

Разумова К.М.

Національний авіаційний університет

Темченко О.А.

Державний університет економіки і технологій

Шевчук Н.А.

Національний технічний університет України

«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

ОБГРУНТУВАННЯ ДОЦІЛЬНОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ КОМБІНОВАНИХ ТРАНСПОРТНИХ ТЕХНОЛОГІЙ ДЛЯ ЗАБЕСПЕЧЕННЯ ЕФЕКТИВНОЇ РОЗРОБКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ

У статті досліджено доцільність застосування комбінованих транспортних технологій задля забезпечення подальшої ефективної розробки залізорудних родовищ. Доведено, що успішний розвиток відкритої гірничої технології із позиції конкурентоспроможності разом із застосуванням оптимальних комплексів гірничотранспортного і виймально-навантажувального устаткування на залізорудних кар'єрах є актуальною науково-технічною проблемою, яка має важливе значення як для гірничо-металургійного комплексу, так і для національної економіки загалом. Нині для гірничого виробництва потрібно комплексно вирішувати проблеми посилення конкурентних позицій вітчизняних підприємств на зовнішніх ринках залізорудної сировини шляхом розробки і впровадження енергоефективних гірничо-транспортних технологій, які забезпечують оптимальну якість товарної продукції у ринкових умовах господарювання.

Окрім того зазначено, що сучасні умови господарювання вимагають створення ґрунтовної науково-методичної бази для надійного і досить оперативного обґрунтування доцільності модернізації транспортних комплексів, зокрема на основі вдосконалення схем комбінованого транспорту із використанням циклічно-поточної технології для зменшення витрат на розроблення родовищ на гірничозбагачувальних підприємствах з урахуванням суттєвих відмінностей у логістиці доставки видобутої корисної копалини до місць призначення. Успішна модернізація транспортних систем задля забезпечення подальшої ефективної розробки залізорудних родовищ у найближчій перспективі залежатиме від впровадження на вітчизняних гірничорудних підприємствах комплексних інвестиційних програм, спрямованих на застосування інноваційних енергозберігаючих технологій і прогресивних способів перевезення вантажів; установлення закономірностей зміни витрат на транспортування гірничої маси під час поглиблення гірничих робіт за схемами комбінованого транспорту залежно від їхніх параметрів; значного поліпшення рівня комплексної механізації вантажно-розвантажувальних і ремонтних робіт з одночасним зниженням негативного впливу транспорту на навколишнє середовище.

Ключові слова: комбінований транспорт, циклічно-поточна технологія, відкрита розробка, залізорудні родовища.

Постановка проблеми. Науково-технічні розробки із підвищення ефективності видобутку корисних копалин відкритим способом спрямовані на вирішення окремих важливих завдань технічного або технологічного характеру, тоді як для гірничого виробництва потрібно комплексно вирішувати проблеми посилення конкурентних позицій вітчизняних підприємств на зовнішніх ринках залізорудної сировини шляхом розробки і впровадження енергоефективних гірничотранспортних технологій, які забезпечують оптимальну якість товарної продукції. Здебільшого поза увагою зали-

шаються особливості формування технологічного складника ефективності гірничого виробництва, що вказує на відсутність теоретичних основ формування відкритої гірничої технології (ВГТ) із позиції забезпечення її конкурентоспроможності. Сучасні умови господарювання вимагають створення ґрунтовної науково-методичної бази для надійного і досить оперативного обґрунтування доцільності модернізації транспортних комплексів на гірничозбагачувальних підприємствах із урахуванням суттєвих відмінностей у логістиці доставки видобутої корисної копалини до місця призначення.

Аналіз останніх досліджень та публікацій.

За результатами аналізу науково-практичних праць варто зазначити, що в умовах збільшення глибини залізородних кар'єрів до 500 м середня відстань транспортування гірничої маси на вітчизняних кар'єрах становить 3-4 км. Причому частка витрат на транспортування доходить до 60% від загальних витрат виробництва із тенденцією до подальшого зростання зі збільшенням глибини кар'єру. Тому під час поглиблення гірничих робіт виникає об'єктивна потреба в удосконаленні схем комбінованого транспорту для зменшення витрат на розробку родовища. Вирішення цієї проблеми можливе на основі системного підходу до розгляду усіх технологічних процесів гірничого підприємства як єдиної організаційно-технологічної сукупності. У контексті ведення гірничих робіт за одночасного проєктування, будівництва, модернізації транспортних технологій, реконструкції, консервації і розконсервації окремих ділянок кар'єрів можна стверджувати, що конкурентоспроможність слід формувати на всіх етапах розробки родовища корисної копалини, особливо за збільшення поточної глибини кар'єрів.

Тому розвиток наукових основ формування відкритої гірничої технології із позиції конкурентоспроможності разом із застосуванням оптимальних комплексів гірничотранспортного і виймально-навантажувального устаткування на залізородних кар'єрах є актуальною науково-технічною проблемою, яка має важливе значення як для гірничо-металургійного комплексу, так і для національної економіки загалом.

