

В.К. Слободянюк, к.т.н., доц.
О.В. Письменний, магістрант
М.М. Данілов, магістрант
В.С. Саприкін, магістрант
Криворізький технічний університет

ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ВІДПРАЦЮВАННЯ КРУТИХ ШАРІВ ПРИ ПОЕТАПНІЙ РОЗРОБЦІ КРУТОНАХИЛЕНИХ РОДОВИЩ

У статті узагальнені результати дослідження та досвід проектування технологічних схем виробництва розкривних робіт, які забезпечують необхідну інтенсифікацію їхнього виробництва та досягнення заданої продуктивності кар'єру по руді.

За останні десятиліття на кар'єрах України і країн СНД склалися тяжкі гірничо-технологічні умови у зв'язку з відставанням виробництва розкривних робіт. Заборгованість по розкривних роботах на окремих підприємствах становить від 10 до 60 млн. м³ і погрожує призвести до зменшення продуктивності й погіршення економічних показників підприємств. У зв'язку з цим питання інтенсифікації розкривних робіт мають особливу практичну цінність.

Вітчизняною та зарубіжною практикою відкритих гірничих робіт доведена висока техніко-економічна ефективність поетапної технології відпрацювання глибоких кар'єрів, яка дозволяє стабілізувати поточний коефіцієнт розкриття на значеннях, близьких до середнього [1], [2], [3]. Надійність досягнення планових показників з видобутку руди при використанні даної технології пов'язана з кількістю, параметрами та строком відпрацювання кожного з етапів. У той же час кількість та параметри етапів здійснюють вплив на транспортну схему кар'єру та експлуатаційну продуктивність виймально-навантажувального та транспортного обладнання і як наслідок – на час відпрацювання етапу при наявному парку виймально-навантажувального та транспортного обладнання.

У роботах, які присвячуються дослідженню динаміки розвитку гірничих робіт у глибоких кар'єрах та інтенсифікації виробництва розкривних робіт, приділено недостатньо багато уваги питанню взаємозв'язку часу відпрацювання чергового етапу з необхідністю забезпечення заданої продуктивності кар'єру по руді, з точки зору досягнення необхідної інтенсивності розкривних робіт, за технологічними та організаційними умовами їхнього виконання. Таким чином, існує важлива науково-виробнича задача, розв'язання якої потребує детального дослідження впливу структури комплексів розкривного гірничо-транспортного обладнання та технологічних схем виробництва розкривних робіт і впливу послідовності та тривалості кожного технологічного процесу на інтенсивність гірничих робіт та досягнення цільової продуктивності кар'єру по руді.

Як об'єкт дослідження був обраний кар'єр №1 ЦГЗК як найбільш проблематичний щодо заборгованості по розкривних роботах серед кар'єрів Кривбасу. З метою підтримання продуктивності кар'єру по руді на досягнутому рівні розглянута ділянка борта кар'єру повинна бути відпрацьована протягом одного року (головний критерій оцінки порівнювальних схем). Об'єм розкривних порід визначається, виходячи з довжини фронту робіт та необхідної величини річного горизонтального посування, яке, в свою чергу, визначається з необхідної продуктивності кар'єру та відкритої рудної площі.

На даний момент передбачається інтенсифікація гірничих робіт у північній частині кар'єру з постановкою західного борта кар'єру на проектний контур. При цьому необхідно зберегти продуктивність кар'єру на рівні 5,5 млн. т/рік.

Аналіз розвитку робочої зони у північній частині кар'єру дозволив встановити, що середня швидкість пониження видобувних робіт у період 2005–2007 р.р. повинна становити 17,8 м/рік. Тоді величина річного горизонтального посування визначиться з виразу, м/рік:

$$L = h_e (ctg\varphi - ctg\gamma) \quad (1)$$

і складе 39 м/рік,

де h_e – швидкість пониження видобувних робіт, м/рік; γ – кут падіння рудного тіла, град.; φ – кут укосу робочого борта кар'єру, град.

На основі дослідження фізико-механічних властивостей порід, які складають борт кар'єру, було встановлено, що максимальний кут укосу неробочого борта кар'єру складає 35°. На розглянутій ділянці (гор. +40м–гор. –134 м) даний кут утворюється при подвоєнні уступів та площадках шириною 33,5 м [4].

Для порівняння були обрані дві схеми відпрацювання північної ділянки західного борта кар'єру: базова (з використанням існуючого гірничо-транспортного комплексу) та спільна (з використанням гідравлічного екскаватора типу “зворотна лопата”).

Відпрацювання розглянутої ділянки борта кар'єру за базовою схемою виконується у наступній послідовності. Після висадження здвоєного уступу його відпрацювання проводиться двома уступами рівної висоти. Відпрацювання кожного уступу ведеться поперечними заходками. Для забезпечення транспортом екскаватора, який відпрацьовує верхній уступ, необхідно при відпрацюванні нижнього уступу залишати частину розвалу висадженої породи під транспортну смугу.

