

and also to correct technological parameters depending on changing situation in face, in particular, speed of plough and curvature of stoping face line.

Originality. The proposed method establishes regularities of necessary force parameters of mechanized support props and behavior pattern of side rocks. Also, from priority factors of rock massif strength and substantiation of rational parameters of stoping technology during thin coal seams extraction at longwalls advance rate more than 5 m/day by ploughs.

Practical value. On the base of the developed methodology of technological parameters determination and stresses around mine working at advance rate more than 5m/day we have proposed the technological scheme of mining at high speeds of longwall advance rate.

Keywords: *plow complex, advance rate of stoping face, rock massif*

Рекомендовано до публікації докт. техн. наук В.І. Бузилом. Дата надходження рукопису 19.12.13.

УДК 622.271.32

О.А. Темченко, канд. техн. наук, доц.

Державний вищий навчальний заклад „Криворізький національний університет“, м. Кривий Ріг, Україна, e-mail: temaa72@mail.ru

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ПАРАМЕТРІВ ВІДКРИТОЇ ГІРНИЧОЇ ТЕХНОЛОГІЇ НА ЕФЕКТИВНІСТЬ РОЗРОБКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ

A.A. Temchenko, Cand. Sci. (Tech.), Associate Professor

State Higher Educational Institution “Kriviy Rih National University”, Kriviy Rih, Ukraine, e-mail: temaa72@mail.ru

STUDY OF THE OPEN-CAST MINING TECHNOLOGY PARAMETERS INFLUENCE ON THE EFFICIENCY OF IRON-ORE DEPOSITS DEVELOPMENT

Мета. Встановлення закономірностей впливу параметрів систем розробки на доцільність подальшого застосування відкритої гірничої технології на глибоких кар'єрах залізорудних родовищах.

Методика. Розроблена методика обґрунтування раціональних технологічних схем та визначення основних параметрів елементів систем розробки, зокрема, послідовності переміщення уступів і напрямку відпрацювання глибоких кар'єрів, визначення оптимальних розмірів ширини робочої площадки, довжини екскаваторного блоку та інтенсивності гірничих робіт у цілому.

Результати. Отримані аналітичні розрахунки ширини робочої площадки, висоти уступу та довжини екскаваторного блоку забезпечать необхідну інтенсивність розвитку гірничих робіт на глибоких горизонтах у кар'єрі, що доцільно враховувати при визначенні заданої продуктивності по корисній копалині в конкретних гірничотехнічних умовах розробки залізорудного родовища.

Наукова новизна. Встановлення залежностей мінімальних витрат на виймальні та навантажувально-транспортні роботи (НТР) від оптимальної довжини екскаваторного блоку при різних значеннях можливої висоти вибою з урахуванням ширини заходки по низу дозволить забезпечити ефективність застосування відкритої гірничої технології на завершальному етапі відпрацювання покладів залізорудного родовища.

Практична значимість. Сукупність розглянутих підходів дозволяє визначити раціональний режим та оптимальні параметри гірничих робіт у кар'єрах, що має важливе значення для підвищення ефективності відкритої гірничої технології. З урахуванням встановлених закономірностей визначення основних параметрів робочої зони та застосування раціональних технологічних схем формування кар'єру на глибоких горизонтах, можна обґрунтувати інтенсивність розвитку гірничих робіт при подальшій розробці залізорудних родовищ.

Ключові слова: *кар'єр, ширина робочої площадки, довжина екскаваторного блоку*

Постановка проблеми. Гірничорудні підприємства України працюють в умовах стабільного „старіння“ родовищ корисних копалин, що виражається в погіршенні якості руд, зниженні вмісту корисного компонента у вихідній сировині при наблизненні гірничих робіт до проектних відміток кар'єрів, усклад-

ненні гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов розробки й постійному збільшенні експлуатаційних витрат на видобуток і переробку корисних копалин. Проблема підвищення ефективності гірничих робіт на залізорудних кар'єрах, що планується розробляти до глибини 500...700 м, пов'язана, насамперед, з недосконалістю технологічних схем відпрацювання покладів на глибоких горизонтах при можливих обсягах

виймання гірських порід у межах до 80 млн т. на рік. У зв'язку з поглибленням робочої зони проектна продуктивність кар'єрів підтримується, в основному, шляхом надання робочим бортам усе більшого кута укосу при систематичному відставанні виймання об'ємів розкривних порід від раніше передбачених проектом календарних планів, що потребує постійного коригування режиму гірничих робіт та обумовлює актуальність теми статі.