За останні 20-30 років на залізородних кар'єрах України і країн далекого зарубіжжя спостерігається перехід від транспортних систем із дискретними вантажопотоками до систем із комбінованими вантажопотоками, створюваними автосамоскидами і стрічковими конвеєрами, які отримали назву циклічно-потоківих технологій (ЦПТ). Характерною особливістю цієї технології є застосування стаціонарних, рідше пересувних, дробарно-перевантажувальних вузлів для отримання розміру кусків руди і породи, що транспортуються, не більше 300...350 мм [1-9]. Водночас раніше проведені дослідження потребують наукового доповнення з урахуванням сучасних ринкових вимог, які висуваються для забезпечення подальшого ефективного застосування гірничотранспортних технологій на глибоких кар'єрах залізородних родовищ в умовах невизначеності.

Постановка завдання. Метою роботи є вдосконалення схем комбінованого транспорту

зادля зменшення витрат на розробку родовища на основі застосування оптимальних комплексів гірничотранспортного і виймально-навантажувального устаткування на залізородних кар'єрах.

Виклад основного матеріалу дослідження.

Основними факторами, які визначають необхідність зміни традиційних транспортних схем автотранспорту, є глибина кар'єру, що досягла на деяких із них 400-550 м, а на більшості великих кар'єрів – понад 350 м, та суттєва модернізація засобів кар'єрного автотранспорту із використанням автосамоскидів більшої вантажопідйомності (до 220 т), що спричинило збільшення їх габаритів. Ці самоскиди мають кращі тягово-динамічні характеристики, що дозволило розширити раціональну область їх застосування (табл. 1).

Використання ЦПТ водночас пов'язано з великими технологічними та організаційними складнощами, головними з яких є:

- необхідність перенесення дробарно-перевантажувальних пунктів через кожен 4-5 уступів (60...75 м) і навіть 6-7 уступів (90...105 м);

- відставання гірничих робіт під час реконструкції від установленого графіка, що примушує на період перенесення пунктів використовувати інші технологічні схеми;

- встановлення економічно доцільної межі застосування ЦПТ на глибоких залізородних кар'єрах.

Ефективне вирішення цих завдань вимагає значних інвестицій, витрат часу та організаційно-технологічних заходів, що суттєво впливає на ефективність ВГТ.

У дослідженні вирішення першого завдання пропонується створення концентраційних горизонтів за усією глибиною кар'єру для нормалізації роботи похилих підйомників за одночасної розробки великої кількості уступів. Внутрішньокар'єрним транспортом під час застосування концентраційних горизонтів зазвичай служить автомобільний транспорт.

Параметри концентраційного горизонту мають забезпечити мінімальну вартість доставки вантажу у загальній схемі кар'єрного транспорту від вибою до її підйому на денну поверхню. Під час вирішення питання переходу на ЦПТ слід визначити таку обставину. Межею переходу на комбінований транспорт служить глибина кар'єру H , за якої вартість переміщення гірничої маси наявними видами транспорту (автомобільним, залізничним) C_c дорівнюватиме, а потім буде більшим за вартість комбінованого транспорту C_{c*} .

Таблиця 1

Рекомендовані раціональні варіанти застосування комплексів виймально-навантажувального і транспортного устаткування у залізорудних кар'єрах під час розробки крутоспадаючих родовищ (оптимальні варіанти виділено курсивом)

Найменування параметрів	Тип і навантажувальність автосамоскида БілАЗ													
	7540 (32 т)		7547 (45 т)		7555 (55т)		7514 (120 т)		7513 (136 т)		7521 (190 т)		7530 (220 т)	
Об'єм платформи а/с, м ³	min	max	min	max	min	max	min	max	min	max	min	max	min	max
Висота навантаження, м	по борту	з шпункю	по борту	з шпункю	по борту	з шпункю	по борту	з шпункю	по борту	з шпункю	по борту	з шпункю	по борту	з шпункю
	3,3	4,10	3,54	4,38	3,48	4,51	5,0	6,25	4,8	6,25	6,05	7,8	5,81	7,38
Час встановлення автосамоскида під навантаження, хв.														
Наскрізна схема під їзда	0,4	0,4	0,4	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
Кільцева схема	0,5	0,5	0,5	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
Комбінована схема	0,6	0,6	0,6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Тупикова схема	0,7	0,7	0,7	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1
Час очікування навантаження, хв.														
	0,4-0,5	0,4-0,5	0,4-0,5	0,4-0,5	0,4-0,5	0,4-0,5	0,4-0,5	0,4-0,5	0,4-0,5	0,4-0,5	0,4-0,5	0,4-0,5	0,4-0,5	0,4-0,5
Час встановлення автосамоскида під розвантаження, хв.														
	1,0	1,0	1,0	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3
Кількість ковшів для завантаження автосамоскида / середній час завантаження автосамоскида, с. (хв.)														
Навантажувальні засоби: обсяг ковша – екскаватора або навантажувача, м ³	4-6	3 78 (1,3)	4 104 (1,73)	6 156 (2,6)	5 130 (2,2)	8 280 (3,5)	5 135 (2,25)	8 216 (3,6)	5 135 (2,25)	8 216 (3,6)	5 135 (2,25)	8 216 (3,6)	5 135 (2,25)	8 216 (3,6)
8-10				3 81 (1,35)	3 81 (1,35)	4 108 (1,8)	5 135 (2,25)	8 216 (3,6)	3 93 (1,55)	5 155 (2,58)	3 93 (1,55)	6 186 (3,1)	5 153 (2,54)	8 248 (4,13)
12-17						3 93 (1,55)	5 135 (2,25)	8 216 (3,6)	3 93 (1,55)	5 155 (2,58)	3 93 (1,55)	6 186 (3,1)	5 153 (2,54)	8 248 (4,13)
15-18						3 93 (1,55)	5 135 (2,25)	8 216 (3,6)	3 93 (1,55)	5 155 (2,58)	3 93 (1,55)	6 186 (3,1)	5 153 (2,54)	8 248 (4,13)
20-25							3 93 (1,55)	5 135 (2,25)	3 93 (1,55)	5 155 (2,58)	3 93 (1,55)	6 186 (3,1)	5 153 (2,54)	8 248 (4,13)
30-40							3 93 (1,55)	5 135 (2,25)	3 93 (1,55)	5 155 (2,58)	3 93 (1,55)	6 186 (3,1)	5 153 (2,54)	8 248 (4,13)