Рух автосамоскидів, які обслуговують нижній екскаватор, здійснюється по транспортній смугі, що розташовується на частині знову створюваної берми безпеки. Берма безпеки утвориться після просування екскаватора, який відпрацьовує нижній уступ, із залишенням розвалу породи для транспортної смуги з обслуговування верхнього екскаватора. Після відпрацювання нижнім екскаватором раніше залишеного розвалу породи утворюється берма безпеки необхідної ширини.

Ширина розвалу, що залишається під транспортну смугу (по підшві t) розраховується з умови рівності ширини транспортних смуг для обслуговування верхнього $M_{\text{верх}}$ й нижнього уступів $M_{\text{ниж}}$ (рис. 1). Ширина транспортної смуги для обслуговування екскаватора, який відпрацьовує верхній уступ, визначається з виразу $M_{\text{верх}} = t - h(\text{ctg}\gamma - \text{ctg}\alpha)$ м, а для нижнього уступу $M_{\text{ниж}} = B - t$, м, де h – висота уступу, м; B – ширина запобіжної берми, м; α – кут укосу робочого уступу, град; γ – кут укосу розвалу породи, що залишається для транспортної смуги, град.

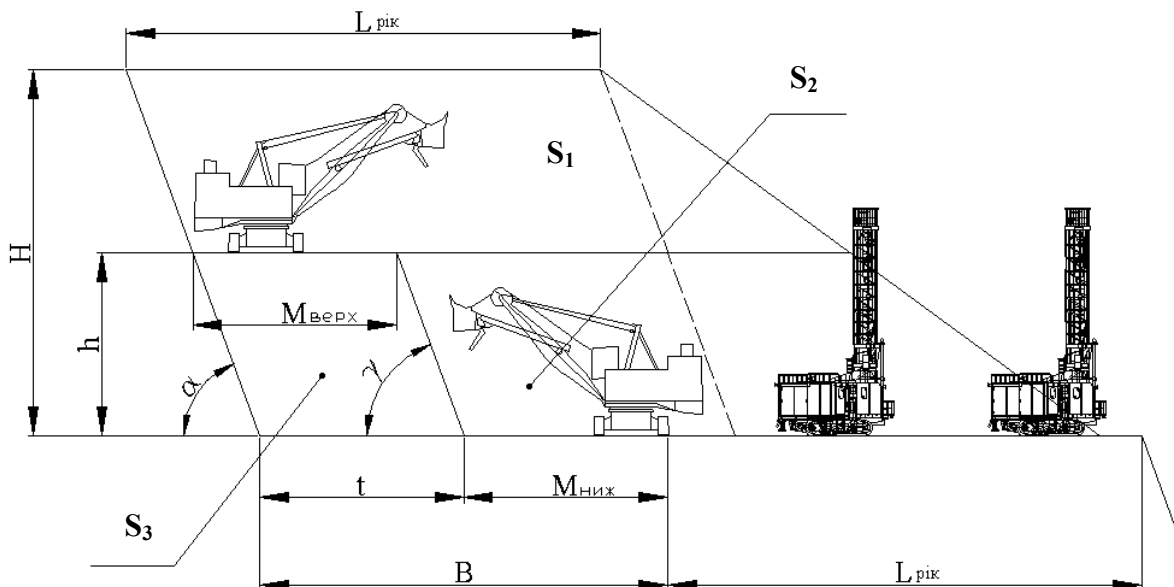


Рис. 1. Основні параметри базової схеми

Зрівнявши $M_{\text{верх}} = M_{\text{ниж}}$ та підставивши отримані вирази $t - h(\text{ctg}\gamma - \text{ctg}\alpha) = B - t$, отримаємо формулу визначення ширини розвалу транспортної смуги по підшві, м:

$$t = \frac{B + h(\text{ctg}\gamma - \text{ctg}\alpha)}{2} \quad (2)$$

Визначивши ширину розвалу, що залишається, під транспортну смугу, визначають площі поперечних перерізів уздовж борта кар'єру для верхнього й нижнього уступу (рис. 1): S_1 – площа поперечного перерізу верхнього уступу, м^2 ; S_2 – площа поперечного перерізу нижнього уступу (враховуючи транспортну смугу для верхнього уступу), м^2 ; S_3 – площа поперечного перерізу транспортної смуги, м^2).

