнт переєкспавації ($K_n \approx 0,4$). В той же час вона забезпечує краще висушування розкритих порід у вибої, а значить, більшу стійкість бортів кар'єру і відвалу.

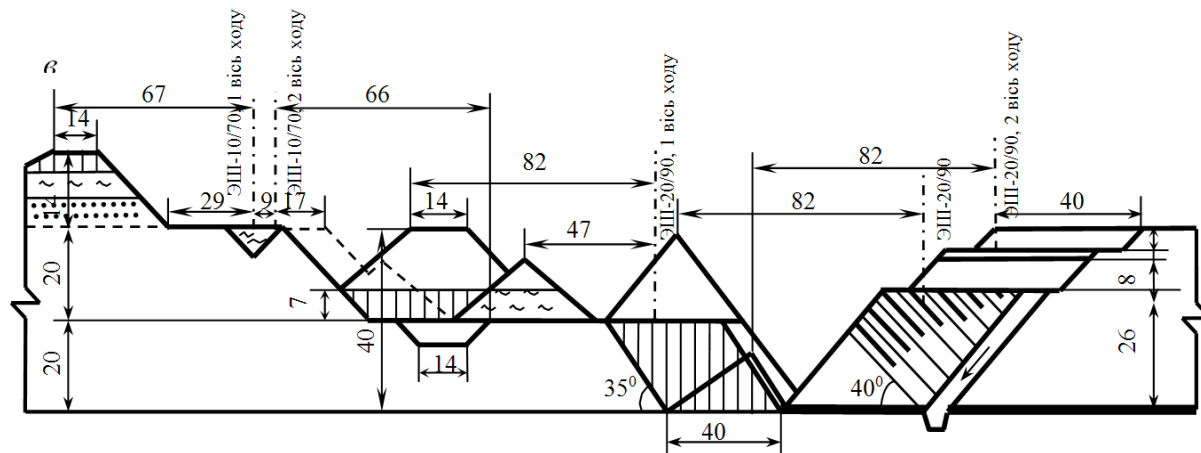


Рис. 2 – Технологічна схема розробки розкритих порід, що сильно обводнені, зі створенням похилої дренажної траншеї

Паралельно розкриттю водоносних горизонтів у забої формують систему дренажних траншей, створюють протизсувний заслін і частково висушують породи до їх перевалювання у внутрішній відвал. Висушування розкритих порід забезпечується за рахунок проведення в підшві уступу на ширину заходки торцевої, а в її контурах (по довжині) похилої дренажних траншей. Ці траншеї з'єднують з основною дренажною системою, яка створена в підшві розкритого уступу. По довжині заходки остається цілик висушених розкритих порід у виді трикутної призми, що охороняє робочу зону від раптового обвалення внутрішнього відвалу (протизсувний заслін).

При більшій площі висушування розкриті породи зневоднюються швидше, стають сухішими під час їх виймання та перевалки у відвал, внаслідок чого його стійкість підвищується. В порівнянні з проектною схемою запропонована дозволяє підвищити коефіцієнт запасу стійкості внутрішнього відвалу на 14...32%, а його результуючий кут – на 1...2°. Зменшуються також втрати сирої руди та її засмічення відповідно на 20 і 47%, знижується експлуатаційний коефіцієнт розкриття на 0,1 м³/т.

Кожна технологічна схема розкритих робіт забезпечує певну виробничу потужність, що пов'язана з коефіцієнтом переєкспавації розкриття та заданим коефіцієнтом запасу стійкості укосів η бортів кар'єру. Для встановлення взаємозв'язку між цими коефіцієнтами розглянуто технологічні схеми розробки розкритих уступів на марганцевому кар'єрі, що запропоновані інститутами «НДКМА» (2 схеми), «Південдіпроруда» (1 схема), ДГІ (2 схеми) та НГУ за участю автора (3 схеми). Для перелічених схем між величиною η і коефіцієнтом переєкспавації K_n існує кореляційний зв'язок: при валовому складуванні розкри-

вних порід – $\eta = -14,18K_n^2 + 10,65K_n - 0,02$, а при селективному – $\eta = -8,65K_n^2 + 7,43K_n + 0,42$. Виходячи з дисперсії цього зв'язку, коефіцієнт запасу стійкості відвалу при розробці обводнених слабкостійких порід визначається коефіцієнтом переєкскавації лише на 30...40%. Це пояснюється тим, що запас стійкості забезпечується також порядком складування розкривних порід у відвалі, інтенсивністю осушення вибою й організацією роботи драглайна в розкривній та відвальній зонах.