За умови рівності витрат глибину переходу на комбінований транспорт пропонується визначати за такою емпіричною формулою:

$$H = \frac{100z}{S\gamma l} + \frac{C_{a(z)}}{\alpha 1000 \sin \beta} - 0,75k_{TP}C_k, \quad (1)$$

$$\frac{C_{a(z)}k_{TP}}{i_k} - \frac{C_n}{1000 \sin \beta}$$

де z – вартість додаткових витрат на обладнання концентраційного горизонту, грн.;

S – середньозважена площа уступів, які підлягають відпрацюванню на цьому горизонті, м²;

u – об'ємна вага гірничої маси у масиві, т/м³;

l – крок переносу концентраційного горизонту, м;

α – кут підйому автоз'їзда, %;

β – кут ухилу підйомника, град;

$C_{a(z)}$ – собівартість 1 т-км переміщення автомобільним або залізничним транспортом, грн.;

C_k – собівартість 1 т-км переміщення вантажу комбінованим транспортом (похилим підйомником та автомобільним або залізничним транспортом), грн.;

C_n – собівартість 1 т-км переміщення вантажу потоковим транспортом, грн.;

k_{TP} – коефіцієнт розвитку траси;

i_k – керівний ухил підйому гірничої маси циклічним транспортом, %;

h – висота уступу, м.

Аналіз проведених розрахунків показує, що межа переходу на комбінований транспорт збільшується зі збільшенням первинних витрат на облаштування концентраційного горизонту. Практично глибина переходу перебуває у межах 100...150 м. За комбінованого транспорту витрати на підйом гірничої маси похилими підйомниками не залежать від кроку перенесення концентраційного горизонту. Витрати з доставки гірничої маси автотранспортом прямо залежать від останнього. Крок перенесення концентраційного горизонту повинен забезпечити найменші сумарні витрати автомобільного транспорту та монтажу перевантажувального пункту [10].

У загальному випадку крок перенесення концентраційного горизонту визначається з виразу:

$$l = 20 \sqrt{\frac{z i_p}{C_c' k_{TP} S \gamma}}, \quad (2)$$

Крок перенесення концентраційного горизонту за умови забезпечення мінімальної вартості підйому гірничої маси комбінованим транспортом визначається за формулою:

$$l_k = \sqrt{\frac{100z}{\left(\frac{C_c' k_{TP}}{4i_p} + \frac{C_k' K_{TP}}{\alpha 10000 \sin \beta}\right) S \gamma}}, \quad (3)$$

Зі збільшенням глибини кар'єру H середньозважена площа уступів, які відпрацьовуються, змінюється. Підставляючи значення $S=f(H)$ у вираження (6.2), ми одержимо величину оптимального кроку перенесення концентраційного горизонту залежно від глибини розробки:

$$l_n = \sqrt{\frac{z i_p}{[A - H(\text{ctg} \alpha + \text{ctg} \alpha')] [B - H(\text{ctg} \beta + \text{ctg} \beta')] \gamma k_{TP} C_c'}}, \quad (4)$$

де A, B – довжина та ширина проєктного контуру кар'єрного поля за поверхнею, м; α, α' – кути укосу борта кар'єру, що визначає більші підйоши еліпса, град.;

β, β' – кути укосу борта кар'єру, що визначають малі підйоши еліпса, град.

Вплив фактора часу на крок перенесення концентраційних горизонтів, а також спільний вплив часу і глибини ведення гірничих робіт представлено у формулах:

$$l_t = \sqrt{\frac{z i_p}{C_c' (1 - \Delta)^{h_r} S \gamma k_{TP}}}, \quad (5)$$

$$l_{Hr} = \sqrt{\frac{z i_p}{[A - H(\text{ctg} \alpha + \text{ctg} \alpha')] [B - H(\text{ctg} \beta + \text{ctg} \beta')] \gamma k_{TP} C_c' (1 - \Delta)^{h_r}}}, \quad (6)$$

де Δ – відносне зменшення вартості транспортування за містами; h_r – середньорічне зниження рівня гірничих робіт, м.