Визначивши параметри розвалу висадженої породи й змінну продуктивність екскаватора ($Q_{\text{зм}}$), швидкість просування верхнього екскаватора вздовж борта кар'єру складе $v_{\text{верх}} = Q_{\text{зм}}/S_1$, м/зм., а нижнього з урахуванням необхідності збереження транспортної смуги – $v_{\text{нижн}} = Q_{\text{зм}}/(S_2 - S_3)$, м/зм. При відпрацюванні транспортної смуги швидкість просування екскаватора уздовж борта кар'єру складе $v_{\text{тр}} = Q_{\text{зм}}/S_3$ м/зм. Час відпрацювання верхнього уступу складе, змін

$$T_{\text{верх}} = \frac{l}{v_{\text{верх}}} + t' \frac{l}{L_{\text{блок}}} + k, \quad (3)$$

де l – довжина фронту гірничих робіт, м; t' – час підготовки масового вибуху, змін.; $L_{\text{блок}}$ – довжина блоку, що підривається, обсяг якого забезпечує невинну роботу екскаватора на верхньому уступі протягом місяця, м. Довжина блоку визначиться з виразу $L_{\text{блок}} = 60 \times v_{\text{верх.}}$, м; $k = 10$ – позапланові простої, які залежать від технічного стану виймально-навантажувального обладнання, змін.

Після початку відпрацювання верхнього уступу відпрацювання нижнього уступу почнеться після просування екскаватора на верхньому уступі на певну відстань, що забезпечує безпечну й неперервну роботу екскаваторів. Дана відстань, у випадку перевищення швидкості просування нижнього екскаватора над швидкістю просування верхнього екскаватора, визначиться з виразу, м:

$$L = b + r + \left(T_{\text{верх.}} - \frac{b+r}{v_{\text{верх.}}} \right) \cdot (v_{\text{ниж.}} - v_{\text{верх.}}), \quad (4)$$

де b – площадка, необхідна для маневрування автосамоскидів, м; r – резерв, який залишається між верхнім і нижнім екскаваторами, м.

У протилежному випадку вираз (4) прийме вигляд: $L = b + r$, м.

Тоді відпрацювання нижнього уступу почнеться через $T = L/v_{\text{верх.}}$, змін після початку роботи екскаватора по відпрацюванню верхнього уступу.

Час відпрацювання нижнього уступу складається з часу відпрацювання зовнішньої частини розвалу й часу відпрацювання залишеної раніше транспортної смуги й визначається з виразу, змін.:

$$T_{\text{ниж.}} = \frac{l}{v_{\text{ниж.}}} + t' \frac{l}{L_{\text{блок.}}} + k + \frac{l}{v_{\text{тр.}}} \quad (5)$$

Використання в даній схемі поперечних заходок і розміщення транспортних комунікацій на бермах дозволяє втягнути у відпрацювання кілька здвоєних уступів.

Для початку відпрацювання верхнього уступу наступного здвоєного уступу необхідно, щоб екскаватор, що відпрацьовує нижній уступ поточного здвоєного уступу, посунувся уздовж борта кар'єру на відстань, що забезпечує безпечну й невинну роботу екскаватора по відпрацюванню верхнього уступу наступного здвоєного уступу протягом місяця.

Необхідна відстань визначиться з виразу: $dL = L_{\text{блок}} + c$, м, де c – відстань від блоку, що підривається, до нижньої бровки нижнього уступу поточного здвоєного уступу, м.

Тоді відпрацювання верхнього уступу нижче розташованого здвоєного уступу почнеться через $\Delta T = dL/v_{\text{нижн.}} + t'$, змін., після початку робіт на нижньому уступі поточного здвоєного уступу.

На рис. 2–6 представлена динаміка відпрацювання заданої ділянки борта кар'єру за базовою схемою.

Таким чином, за розглянутими вище формулами можна визначити час уведення у відпрацювання кожного наступного уступу щодо попереднього й визначити тривалість відпрацювання кругого шару.