Визначено, що для кожної системи розробки розкривних уступів виникає необхідність в переєкскавації частини обсягу розкривних порід. Це призведе до збільшення середньоексплуатаційного коефіцієнту розкриву (за рахунок збільшення коефіцієнта переєкскавації K_n). Цей коефіцієнт $K_{e.m}$ автор статті виділяє як технологічний, оскільки його величина залежить від технологічної схеми розкривних та відвальних робіт. Величина коефіцієнту $K_{e.m}$ визначається за формулою:

$$K_{e.m} = \frac{(H_6 - H_{c.6})K_6 + H_{c.6}(1 + K_{n.o})K_{c.6} + H_c(1 + K_{n.c})K_c + H_n(1 + K_{n.n})K_n}{h\gamma_p K_{e.p}}, \text{ м}^3/\text{т},$$

де H_6, H_c, H_n – висота відповідно передового, основного та надрудного уступів, м; $H_{c.6}$ – висота верхнього підуступу, м; K_6, K_c, K_n – коефіцієнти збільшення довжини фронту розкривних робіт на вказаних уступах відносно довжини фронту робіт на видобувному уступі, частка од.; $K_{n.c}, K_{n.n}$ – коефіцієнти переєкскавації розкривних порід при розробленні виділених уступів, частка од.; γ_p – щільність руди, т/м³; h – потужність рудного пласта, м; $K_{e.p}$ – коефіцієнт витягнення рудної сировини з надр, частка од.; $K_{c.6}$ – коефіцієнт подовження фронту гірничих робіт на верхньому підуступі; $K_{n.o}$ – коефіцієнт переєкскавації розкривних порід на внутрішньому відвалі.

Кожна система розробки на тому чи іншому уступі може викликати не тільки різні коефіцієнти переєкскавації, але й різну собівартість розкривних робіт. З урахуванням питомих витрат на розробку розкривних порід (грн./м³), відповідно на передовому B_6 , основному B_c і надрудному B_n уступах, ефективність технологічного комплексу запропоновано оцінювати за допомогою економічного коефіцієнту розкриву $K_{e.e}$:

$$K_{e.e} = \frac{(H_6 - H_{c.6})K_6 B_6 + H_{c.6}(1 + K_{n.o})K_{c.6} B_{c.6} + H_c(1 + K_{n.c})K_c B_c + H_n(1 + K_{n.n})K_n B_n}{h\gamma_p K_{e.p}}, \text{ грн./т},$$

де $B_{c.6}$ – витрати на розробку підуступу $H_{c.6}$, грн/м³

Визначена доцільність реконструкції технологічних схем розкривних робіт на Чкаловському кар'єрі №2 за допомогою економічного коефіцієнта розкриву. Розрахунок показав, що при собівартості виймання 1 м³ розкривних порід роторним комплексом на передовому уступі $C_6 = 1,5...2,0$ грн./м³ рекон-

струювати технологічну схему недоцільно, тобто об'єднувати передовий та основний уступи не слід. При $C_e > 2,0$ грн./м³ така реконструкція доцільна, що підтверджується економічним коефіцієнтом розкриву.

Розроблені методичні положення та алгоритм вибору найбільш ефективної технологічної схеми реконструкції марганцевих кар'єрів, якщо з'являється необхідність у зміні їх виробничої потужності.

На Чкаловському кар'єрі №2 запропоноване об'єднання передового та середнього розкривних уступів. Розкривні породи об'єданого уступу будуть переміщуватися у внутрішній відвал за транспортно-відвальною схемою. Загальні витрати на розкривні роботи за цією схемою згідно з розрахунком складають 8644 тис. грн. на рік, за діючою схемою – 14059 тис. грн. на рік, тобто річні витрати можуть бути знижені на 5415 тис. грн., а загальні капітальні вкладення на реконструкцію окупаються за 2,3 роки.