Мінімальний крок перенесення концентраційного горизонту визначається нулем за умови рівності економії, одержаної під час застосування комбінованого транспорту:

$$l_{min} = \frac{-C_c \left(H + \frac{h}{2} \right) + H C_k + \sqrt{\left[-C_c \left(H + \frac{h}{2} \right) + H C_k \right]^2 - \frac{200z}{5\gamma} \left(\frac{C_c}{2} - C_k \right)}}{\frac{C_c}{2} - C_k}, \quad (7)$$

Зміна величини оптимального кроку перенесення концентраційного горизонту залежно від урахування різних факторів, гірничо-геологічних і техніко-економічних показників роботи кар'єру представлена на рис. 1. За даними графіка, крок перенесення з урахуванням підйому гірничої маси бортом кар'єра потрібно приймати дещо меншим значення кроку перенесення, отриманого за умови забезпечення мінімуму витрат тільки внутрішньокар'єрного транспорту. Транспортування гірничої маси бортом кар'єра впливає на крок перенесення концентраційного горизонту переважно за невеликих значень вартості внутрішньокар'єрного автотранспорту. Наприклад, за $C_c = 2-4$ грн/ткм крок перенесення l (без урахування витрат на підйом гірничої маси) більше l_k (з урахуванням зазначених витрат) у 1,5-2 рази. У межах практичних значень

$C_c = 4$ – грн/ткм значення l й l_k також суттєво відрізняються.

Вибір місця закладення концентраційного горизонту здійснюється з урахуванням забезпечення мінімальних транспортних витрат внутрішнього автотранспорту. Порядковий номер уступу, на якому повинен обладнатися концентраційний горизонт, у загальному виді визначається з вираження:

$$n = \frac{\frac{k_c}{i_c}(1-3q) + \frac{k_n}{i_n}(2M+1+q)}{2\frac{k_c}{i_c}(1-q) + 2\frac{k_n}{i_n}(1-q)}, \quad (8)$$

де k_c, k_n – режимні коефіцієнти робіт автотранспорту відповідно у разі схилу і підйому; i_c, i_n – ухил автодороги відповідно на підйомі і спуску, %; M – кількість уступів; q – відносне скорочення обсягів гірничої маси на уступах, відн. один.

Дослідженнями встановлено, що місце розташування концентраційного горизонту для групи уступів значною мірою залежить від керівного підйому автошляхів.

Основну роль у визначенні раціонального місця розташування концентраційного горизонту має відношення:

$$\frac{i_c}{i_n} = d \quad (9)$$

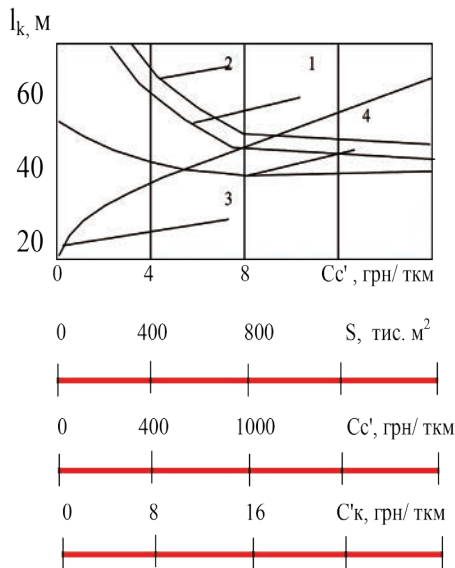


Рис. 1. Зміна шагу перенесення l_k концентраційного горизонту залежно від різних факторів у разі $l=35$ м та $l_{min}=23$ м

1 – $l_k = f(C_c')$; 2 – $l_k = f(S)$; 3 – $l_k = f(z)$; 4 – $l_k = f(C_k')$

Якщо $k_c = k_n$, то концентраційний горизонт розташовується всередині групи уступів. За рівних обсягів гірничої маси на всіх уступах раціональне

місцерозташування концентраційного горизонту визначається за формулою:

$$n = \frac{\frac{k_c}{i_c} + \frac{k_n}{i_n}(2M+1)}{2\left(\frac{k_c}{i_c} + \frac{k_n}{i_n}\right)}. \quad (10)$$

У разі значної площі розроблювальних уступів на концентраційному горизонті потрібно мати кілька місць розвантаження (у випадку застосування двох і більше похилих підйомників). Оптимальна відстань між пунктами розвантаження (або підйомниками) визначається за умови забезпечення мінімуму питомих витрат на внутрішньокар'єрний транспорт та обладнання перевантажувальних пунктів:

$$L = 20 \sqrt{\frac{z_d L_0}{C_c S \gamma l}} \quad (\text{км}), \quad (11)$$

де z_d – витрати на облаштування перевантажувального пункту, грн.; L_0 – загальний фронт видобувних і розкривних робіт на цьому горизонті, км.

Розрахунки, проведені для умов глибоких кар'єрів Кривбасу, показали, що відстань між пунктами розвантаження переважно залежить від витрат облаштування перевантажувальних пунктів, довжини фронту робіт на уступі, а також частково від кроку перенесення концентраційних горизонтів (до 10%) і кута схилу автотраси (1-2%). За довжини фронту робіт до 3 км оптимальні відстані між пунктами розвантаження становлять 1,2...1,5 км.