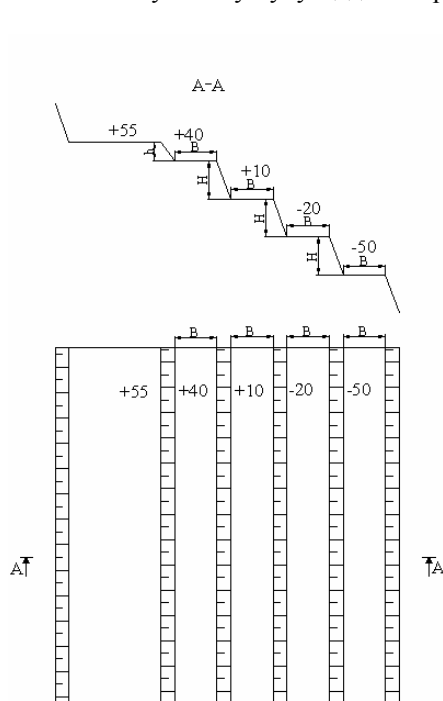


Рис. 2. Первісне положення борта кар'єру

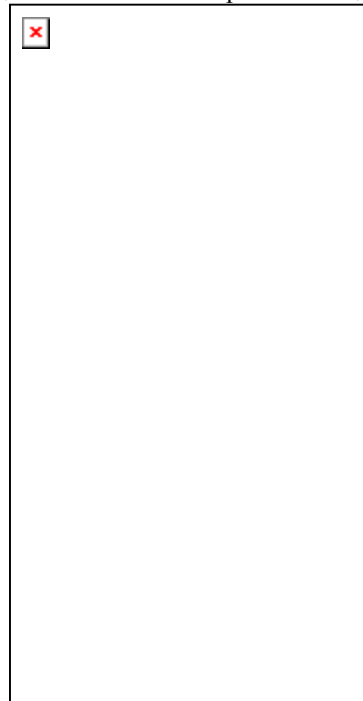


Рис. 3. Відпрацювання гор. +40м

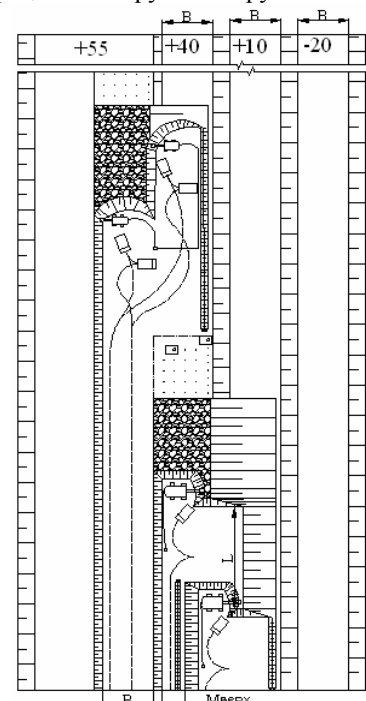


Рис. 4. Гірничі роботи на гор. +40м й +10м

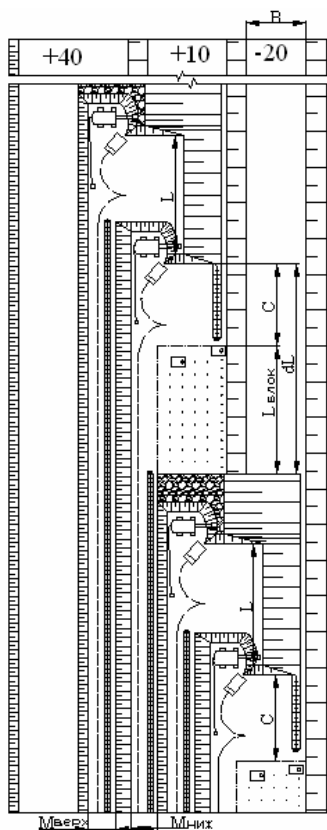


Рис. 5. Гірничі роботи на гор. +10м. й -20м

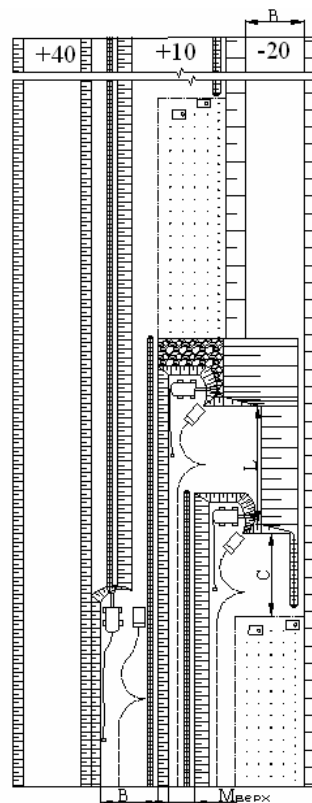


Рис. 6. Гірничі роботи на гор. -20м і відпрацювання транспортної смуги на гор. +10м з утворенням берми безпеки

За запропованою методикою був зроблений розрахунок часу, який витрачається на відпрацювання заданої ділянки борта кар'єру. Отримані результати наведені в табл. 1.

Таблиця 1

Динаміка відпрацювання заданої ділянки борта кар'єру при роботі за базовою схемою

№ горизонту	Початок робіт, змін.	Закінчення робіт, змін.
40	0	96
25	48	226
10	75	302
-5	149	326
-20	176	403
-35	250	427
-50	277	504
-65	351	528
-80	378	604
-95	452	629
-110	478	705
-122	631	778
-134	647	825

Отримані результати показують, що запланований обсяг розкривних робіт виконується за 825 змін проти 680 змін, необхідних для підтримання продуктивності кар'єру по руді.