Виділення невирішеної проблеми. Проблемам розвитку теорії відпрацювання глибоких кар'єрів, оцінці ефективності розробки крутоспадних родовищ, освоєння надр із застосуванням поетапного відпрацювання кар'єрних полів, у тому числі крутопохилими шарами, а також визначення основних параметрів кар'єрів і управління режимом гірничих робіт присвячені роботи академіків М.В. Мельнікова, В.В. Ржевського, професорів М.Г. Новожилова, О.І. Арсентьєва, В.Г. Блізнюкова, В.Ф. Бизова, М.В. Васильєва, С.О. Несмашного, В.А. Завсєгдашнього, В.І. Прокопенка, Б.М. Тартаковського, П.І. Томакова, В.С. Хохрякова, М.С. Четверика, А.Г. Шапаря, К.Н. Трубецького [1; 2] та багатьох інших учених і фахівців. Аналіз гірничотехнічної літератури та раніше виконаних наукових досліджень, а також практика експлуатації глибоких кар'єрів показує, що робоча зона формується з виділенням етапів як за периметром, так і за глибиною. Тому для подальшої ефективної розробки залізрудних родовищ є потреба суттєвих доповнень питань щодо обґрунтування раціональних технологічних схем та коригування існуючих методик визначення основних параметрів елементів систем розробки, зокрема послідовності переміщення уступів і напрямку відпрацювання глибоких кар'єрів, визначення оптимальних розмірів ширини робочої площадки, довжини екскаваторного блоку та інтенсивності гірничих робіт у цілому.

Аналіз останніх досліджень. Залізрудні родовища України представлені, в основному, залізистими кварцитами, шари яких залягають під кутами 60–90°, простежуються на глибину 1,5–2 км і мають горизонтальну потужність від 120 до 875 м. Як відомо, управління режимом гірничих робіт дозволяє значно ефективніше відпрацьовувати залізрудні родовища. Аналіз видобутку залізної руди в Україні показує, що управляти режимом гірничих робіт можливо зміною кута укосу борта кар'єру, послідовністю відпрацювання кар'єрного поля (виділення етапів, консервація та розконсервація бортів кар'єру на окремих ділянках, формування борта кар'єру діагональними, поздовжніми й поперечними блоками), темпом поглиблення гірничих робіт. Разом з тим, зменшення кута укосу борта кар'єру при збільшенні ширини робочої площадки призводить (особливо у верхній зоні кар'єру) до необхідності виконання додаткових обсягів розкривних робіт, підвищення коефіцієнта розкриття з одночасним збільшенням капітальних додаткових інвестицій на придбання гірничотранспортного обладнання, що безперечно

погіршує техніко-економічні показники відкритої розробки залізрудного родовища.

Виділення невирішеної раніше частини загальної проблеми. Аналіз сучасного стану й перспектив розвитку відкритого видобутку залізних руд в Україні, а також огляд наукових досліджень і проектних рішень, присвячених способам регулювання режиму гірничих робіт і методам оптимізації параметрів систем розробки, зокрема, А.Ю. Дриженка та В.А. Ковальчука [3; 4], показує, що для вирішення задач, пов'язаних з підвищенням ефективності подальшого застосування відкритої гірничої технології, необхідно впроваджувати нові підходи щодо формування оптимального розвитку робочої зони глибоких кар'єрів, а також удосконалювати раніше розроблені методики визначення їх основних параметрів (враховуючи, що більшість з них були розроблені ще в 60–80 роках 20 століття на початку відпрацювання залізрудних родовищ).

При наявному на сучасних кар'єрах гірничотранспортному устаткуванні та існуючих технологічних схемах, гірничі роботи повинні здійснюватися із застосуванням інноваційних інженерно-технічних рішень, які дозволять управляти режимом гірничих робіт в умовах виробництва, що склалися при відпрацюванні окремого залізрудного родовища. За таких обставин необхідне проведення додаткових наукових досліджень для обґрунтування закономірностей формування технологічних параметрів систем розробки залізрудних родовищ і вдосконалення існуючих методик їх розрахунку на завершальному етапі відпрацювання покладів.