Під час вирішення другого завдання потрібно забезпечити формування раціональних технологічних схем роботи вантажно-транспортного комплексу кар'єру. Для цього ми досліджували взаємозв'язки вантажно-транспортних робіт за ЦПТ. Кількісні показники спільної роботи екскаваторів та автосамоскидів залежать від багатьох факторів: гірничо-геологічних умов, типу, моделі та фізичного стану устаткування, рівня системи диспетчеризації тощо. Однак у конкретних умовах головним є кількість автомашин, виділених для цього екскаватора. Вирішення цього завдання пропонується за допомогою апарату теорії масового обслуговування [11].

Єдиним методологічним апаратом установлення економічно доцільної межі застосування ЦПТ є варіантний підхід із використанням графо-аналітичних розрахунків. За критерій оцінки ефективності варіантів технологічних схем прийнято показники собівартості 1 т залізної руди дробильно-транспортної ланки за циклічної і ЦПТ. Із метою одержання показників порівнюваних схем визначення собівартості виконано з урахуванням трьох основних факторів: загальної річної продуктивності кар'єру P , відстані транспортування L і виду гірничо-транспортного

устаткування (вантажопідйомності автосамоскида Q і ширини конвейерної стрічки B).

Визначення економічних показників здійснюється за окремими технологічними процесами видобутку і переробки залізної руди.

Транспорт. Вартість конвейерного транспортування 1 т гірничої маси визначається за річними витратами:

$$C_k = \frac{A_r^k}{P} = \frac{C_{ам} + C_{утр} + C_{рем} + C_{ел} + C_{зн}}{P} \text{ грн./т, (12)}$$

де $C_{ам}$ – амортизаційні відрахування, грн;

$C_{утр}$ – утримання основних засобів, грн;

$C_{рем}$ – витрати на поточний ремонт, грн;

$C_{ел}$ – витрати на електроенергію, грн;

$C_{зн}$ – заробітна плата, грн.

Вартість автомобільних перевезень вантажу містить автомобільний $C_{ав}$ і дорожній C_0 складники:

$$C_a = C_{ав} + C_0, \text{ грн./т (13)}$$

Автомобільний складник вартості перевезення виражається такою залежністю:

$$C_{ав} = \frac{P_{np}(C_1 + C_2)}{P_a} + \frac{C_3 + C_4}{P_a} \text{ грн./т, (14)}$$

де P_{np} – змінний пробіг автосамоскида у вантажному і порожньому напрямках, км;

P_a – змінна продуктивність автосамоскида, т/змину;

C_1 – витрати на технічне обслуговування, ремонт і відновлення рухомого складу, грн.;

C_2 – витрати на паливо-мастильні матеріали, грн.;

C_3 – витрати на заробітну плату із соціальними відрахуваннями, грн./змину;

C_4 – накладні витрати, грн.

Дорожній складник автомобільних перевезень, який припадає на 1 т перевезеного вантажу, розраховується за формулою:

$$C_d = \frac{C'_d L}{\Gamma}, \text{ грн./т, (15)}$$

де C'_d – річні витрати на утримання, ремонт і відновлення 1 км кар'єрних шляхів, грн;

L – довжина кар'єрних шляхів, км; Γ – річний вантажообіг, т.

На підставі проведених розрахунків побудовані графіки залежності вартості перевезення 1 т вантажу конвейерним та автомобільним транспортом залежно від продуктивності кар'єру (рис. 2) і довжини відкочування (рис. 3).

Отримані залежності виражені емпіричними формулами:

1) вартість перевезення 1 т вантажу залежно від продуктивності кар'єру під час застосування конвейерного транспорту:

$$C'_k = aP^b \text{ (16)}$$

де a і b – коефіцієнти, які залежать від ширини стрічки і визначені у розмірах, зазначених у табл. 2.

2) вартість перевезення 1 т гірничої маси залежно від відстані транспортування конвейерним транспортом:

$$C_k^n = a_1 L \text{ (17)}$$

де a_1 – коефіцієнт, який залежить від ширини стрічки (за ширини конвейерної стрічки 1000, 1500, 2000, 2500, 3000 мм коефіцієнт a відповідно дорівнює 0,0029, 0,00205, 0,0018, 0,0016, 0,0014);

Таблиця 2

Коефіцієнти, що залежать від ширини конвейерної стрічки

Коефіцієнти	Ширина конвейерної стрічки, мм				
	1000	1500	2000	2500	3000
a	1920	2007	2252	2622	2920
b	1,016	0,9904	0,985	0,975	0,956

3) вартість перевезення 1 т вантажу за $Q=110$ т

$$C_a = 1,7 + 0,0051 \text{ грн.}, C_a = 1,3 + 0,005L \text{ грн.},$$

де L – відстань транспортування, км.