Запропонована базова схема має наступні переваги порівняно зі схемами, які застосовуються на сьогоднішній день:

- запропонована конструкція борта кар'єру дозволяє використати технологію крутого шару;

- перехід від поздовжніх заходок до поперечних дозволяє втягнути у відпрацювання кілька здвоєних уступів (2–3) з відпрацюванням їх на всю ширину крутого шару;
- дана схема передбачає використання існуючого гірничо-транспортного обладнання.

До недоліків розглянутої схеми належать:

- складна транспортна схема, що передбачає однобічний рух автосамоскидів;
- підвищені питомі витрати ВР при висадженні здвоєного уступу;
- жорстка залежність виконання графіка відпрацювання борта кар'єру від справності екскаваторів. Так, при відпрацюванні верхнього уступу здвоєного уступу допускається зупинка екскаватора на час $t_{\text{зап.}} = r/v_{\text{нижн.}}$, змін.

Спільна схема. Робота з даної схеми передбачає відпрацювання здвоєного уступу з використанням двох типів виймально-навантажувального обладнання: пряма мехлопата й зворотна гідравлічна лопата. Для відпрацювання верхньої частини уступу використовується екскаватор R994В фірми LIEBHERR. Для 30 м уступу висота верхнього шару складе 8 м (максимальна глибина черпання), а для 24 м – 6 м. Гідравлічний екскаватор робить відпрацювання поперечними заходками на всю ширину крутого шару. Нижню частину уступу відпрацьовують дві мехлопати ЭКГ-8УС широкими поздовжніми заходками рівної величини (зигзагоподібна траєкторія руху). Подача автотранспорту для обох видів виймально-навантажувального обладнання здійснюється за знову утвореними бермами (рис. 7.)

Після визначення параметрів розвалу гірської породи й продуктивності екскаваторів швидкості їхнього просування складуть: R994В – $v_1 = 12,9$ м/зм., ЭКГ-8УС – $v_2 = 6,3$ м/зм. (зовнішня заходка) і $v_3 = 5,1$ м/зм. (внутрішня заходка). Мінімальна відстань між екскаваторами R994В й ЭКГ-8УС (у зовнішній заходці) – $l_1 = 50$ м, а між екскаваторами в зовнішній і внутрішній заходці – $l_2 = 50$ м. Відстань від екскаватора у внутрішній заходці до бурового блока $s = 70$ м.

Після початку відпрацювання верхнього шару гідравлічним екскаватором, введення в роботу екскаватора ЭКГ-8УС (у зовнішній заходці) можливе через $\Delta T_1 = l_1/v_1$, змін. Відпрацювання внутрішньої заходки почнеться ще через $\Delta T_2 = l_2/v_2$, змін.

Таким чином, фактором, що обмежує тривалість відпрацювання здвоєного уступу є швидкість просування екскаватора у внутрішній заходці. Час відпрацювання здвоєного уступу визначиться за формулою, змін.:

$$T = \frac{l}{v_3} + \Delta T_1 + \Delta T_2 + t' \frac{l}{L_{\text{блок}}} + k. \quad (6)$$

Також, як і у базовій схемі, відпрацювання уступу на всю ширину річного посування дозволяє втягнути у відпрацювання одночасно кілька уступів.

Для початку відпрацювання нижче розташованого здвоєного уступу необхідно створити місячний запас для безперебійної роботи для обмежуючого екскаватора (екскаватор у внутрішній заходці). Однак після відпрацювання блока такої довжини ліквідується мінімальна відстань між екскаваторами в зовнішній і внутрішній заходках (l_2). Тоді простій екскаватора у внутрішній заходці складе $\Delta T_1 + \Delta T_2$. Для безперебійної роботи екскаватора у внутрішній заходці необхідна додаткова відстань, яку він пройде за час введення в роботу екскаватора в зовнішній заходці. Ця відстань складе: $\Delta L = v_3 \times l_1/v_1$, м. Тоді мінімальна довжина блока визначиться з виразу:

$$L_{\text{блок}} = 60 \cdot v_3 + \Delta L. \quad (7)$$

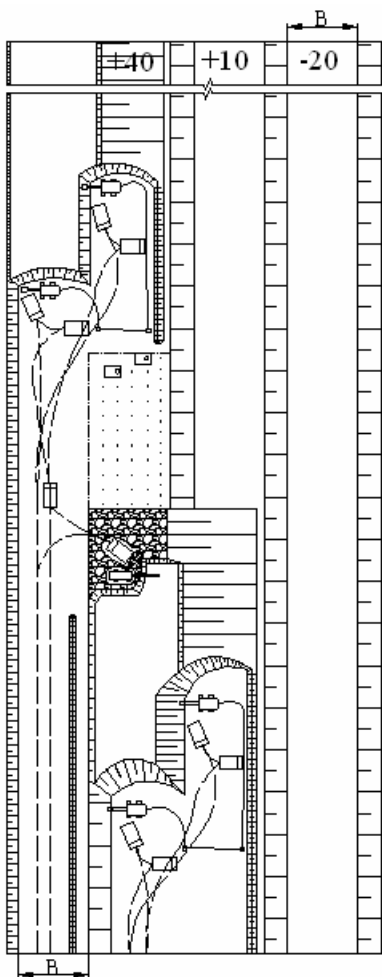


Рис. 7. Спільна схема відпрацювання зведеного уступу

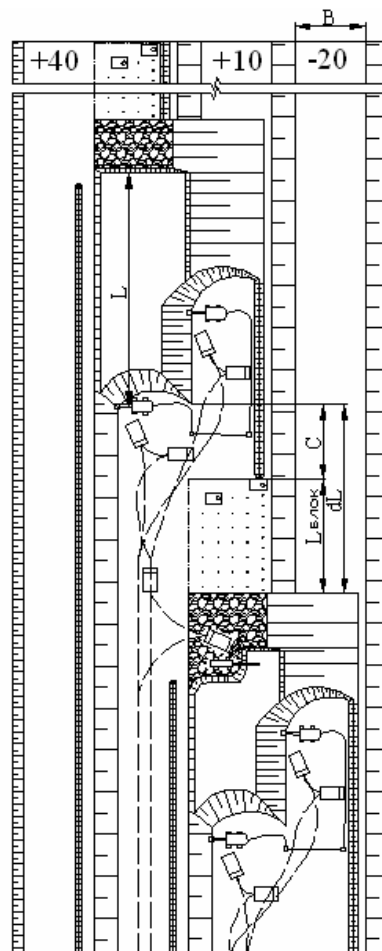


Рис. 8. Відпрацювання зведених уступів за спільною схемою при обслуговуванні одним екскаватором типу “зворотна лопата” двох уступів

Для початку відпрацювання нижче розташованого зведеного уступу необхідно, щоб екскаватор у внутрішній заходці просунувся на $dL = L_{\text{блок}} + c$, м. Тоді час початку його відпрацювання після початку робіт на поточному уступі складе, змін.:

$$\Delta T = \frac{dL}{v_3} + \Delta T_1 + \Delta T_2 + t' \tag{8}$$

Після вибуху блока нижче розташованого уступу час відпрацювання верхнього шару гідравлічним екскаватором складе: $T^{R994B} = L_{\text{блок}}/v_1$, змін. Таким чином, за даним виразом визначається час знаходження екскаватора R994B на нижче розташованому зведеному уступі при відпрацюванні верхньої частини висадженого блока. На цей період на вищерозташованому уступі повинен бути створений запас для безперебійної роботи обмежуючого екскаватора. Ця відстань визначається з виразу, м:

$$L = T^{R994B} \cdot v_3 + \Delta L \tag{9}$$

Даний запас дозволить використати гідравлічний екскаватор на двох уступах (рис. 8.), по черзі відпрацьовуючи верхній шар кожного. Для цього необхідно виконання наступної умови:

$$L_{\text{блок}} \geq 2 \cdot L \tag{10}$$

Скориставшись наведеними вище формулами, одержуємо час початку відпрацювання наступного уступу відносно попереднього для розглянутої ділянки борта кар'єру. Отримані дані зводимо в таблицю 2.

Таблиця 2

Динаміка відпрацювання заданої ділянки борта кар'єру при роботі за спільною схемою

№ горизонту	Початок робіт, змін	Закінчення робіт, змін
+40	0	72
+25	33	220
+10		
-5	127	313
-20		
-35	220	406
-50		
-65	314	500
-80		
-95	407	593
-110		
-122	531	663
-134		

З таблиці 2 видно, що дана схема дозволяє за 1 рік виконати запланований обсяг розкривних робіт. Запропонована схема має такі переваги порівняно з базовою схемою:

- транспортні комунікації розташовуються не на висадженій гірській масі, що підвищує їхню стійкість, і немає необхідності повторного проходу екскаватора для відпрацювання транспортної смуги як у базовій схемі;
- частковий підйом гірничої маси виймально-навантажувальним устаткуванням (на висоту шару, який відпрацьовується зворотною лопатою);
- ширина берм безпеки дозволяє організувати двосторонній рух автосамоскидів;
- використання високопродуктивної техніки підвищує техніко-економічні показники підприємства.

До недоліків спільної схеми можна віднести:

- складну організацію роботи екскаватора типу “зворотна лопата” при почерговому відпрацюванні шарів на двох здвоєних уступах;
- необхідність проведення планувальних робіт на покрівлі розвалу з метою розміщення на ній екскаватора і під'їздів автосамоскидів під навантаження;
- застосування нової техніки вимагає значних капітальних вкладень.