Формування мети роботи. Дослідження параметрів систем розробки та технологічних схем роботи гірничотранспортного устаткування свідчить про те, що вони безпосередньо впливають на формування технологічної конкурентоспроможності відкритої гірничої технології. Наявність великої кількості факторів впливу обумовлює об'єктивну необхідність проведення додаткових досліджень. Виходом із цієї ситуації є розробка адекватних методів встановлення вищезазначених параметрів, що базуються на системному підході до вирішення нагальної проблеми доцільності подальшого застосування відкритої гірничої технології на глибоких кар'єрах залізрудних родовищ.

Викладення основного матеріалу. Режим гірничих робіт істотно залежить від кутів формування робочих бортів кар'єрів, а зміна їх параметрів призводить до зміни поточного коефіцієнта розкриття. Відомі технологічні схеми дозволяють розробляти крутопохилі родовища з формуванням кутів нахилу робочих бортів до 19...24°. При цьому ширина робочої площадки уступу встановлюється з урахуванням фізико-механічних властивостей гірських порід і типу гірничотранспортного устаткування, що у значній мірі обумовлює ефективність відкритої гірничої технології (ВГТ). Вплив ширини робочої площадки на ефективність ВГТ доцільно визначати, виходячи з аналізу параметрів наступного ланцюга: величина бурта безпе-

ки – берми безпеки – ширина транспортної смуги – кут укосу робочого борту – обсяг розкривних робіт – коефіцієнт розкриття – собівартість 1 т. залізної руди – ціна реалізації кінцевої залізородної сировини.

При розробці гірських порід, що вимагають попереднього розпушування, мінімальна ширина робочої площадки складає, м

$$L = z + T + c + X + A, \quad (1)$$

де z – ширина призми обвалення, м; T – ширина транспортної смуги, м; $c = 2$ м – відстань між бровкою розвалу й транспортною смугою, м; X – величина розвалу гірської породи після вибуху, м; A – ширина заходки по цілині, м.

При цьому ширина призми обвалення визначається як, м

$$z = h(ctg\alpha - ctg\gamma), \quad (2)$$

де α – кут укосу робочого уступу ($60-80^\circ$); γ – кут стійкого укосу уступу ($35-60^\circ$).

Ширина транспортної смуги при одноколіяному рейковому шляху $T = 3$ м; при двоколіяному $T = 7,5...12$ м у залежності від ширини між коліями.

Величина розвалу (форма трикутника) гірської породи після вибуху, м

$$X = (2k \frac{h}{h_1} - 1)A, \quad (3)$$

де k – коефіцієнт розпушення гірської породи; h – висота уступу, м; h_1 – висота розвалу, м.

Значення h_1 звичайно визначають дослідним шляхом

$$h_1 = \left(\frac{0,8}{0,9} \right) h. \quad (4)$$

Величину $A+x$ при розвалі гірської породи у формі трикутника визначають за формулою, м

$$A + x = 1,41h \sqrt{\frac{k\eta'(1+\eta') \sin(\alpha - \beta)}{\sin \alpha \cdot \sin \beta}}. \quad (5)$$

Відомо, що ширина робочих площадок при розробці скельних гірських порід на родовищах з крутопохилими покладами становить 30–40 м, при залізничному транспорті 60–100 м. Дослідженнями встановлено, що ширина робочої площадки та заходки впливає на обсяги розкривних порід у межах кар'єру за рахунок зміни кута укосу борту кар'єра (рис. 1).

На рис. 1 видно, що збільшення ширини заходки негативно впливає на поточний коефіцієнт розкриття. Тому, для підвищення КС ВГТ необхідно використовувати не типові робочі площадки, а визначати їх у кожному конкретному випадку, по кожній виробничій ситуації, тобто обґрунтовувати доцільну ширину робочої площадки. Однією з основних складових

ширини робочої площадки є ширина транспортної смуги (T), що залежить від типу та виду гірничого транспорту, який використовується в кар'єрі. Графічна інтерпретація впливу вантажопідйомності автосамоскидів на кут укосу борту кар'єра наведена на рис. 2, з якого видно, що при збільшенні транспортної смуги, яка залежить від вантажопідйомності автосамоскида, від 20 до 27 м, кут укосу борту кар'єра зменшується на 2° , а обсяги розкривних робіт збільшуються на 1 млн m^3 .