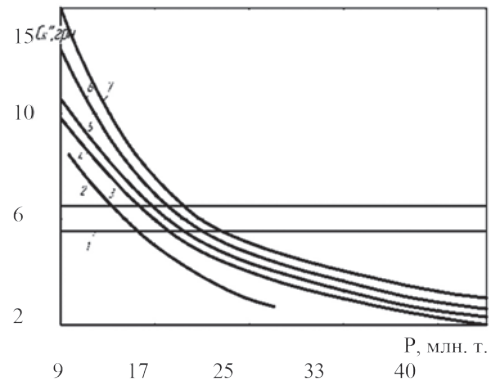


Рис. 2. Графік залежності вартості транспортування 1 т гірничої маси (C_k) від продуктивності кар'єру (P):

1 та 2 – за вантажопідйомності автосамоскида відповідно 110 і 130 т; 3, 4, 5, 6, 7 – за ширини стрічки конвеєра відповідно 1000, 1500, 2000, 2500, 3000 мм

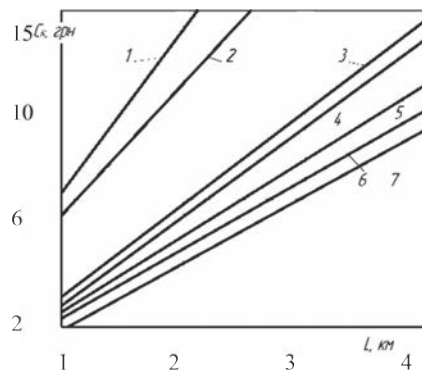


Рис. 3. Графік залежності вартості транспортування 1 т гірничої маси (C_k) від відстані транспортування (L):

1 та 2 – за вантажопідйомності автосамоскида відповідно 110 і 130 т; 3, 4, 5, 6, 7 – за ширини стрічки конвеєра відповідно 1000, 1500, 2000, 2500, 3000 мм

На рис. 4 представлено номограму для визначення вартості конвеєрного транспортування ($C_{кт}$) залежно від продуктивності (P), довжини відкочування (L) і ширини стрічки (B_k). Ключ до розрахунку: $P \rightarrow B \rightarrow L \rightarrow C$.

Вплив продуктивності кар'єра, довжини відкочування і ширини конвеєрної стрічки на вартість перевезення 1 т конвеєром виражається формулою:

$$C_k^n = \frac{4147e^{0,0008B} L}{P} \quad (18)$$

Дроблення породи у дробильних агрегатах. Значна продуктивність залізородних кар'єрів (від 10 до 35 млн. т/рік) зумовлює застосування дробарок великої продуктивності (80...1000 т/год). Цим вимогам відповідають щоківі та конусні дробарки.

Капітальні витрати на устаткування напівстаціонарного перевантажувального вузла представлені у табл. 3.

Залежність вартості дроблення 1 т руди від продуктивності кар'єру описується виразом:

$$C_d = a_2 P^{b_2} \quad (19)$$

де a_2 – коефіцієнт, який залежить від типу дробарки (у разі дробарки ШКД 1500x2100 $a_2=630,5$);

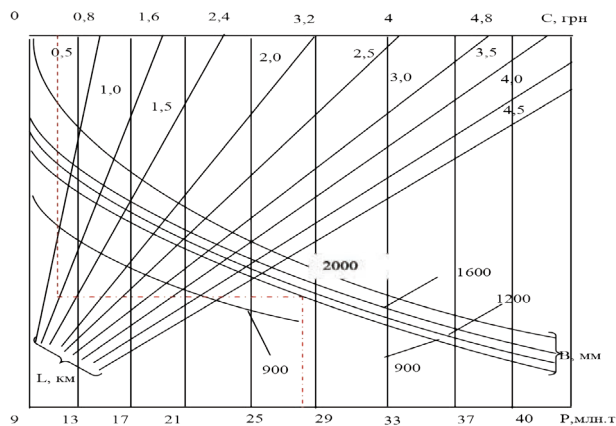


Рис. 4. Номограма для визначення вартості конвеєрного транспортування 1 т вантажу залежно від продуктивності кар'єру (P), ширини конвеєрної стрічки (B_k) і відстані транспортування (L)

b_2 – емпіричний коефіцієнт застосування певного типу дробарки.

У розрахунках використані кошториси та робочі креслення напівстаціонарного дробильного вузла, виконаного для дробарок С-688 і ШКД 1500x2100 на відміну від конусного типу ККД 1500/180 ГРЩ. Для ЦПТ характерне періодичне пересування дробильних вузлів у період експлуатації. Під час оцінки економічної ефективності використовуваної технології повинна враховуватися залишкова вартість демонтованого дробильного вузла.

Розрахунок непогашеної (залишкової) вартості замісних основних засобів K_{ic} (грн.) розраховується за формулою:

$$K_{ic} = K_{CT}(1 - \alpha'T) - K_L, \quad (6.20)$$

де K_{CT} – первісна вартість дробильного вузла без вартості стертого устаткування, грн.;

α' – норма амортизації на відновлення, відн. одиниці;

T – кількість років відпрацьованих дробильних вузлів;

K_L – ліквідаційна вартість устаткування, грн.