З метою відпрацювання запасів руди, що залишились на Богданівській ділянці Запорізького кар'єру, як способу підтримання потужності Орджонікідзевського ГЗК запропоновані технологічні схеми гірничопідготовчих робіт шляхом поблокового видобування руди. Ці схеми передбачають використання крокуючих екскаваторів ЕШ-15/90 замість ЕШ-20/72, що дозволяє значно зменшити коефіцієнт переекскавації (з 0,74 до 0,2...0,5 м³/м³), а також результуючий кут укосу внутрішнього відвалу (з 17...20° до 14...16°). За розрахунком, економія експлуатаційних витрат при відпрацюванні блоків «Північ» та «Північ-Центр» складає 4,06...4,44 млн. грн.

Висновки. Для прогнозування обсягів видобутку марганцевої сировини при застосуванні певних технологічних схем гірничих робіт запропоновано здійснювати за коефіцієнтами, що дорівнюють співвідношенню обсягів концентрату заскладованого та відвантаженого споживачеві за певний період часу.

Запропонована реконструкція технологічної схеми розкривних робіт на кар'єрі Чкаловський-2 Орджонікідзевського ГЗК, де виключається зовнішнє відвалоутворення. Експлуатаційну продуктивність комплексу устаткування запропоновано виконувати з урахуванням взаємозалежності між суміжними уступами за допомогою коефіцієнта жорсткості технологічної схеми.

Виробнича потужність кар'єру у складних гідрогеологічних умовах відпрацювання марганцевого родовища забезпечується технологією шляхом поблокового виймання розкривних порід та формування у вибої похилої дренажної траншеї (коефіцієнт запасу стійкості внутрішнього відвалу підвищується на 14...32%, його результуючий кут – на 1...2°).

Доцільність реконструкції технологічних схем на діючих кар'єрах, запропоновано визначати за технологічним й економічним коефіцієнтами розкриву. Запропонована ускладнена безтранспортна схема розробки Богданівської ділянки Запорізького кар'єру, яка при змінному попиті на рудну сировину підтримує необхідну виробничу потужність гірничо-збагачувального комбінату. Економія експлуатаційних витрат при відпрацюванні блоків «Північ» та «Північ-Центр» за цією схемою складає 4,06...4,44 млн. грн.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Задорожний А.М., Козариз В.Я., Кононенко В.В. Проблемы реконструкции шахт Кривбасса // Научный вестник Национальной горничей академии Украины. – 2002. – №1. – С. 7-10.
2. Панишев С.В., Осипова Н.Ф. Исследование влияния параметров рабочей зоны карьера на объемы экскаваторных работ при внутреннем отвалообразовании с созданием специальных отвальных емкостей // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – №4. – С. 344-349.
3. Назаров С.И., Яковлев А.В., Печенкин А.И. Увеличение вместимости отвалов при их реконструкции // Развитие и реконструкция горнорудного производства на карьерах: Сб. науч. тр. – Свердловск: ИГД МЧМ СССР, 1984. – №76. – С. 47-51.
4. Беляков Н.Н. Изменение режима горных работ для обеспечения вскрытия рабочих горизонтов // Разработка и обогащение рудных и нерудных месторождений при их комплексном освоении. – М.: Ротапринт ИПКОН АН СССР, 1987. – С. 16-18.
5. Иванов Ю.В. Конструкция внутренних отвалов при отработке Березовского бурогоугольного месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 1998. – №6. – С. 75.
6. Шпортько В.П. Управление устойчивостью откосов бортов вскрыши и внутренних отвалов на марганцевых карьерах // Научный вестник Национальной горничей академии Украины. – 2001. – №2. – С. 21-23.
7. Шпаков П.С., Низаметдинов Ф.К., Ожигин С.Г., Ожигина С.Б., Шпакова А.П. Формирование отвалов внутри карьерного поля и конструирование устойчивых бортов карьеров при доработке месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – №8. – С. 68-71.
8. Шпаков П.С., Ожигин С.Г., Ожигина С.Б., Шпакова А.П. Расчет и конструирование откосов бортов карьеров для сложноструктурных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – №5. – С. 63-66.
9. Максимов О.В., Ткаченко Г.І. Моделювання поверхонь сковзання для оцінки стану стійкості багатоярусних зовнішніх відвалів // Вісник Криворізького технічного університету. – 2005. – Вип. 8. – С. 7-11.
10. Череп А.Ю. Технологічне забезпечення виробничої потужності марганцевих кар'єрів при змінному попиті на рудну сировину: дис... канд. техн. наук: 05.15.03 / Национальный горничий ун-т. — Д., 2008. — 19 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Прокопенком 21.08.09