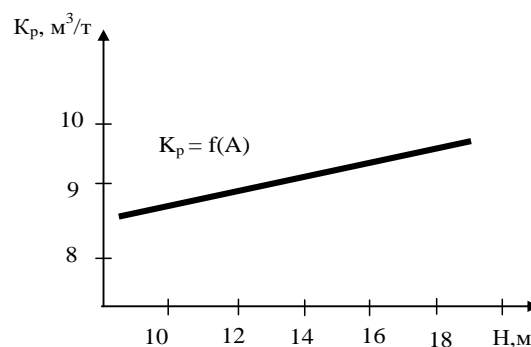


Рис. 1. Залежність коефіцієнта розкриття (K_p) від ширини заходки (H)

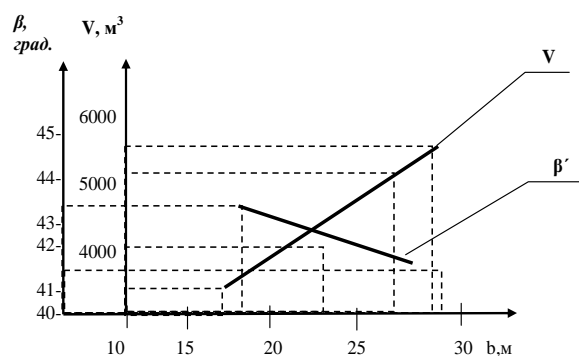


Рис. 2. Зміна кута укосу борту кар'єра та обсягів розкривних порід від ширини транспортної смуги

Дослідженнями встановлено, що на визначення оптимальної довжини екскаваторного блоку на залізничних кар'єрах впливають типи вантажно-транспортного устаткування та їх робота в комплексі, а також параметри вибою.

Залежність середньозваженої продуктивності екскаваторно-автомобільного комплексу від довжини екскаваторного блоку приведена на рис. 3.

Тіснота зв'язку даної залежності вимірюється кореляційним відношенням і дорівнює $r = 0,7-0,8$, що вказує на істотний зв'язок між досліджуваними параметрами.

Встановлено, що на кар'єрах Кривбасу робота гірничотранспортних комплексів „екскаватор–автосамоскид“ найбільш ефективна при $l_0 = 300-700$ м, зокрема для ЕКГ-5 + БелА3-7519 – при $l_0 = 300-600$ м та $l_0 = 500-700$ м для ЕКГ-8И та ЕКГ-10.

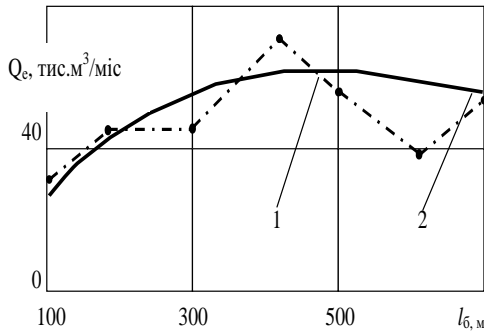


Рис. 3. Кореляційна залежність продуктивності екскаваторно-автомобільного комплексу Q_e від довжини екскаваторного блоку (l_b): 1 – емпірична; 2 – теоретична лінії регресії

Оптимальною довжиною екскаваторного блоку при роботі з транспортом вважається таке значення, яке в конкретних гірничотехнічних умовах повністю забезпечує планову продуктивність навантажувально-транспортного комплексу (НТК), мінімальну собівартість виймання гірничої маси й дотримання технології гірничих робіт.

Рівняння регресії має такий вигляд, тис. м³/міс

$$Q_e = 28,7 + 85l_b - 0,088l_b^2. \quad (6)$$

На рис. 4 показані усереднені розрахункові залежності витрат на навантажувально-транспортні роботи (НТР) від довжини екскаваторного блоку при різних значеннях можливої висоти вибою з урахуванням ширини заходки.

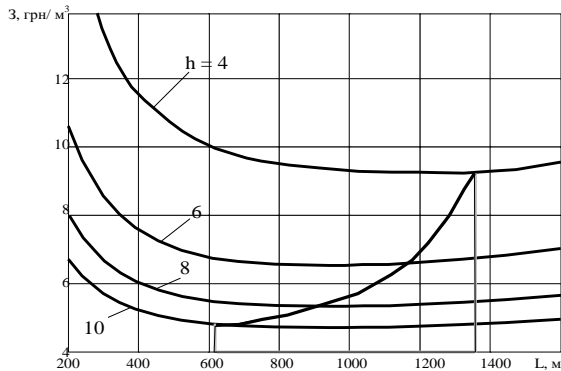


Рис. 4. Залежність витрат на НТР (z) від довжини блоку (L) при різних значеннях висоти вибою (h) з урахуванням ширини заходки (l_s)