За умови погашення витрат протягом усього строку існування кар'єру собівартість 1 т руди за ЦПТ для різних гірничотехнічних умов визначається за формулами:

а) для проектного кар'єру без перенесення дробарки:

$$C = \frac{4147oe^{0,0008B} L}{P} + 630,5P^{-0,907} \quad (21)$$

б) для проектного кар'єру під час багаторазового пересування дробарки:

$$C = \frac{4147oe^{0,0008B} L}{P} + 630,5P^{-0,907} + \frac{3\epsilon}{PT_1} \quad (22)$$

де 3ϵ – залишкова вартість устаткування, грн.;

PT_1 – термін служби кар'єру, років;

в) для кар'єру, що реконструюється, без перенесення дробарки:

Таблиця 3

Капітальні витрати на устаткування напівстаціонарного перевантажувального вузла

Устаткування	Капітальні витрати на устаткування, грн			
	ШКД 1200x1500	ШКД 1500x2100	С-688	Перша стадія дроблення ДЗФ (з ККД-1500/180 ГРЩ)
Дробарка, будівельні й монтажні роботи	10000000	12024200	4541400	79812400
Пластинчастий живильник, будівельні й монтажні роботи прийомного вузла	4541400	7080500	4238000	18018900
Система конвеєрів на стадії первинного дроблення	-	-	-	18211500
Система грохотів	3836000	3836000	3844000	6646000

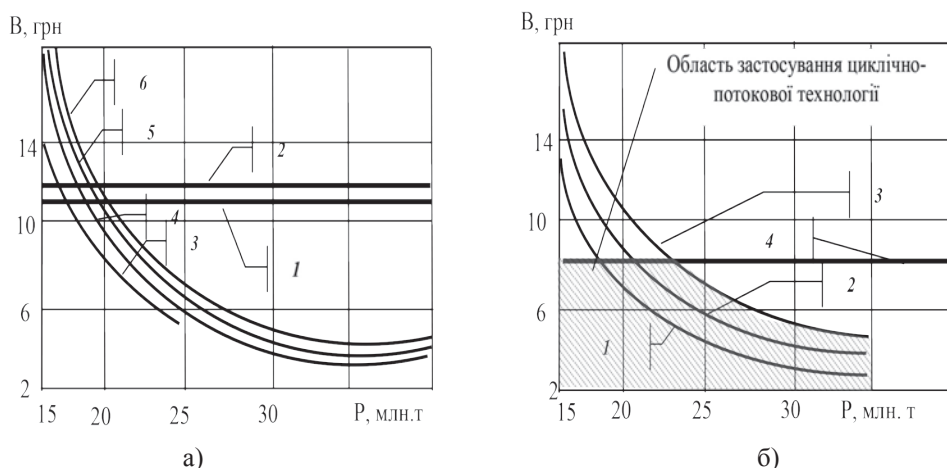


Рис. 5. Графік залежності вартості (В) дроблення і транспортування гірничої маси від продуктивності (Р) кар'єру за глибини понад 350 м:

- а) 1, 2 – за використання комплексу гірничого устаткування (екскаватора ЕКГ-10 та автосамоскида вантажопідйомністю відповідно 110 і 130 т) за умови відстані транспортування гірничої маси до 3,5 км; 3, 4, 5, 6 – за ширини (в) стрічки конвеєра відповідно 1000, 1500, 2000, 2500 мм; б) область застосування ЦПТ для умов залізородного кар'єру: 1 – вартість дроблення і транспортування 1 т руди у кар'єрах за ЦПТ (дробарка конусна ККД-1500/180 ГРЦ; стрічковий конвеєр, в – 1600 мм); 2 – те ж саме (дробарка шоква ШКД 1800/2100; канатно-стрічковий конвеєр); 3 – те ж саме з урахуванням залишкової вартості демонтованої дробарної установки; 4 – вартість перевезення 1 т сирової руди автотранспортом без застосування перевантажувальних площадок у кар'єрі

$$C = \frac{41470e^{0,0008B}L}{P} + 630,5P^{-0,907} + \frac{3\beta l}{PT_1} \quad (23)$$

г) для кар'єру, що реконструюється, за багатозаповненого перенесення дробарки:

$$C = \frac{41470e^{0,0008B}L}{P} + 630,5P^{-0,907} + \frac{n3\beta}{PT_1} + \frac{3\beta l}{PT_1} \quad (24)$$

де n – кількість перенесень дробильного вузла.

Проведений аналіз дозволяє врахувати сумарний вплив витрат за встановлення області застосування схем (рис. 5), за яким видно, що в зоні нижче прямої, яка характеризує вартість перевезення і дроблення 1 т руди за використання автотранспорту, розташовується область економічної переваги застосування ЦПТ. У зоні вище цієї прямої застосування ЦПТ економічно є недоцільним. Окрім того встановлено, що для уникнення простоїв гірничотранспортного устаткування під час переходу на автомобільно-конвеєрний транспорт доцільно насамперед ліквідувати цілики під тупиковими станціями і перевантажувальними пунктами із можливістю застосування міжступного перевантажувача як варіанта скіпової установки для дробки приконтурних запасів

під транспортними бермами, після чого здійснити доопрацювання залишених ціликів на ділянці спорудження нової транспортної установки.