Провівши розрахунки для річного горизонтального посування 39, 33 й 26 м/рік були отримані дані тривалості відпрацювання заданої ділянки борта кар'єру (таблиця 3) і побудований графік залежності тривалості відпрацювання розглянутого в даній роботі кругого шару від величини горизонтального річного посування для розглянутих схем (рис. 9). Також за даними табл. 3 побудовані графіки залежності тривалості відпрацювання кругого шару від довжини фронту гірничих робіт при різних швидкостях горизонтального посування (рис. 10).

Таблиця 3

Тривалість відпрацювання розглянутого кругого шару (змін) від величини річного горизонтального посування ($L_{рік}$) й довжини фронту робіт

Довжина фронту, м	Базова схема	Спільна схема
Величина горизонтального посування, м/рік $L = 26$		
600	598	565
700	627	574
800	655	582
900	683	591
1000	712	599
Величина горизонтального посування, м/рік $L = 33$		
600	676	603
700	711	614
800	747	625
900	782	636
1000	822	646
Величина горизонтального посування, м/рік $L = 39$		
600	740	637
700	780	650
800	825	663

900	865	676
1000	909	689

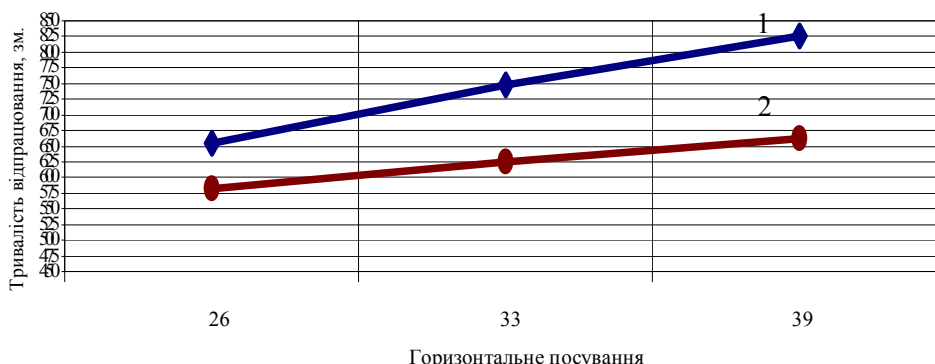


Рис. 9. Графіки залежності часу відпрацювання крутого шару від величини горизонтального посування при довжині фронту робіт 800м: 1 – базова схема; 2 – спільна схема

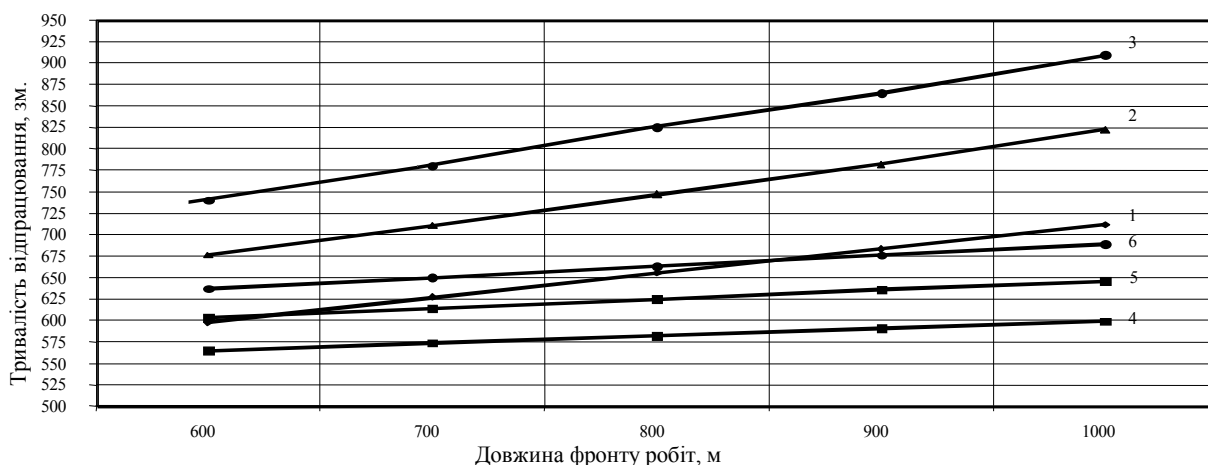


Рис. 10. Графіки залежності часу відпрацювання крутого шару від довжини фронту робіт при різних швидкостях горизонтального посування: 1, 2, 3 – робота за базовою схемою при горизонтальному посуванні 26, 33 й 39 м/рік; 4, 5, 6 – робота за сумісною схемою при горизонтальному посуванні 26, 33 й 39 м/рік

Із наведених графіків видно, що спільна схема більш ефективна як на період 2005–2007 років, так і при наступному зменшенні інтенсивності посування борта кар'єру. Перевага спільної схеми над базовою зростає при збільшенні величини горизонтального річного посування, що дозволяє рекомендувати її при більш інтенсивному відпрацюванні родовища. Також видно, що спільна схема більш ефективна порівняно з базовою схемою у широкому діапазоні зміни довжини фронту гірничих робіт.