Криві площини з'єднують точки оптимальних значень довжини фронту робіт при різній висоті вибою. На рис. 4 видно, що загальні витрати пов'язані з довжиною фронту, знижуються зі збільшенням висоти вибою, а зі збільшенням довжини фронту спочатку різко знижуються, досягаючи мінімальних значень, потім поступово зростають. Оптимальна довжина блоку зі зменшенням висоти вибою – збіль-

шується. Область оптимальної довжини фронту робіт екскаватора при можливих значеннях висоти вибою показана штрихуванням. Так, економічно доцільною для екскаватора ЕКГ-5А є довжина фронту не менше 600 м, враховуючи, що висота вибою для цього екскаватора на практиці може змінюватися від 15 до 4 м.

Крім того були проведені дослідження спільного впливу параметрів вибою й гірничо-технологічних факторів на продуктивність виймально-навантажувального устаткування. Найбільш значимі фактори гірничотехнічного характеру, що спільно впливають на продуктивність устаткування, встановлені за допомогою факторного аналізу. До них відносяться: висота вибою, ширина екскаваторної заходки та якість підривання, що виражається кусковатістю підірваної гірничої маси (діаметром середнього куска).

У результаті обробки хронометражних спостережень на кар'єрах Кривбасу отримані наступні залежності: при роботі екскаватора ЕКГ-5А в комплексі із залізничним транспортом

$$Q_T = 293,3 - 0,33d_{cep} - 1,4\alpha - 0,7f + 0,54hv + 2,1; \eta = 0,89; \quad (7)$$

ЕКГ-5А – при роботі з автотранспортом

$$Q_T = 437,01 - 0,33d_{cep} - 0,08\alpha - 2,29f + 10,21hv - 11; \eta = 0,9; \quad (8)$$

ЕКГ-10 – при роботі з автотранспортом

$$Q_T = 695,7 - 0,05d_{cep} - 1,06\alpha - 18,7f + 10,7hv + 3; \eta = 0,75, \quad (9)$$

де Q_T – продуктивність виймально-навантажувального та транспортного устаткування, (м³/год.); d_{cep} – діаметр середнього куска гірничої маси, м; f – коефіцієнт міцності гірських порід за шкалою проф. Протодьяконова; hv – висота вибою, м; η – тіснота зв'язку проведених розрахунків.

Отримані залежності можуть бути використані для прогнозування продуктивності по гірничій масі при оперативному плануванні виймально-навантажувальних і транспортних робіт у кар'єрах, що дозволить підвищити ймовірність виконання планових завдань і позитивно вплине на підвищення ефективності ВГТ.

Досвід експлуатації кар'єрів Кривбасу також підтверджує, що інтенсивність гірничих робіт у кар'єрах із застосуванням автомобільного транспорту на нижніх і залізничного на верхніх горизонтах обмежується швидкістю просування фронту робіт. Учені рекомендують визначати інтенсивність за формулою, м/рік

$$v = \frac{Q}{hL}, \quad (10)$$

де Q – продуктивність екскаватора, м³/рік; h – висота уступу, м; L – довжина екскаваторного блоку, м.

Інтенсивність просування бортів кар'єру в загальному випадку неоднакова у зв'язку з різною довжиною екскаваторних блоків на робочих горизонтах кар'єру. Відомо, що між швидкостями руху елементів робочої зони існує певний взаємозв'язок. Припустима швидкість поглиблення кар'єру складає

$$h_r = \frac{Q}{hL_\sigma(ctg\varphi + ctg\beta)}, \quad (11)$$

де φ – кут укосу робочого борту; β – кут напрямку поглиблення кар'єру.

$$\varphi = \arccctg \frac{B + hctg\alpha}{h}. \quad (12)$$

де B – ширина робочої площадки, м.

Для збереження прийнятих розмірів робочих площадок на уступах робочого борту довжина екскаваторного блоку на кожному нижче розташованому горизонті повинна бути

$$L_1 \geq L_0 \frac{h_0 Q_i}{h_i Q_0}, \quad (13)$$

де L_0 – довжина екскаваторного блоку на обмежувачому горизонті, м; h_0 й h_i – висота уступів, відповідно, на обмежувачому і i -му горизонтах, м; Q_0 , Q_i – продуктивність екскаваторів на обмежувачому й i -му горизонтах, м³/рік.