Висновки. Отримані результати щодо доцільності застосування ЦПТ на глибоких залізородних кар'єрах указують на те, що вони мають бути врахованими під час формування ВГТ із позиції конкурентоспроможності. Отже, успішна модернізація транспортних систем для забезпечення подальшої ефективної розробки залізородних родовищ у найближчій перспективі залежатиме від впровадження на вітчизняних гірничорудних підприємствах комплексних інвестиційних програм, спрямованих на застосовування інноваційних енергозберігаючих технологій і прогресивних способів перевезення вантажів; установа законірностей зміни витрат на транспортування гірничої маси під час поглиблення гірничих робіт за схемами комбінованого транспорту залежно від їхніх параметрів; значного поліпшення рівня комплексної механізації вантажно-розвантажувальних і ремонтних робіт з одночасним зниженням негативного впливу транспорту на навколишнє середовище.

Список літератури:

1. Четверик М.С., Перегудов В.В., Романенко А.В. Циклично-поточная технология на глубоких карьерах. Перспективы развития. Кривой Рог : Дионис, 2012. 356 с.
2. Столяров В.Ф. Проблема циклично-поточной технологии глубоких карьеров. Екатеринбург : Уро РАН, 2004. 232 с.

3. Яковлев В.Л., Смирнов В.П., Берсенев В.А. Устройство дробильно-конвейерных комплексов на глубоких карьерах. Екатеринбург : ИГД УрО РАН., 2003. 42 с.
4. Пригунов А. С., Бро С. М., Гуменик И. Л. Современное состояние и перспективы применения циклично-поточной технологии открытой разработки в Кривбассе. *Горный Журнал*. 2013. № 4–5. С. 62–65.
5. Ракишев Б. Р., Молдабаев С. К. Целесообразная технология открытой разработки месторождений с применением автотранспорта. *Горный Информационно-Аналитический Бюллетень (Научно-Технический Журнал)*. 2014. № 7. С. 64-70.
6. Лаптев Ю. В., Титов Р. С. Предобогащение руд и техногенного сырья с оптимальными параметрами грохотильно-перегрузочных складов: материалы конференции с международным участием «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург: УГГУ, 2010. 365 с.
7. Корнилков С. В. Об основных положениях методики экспресс-оценки главных параметров и технологий горнодобывающего предприятия. *ГИАБ*. 2010. С. 34– 45.
8. Адамчук А. А., Шустов О. О. Системний підхід до вибору нових засобів транспорту для роботи на глибоких кар'єрах. *Збірник Наукових Праць Національного Гірничого Університету*, 2018. № 54. С. 8–18. Retrieved from http://nbuv.gov.ua/UJRN/znpngu_2018_54_3
9. Шустов А. А., Молдабаев С. К., Адамчук А. А. Определение объемов работ и сроков сдачи в эксплуатацию элементов комплексов циклично-поточной технологии. *Збірник Наукових Праць Національного Гірничого Університету*. 2019. № 58. С. 144–153. <http://doi.org/10.33271/crpnmu/58.144>.
10. Новожилов М.Г., Прокопенко В.И., Дриженко А.Ю. Исследование параметров формирования концентрационных горизонтов при отработке глубоких карьеров. *Разработка рудных месторождений*. Киев : Техника. 1969. Вып. 7. Открытые горные работы. С. 28-32.
11. Резниченко С.С., Подольский М.П., Ашихмин А.А. Экономико-математические методы и моделирование в планировании и управлении горным производством. Москва : Недра, 1991. 429 с.

Razumova K.M., Temchenko O.A., Shevchuk N.A. JUSTIFICATION EXPEDIENCY OF APPLICATION COMBINED TRANSPORT TECHNOLOGIES TO ENSURE EFFICIENT DEVELOPMENT OF IRON DEPOSITS

In this article, we deal with appropriateness of combined transport technologies implementation for effective development of iron ore deposits. The successful development of open mining technology, from the standpoint of competitiveness in combination with the use of optimal complexes of mining and handling equipment in iron ore quarries, is proved to be an urgent scientific and technical problem, that is important for mining, metallurgical and economic structure at all. Nowadays it is essential for mining to comprehensively solve the problems of strengthening the competitive position of domestic enterprises in foreign markets of iron ore, by developing and implementing energy-efficient mining and transport technologies that ensure optimal quality of marketable products in market conditions.

It is also important to mention that modern management conditions require the creation of a thorough scientific and methodological basis for a reliable and sufficiently substantiated justification for the modernization of transport complexes, in particular through the improvement of combined transport schemes using cyclic-flow technology to lower the cost of mining development at processing enterprises, taking into account significant differences in the logistics of delivery of extracted minerals to their destinations. Successful modernization of transport systems to ensure further effective development of iron ore deposits in the near future will depend on the introduction of domestic mining companies comprehensive investment programs, aimed at the use of innovative energy-saving technologies and advanced methods of transportation, establishing patterns of transport costs according to the schemes of combined transport, depending on their parameters, significant improvement of the level of complex mechanization of loading and unloading and repair works with simultaneous reduction of negative impact of transport on the environment.

Key words: combined transport, cyclic-flow technology, opencast mining, iron ore deposits.