Із графіків, представлених на рис. 9, видно, що інтенсивність збільшення часу відпрацювання при збільшенні швидкості горизонтального посування за базовою схемою вище, ніж при роботі за спільною схемою.

Таким чином, в результаті проведеного дослідження встановлено, що найбільший вплив на тривалість відпрацювання заданої ділянки борта кар'єру має час введення у відпрацювання наступного уступу. Були встановлені залежності часу, який витрачається на відпрацювання розглянутого крутого шару від довжини фронту робіт та величини річного горизонтального посування. Отриманий алгоритм розрахунку дозволяє вирахувати початок та закінчення відпрацювання кожного уступу, загальний час, що витрачається на відпрацювання крутого шару, а також врахувати спільні технологічні процеси та позапланові простої, пов'язані з надійністю виймально-навантажувального обладнання.

ЛІТЕРАТУРА:

1. Bruce A. Kennedy. Surface Mining 2nd edition. – Colorado 1990.
2. Бизов В.Ф. Бібліотека гірничого інженера. – Том XIII. – Відкриті гірничі роботи. – Кривий Ріг: Мінерал, 2004. – 341 с.
3. Корректировка проекта вскрытия и подготовки глубоких горизонтов карьера. – № 1. –ЦГОКа (II очередь углубки) Кривбасспроект. Арх. № 30784. – Кривой Рог, 2000. – 106 с.

4. Изыскание и выбор технологических схем интенсификации производства вскрышных работ в условиях карьера №1 ЦГОКа: Отчет о НИР. – Кривой Рог, 2004. – 223 с.

СЛОБОДЯНЮК Валерій Костянтинович – кандидат технічних наук, доцент кафедри відкритих гірничих робіт Криворізького технічного університету.

Наукові інтереси:

- методи та теорія проектування відкритої розробки крутонахилених родовищ корисних копалин;
- технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин.

ПИСЬМЕННИЙ Олександр Володимирович – магістрант Криворізького технічного університету.

Наукові інтереси:

- інтенсифікація розкривних робіт;
- імітаційне моделювання технологічних схем процесів відкритої розробки родовищ корисних копалин.

Тел.: 8-(056) 51-88-59.

ДАНІЛОВ Максим Миколайович – магістрант Криворізького технічного університету.

Наукові інтереси:

- технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин.

САПРИКІН Володимир Сергійович – магістрант Криворізького технічного університету.

Наукові інтереси:

- технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин.

Подано 25.09.2005

Слободянюк В.К., Письменний О.В., Данилов М.М., Сапрыкін В.С. Дослідження технологічних схем відпрацювання крутих шарів при поетапній розробці крутонахилених родовищ.

Слободянюк В.К., Письменний О.В., Данилов М.М., Сапрыкін В.С. Исследование технологических схем обработки крутых слоёв при поэтапной разработке крутонаклонных месторождений

V.K. Slobodjznuk, O.V. Pismenniy, M.M. Danilov, V.S. Saprykin Research of technological charts of treatment of steep layers at stage-by-stage development of steeply inclined deposits

УДК 622.271

Дослідження технологічних схем відпрацювання крутих шарів при поетапній розробці крутонахилених родовищ / В.К. Слободянюк, О.В. Письменний, М.М. Данилов, В.С. Сапрыкін //

В статті узагальнені результати дослідження та досвід проектування технологічних схем виробництва розкривних робіт, які забезпечують необхідну інтенсифікацію їхнього виробництва та досягнення заданої продуктивності кар'єра по руді.

УДК 622.271

Исследование технологических схем обработки крутых слоёв при поэтапной разработке крутонаклонных месторождений / В.К. Слободянюк, О.В. Письменний, М.М. Данилов, В.С. Сапрыкін //

В статье обобщены результаты исследований и опыт проектирования технологических схем производства вскрышных работ, которые обеспечивают необходимую интенсификацию их производства и достижение заданной производительности карьера по руде.

Research of technological charts of treatment of steep layers at stage-by-stage development of steeply inclined deposits / V.K. Slobodjznuk, O.V. Pismenniy, M.M. Danilov, V.S. Saprykin //

The results of researches and experience of planning of technological charts of production of overburden operations which provide necessary intensification of their production and achievement of the set productivity of quarry on an ore are generalized in the article.