Довжину блоку, залежно від його довжини на обмежувачому горизонті, можна виразити наступною формулою

$$L_1 = L_0 \frac{h_0 B_0 Q_i}{h_i B_i Q_0}, \quad (14)$$

де B_0 і B_i – просування фронту робіт на обмежувачому та i -му горизонті за період поглиблення на один уступ, м.

Із формул (13) і (14) знаходимо довжину екскаваторного блоку на кожному горизонті будь-якого робочого борту залежно від довжини блоку на обмежувачому горизонті, м

$$L_{ij} = L_0 \frac{h_0 B_{0i} Q_i}{h_i B_{ij} Q_0}, \quad (15)$$

де B_{0i} – довжина екскаваторного блоку на обмежувачому горизонті одного з бортів кар'єру, м; B_{ij} – просування фронту робіт на i -му горизонті j -го борту, м; B_i – просування фронту робіт на обмежувачому горизонті того ж борту при зниженні гірничих робіт у кар'єрі на один уступ, м.

Знаючи довжину рудного фронту на кожному горизонті кар'єру при даній глибині гірничих робіт, можна визначити кількість екскаваторів на видобувачому горизонті

$$m_i = L_0 \frac{h_i Q_0}{h_0 B_{0i} L_{0i} Q_p} \sum_{i=1}^r l_{ij} B_{ij}, \quad (16)$$

де Q_p – продуктивність екскаватора по руді, м³/рік.

Із (16) легко визначити необхідну довжину екскаваторного блоку на обмежувачому горизонті одного з бортів кар'єру, м

$$L_{0i} = L_0 \frac{Q_0}{h_0 A_p B_{ij}} \sum_{i=1}^k h_i \sum_{i=1}^r l_{ij} B_{ij}. \quad (17)$$

Підставляючи вираз (14) у формулу (16), одержуємо необхідну довжину екскаваторного блоку на кожному горизонті будь-якого робочого борту, м

$$L_{ij} = L_0 \frac{Q_i}{h_i A_p B_{ij}} \sum_{i=1}^k h_i \sum_{i=1}^r l_{ij} B_{ij}. \quad (18)$$

Отримані висота уступу та довжина екскаваторного блоку забезпечують інтенсивність розвитку гірничих робіт у кар'єрі, що необхідна для виконання заданої продуктивності по корисній копалині в конкретних гірничотехнічних умовах розробки залізрудного родовища. При цьому продуктивність кар'єру по корисній копалині можна виразити як функцію від параметрів елементів системи розробки, м³/год

$$A_p = L_0 \frac{Q_0}{h_0 B_{0i} L_{0i}} \sum_{i=1}^k h_i \sum_{i=1}^r l_{ij} B_{ij}, \quad (19)$$

де k – кількість видобувних горизонтів.

Вихідні дані для розрахунку параметрів системи розробки одержують із погоризонтних планів, на яких відбудовують положення фронту робіт на момент розкриття й підготовки кожного горизонту.

Висновки та перспективи розвитку напрямку. Наведені результати дослідження дають можливість розраховувати основні показники системи розробки корисних копалин в умовах застосування комбінованого транспорту та управляти ними для забезпечення підвищення ефективності видобутку й переробки залізної руди відкритим способом на завершальному етапі відпрацювання родовища.

Сукупність розглянутих підходів дозволяє визначити також раціональний режим гірничих робіт, що має важливе значення та є суттєвим для підвищення ефективності відкритої гірничої технології в цілому на гірничодобувних підприємствах.

На основі встановлених закономірностей визначення основних параметрів робочої зони та застосування раціональних технологічних схем формування кар'єру на глибоких горизонтах необхідно продовжити дослідження в напрямі оптимізації параметрів гірничих робіт

з обґрунтуванням інтенсивності розвитку робіт при подальшій експлуатації залізрудних кар'єрів до проектних відміток.

Список літератури / References

1. Справочник: Открытые горные работы / [К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Виноцкий и др.] – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.

Trubetskoy, K.N., Potapov, M.G. and Vinitskiy, K.Ye. (1994), *Spravochnik: Otkrytye Gornye Raboty* [Reference Book: Open-Cast Mining], Gornoye Byuro, Moscow, Russia.

2. Арсентьев А.И. Производительность карьеров / Арсентьев А.И. // Санкт-Петербургский горный институт – СПб., 2002. – 85 с.

Arsentyev, A.I. (2002), *Proizvoditelnost karyerov* [Open Casts' Performance], St. Petersburg Mining Institute, St. Petersburg, Russia.

3. Дриженко А.Ю. Открытая разработка железных руд Украины: состояние и пути совершенствования / А.Ю. Дриженко, Г.В. Козенко, А.А. Рыкус – Полтава: Полтавский литератор, 2009. – 452 с.

Drizhenko, A.Yu., Kozenko, G.V. and Rykus, A.A. (2009), *Otkrytaya razrabotka zheleznykh rud Ukrainy: sostoyaniye i puti sovershenstvovaniya* [Open-Cast Mining of Iron Ore in Ukraine: State and Ways of Development], Poltavskiy Literator, Poltava, Ukraine.

4. Ковальчук В.А. Планирование режима гірничих робіт у кар'єрах / В.А. Ковальчук, Т.М. Ковальчук – Кривий Ріг: Видавн. центр КТУ, 2009. – 211 с.

Kovalchuk, V.A. and Kovalchuk, T.M. (2009), *Planuvannia rezhymu hirnychkykh robit u karierakh* [Planning of Mining Work Mode at Open Cast Mines], Publishing Center of KTU, Kryvyi Rih, Ukraine.

Цель. Установление закономерностей влияния параметров систем разработки на целесообразность дальнейшего применения открытой горной технологии на глубоких карьерах железорудных месторождений.

Методика. Разработана методика обоснования рациональных технологических схем и определения основных параметров элементов систем разработки, в частности, последовательности перемещения уступов и направления отрабатывания глубоких карьеров, определение оптимальных размеров ширины рабочей площадки, длины экскаваторного блока и интенсивности горных работ в целом.

Результаты. Полученные аналитические расчеты ширины рабочей площадки, высоты уступа и длины экскаваторного блока обеспечат необходимую интенсивность развития горных работ на глубоких горизонтах в карьере, которые целесообразно учитывать при определении заданной производительности по полезному ископаемому в конкретных горнотехнических условиях разработки железорудного месторождения.

Научная новизна. Установление зависимостей минимальных затрат на выемочные и погрузочно-транспортные работы (ПТР) от оптимальной длины экскаваторного блока при различных значениях воз-

можной высоты забоя с учетом ширины заходки по низу позволит обеспечить эффективность открытой горной технологии на завершающем этапе отрабатывания залежей железорудного месторождения.

Практическая значимость. Совокупность рассмотренных подходов позволяет определять рациональный режим и оптимальные параметры горных работ на карьерах, что имеет важное значение для повышения эффективности открытой горной технологии. С учётом установленных закономерностей определения основных параметров рабочей зоны и применения рациональных технологических схем формирования карьера на глубоких горизонтах, можно обосновывать интенсивность развития работ при дальнейшей разработке железорудных карьеров.

Ключевые слова: карьер, ширина рабочей площадки, длина экскаваторного блока

Purpose. To establish the influence of the regularities of mining system parameters on the feasibility of further use of open mining technology in deep open-cast mines at iron ore deposits.

Methodology. We have developed the method of rational technological schemes justification and definition of the basic parameters of development system elements, in particular, the sequences of benches movement and the direction of deep open casts mining, determination of the optimal site width, the length of the excavating unit and mining intensity in general.

Findings. The obtained analytical calculations of the site width, the bench height and length of the excavating unit might provide the necessary intensity of mining operations in the deep levels in an open-cast mine. It is reasonable to consider these characteristics for determination of the given performance of minerals in specific mining-engineering conditions of iron ore deposit development.

Originality. Establishing of the dependence of minimum cost of excavation and extraction-and-loading on the optimal length of the excavating unit at different values of possible face height taking into account the stope width at the bottom might ensure the effectiveness of the open-cast mining technology on the final stage of the iron ore deposit development.

Practical value. The considered set of approaches makes it possible to determine the rational mode and optimal parameters of mining in open-cast mines, which is important for improving the efficiency of open-cast mining technology. Taking into account the established regularities of defining the basic parameters of the working area and the applied rational technological schemes of open cast formation at deep levels, we are able to justify the intensity of mining works in the further development of iron ore deposits.

Keywords: open pit, site width, length of excavating unit, intensity

Рекомендовано до публікації докт. техн. наук А.Ю. Дриженком. Дата надходження рукопису 24.04.13.