

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
КАФЕДРА ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

На правах рукопису

ЄВСЕЄВ ДЕНИС ОЛЕКСАНДРОВИЧ

УДК 622.272

**ДОСЛІДЖЕННЯ ТА УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ОЧИСНИХ
РОБІТ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ САМОХІДНОЇ ГІРНИЧОЇ ТЕХНІКИ НА
ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТАХ КРИВОРІЗЬКИХ ШАХТ.**

Галузь знань 18 «Виробництво та технології»

Спеціальність 184 «Гірництво»

Освітньо-професійна програма «Підземна розробка родовищ корисних
копалин»

Випускна робота
на здобуття освітнього ступеня магістра

Науковий керівник –
Калініченко Олена Всеволодівна,
д-р. техн. наук, проф.

Кривий Ріг

2025

РЕФЕРАТ

Назва роботи: «Дослідження та удосконалення технології очисних робіт із застосуванням самохідної гірничої техніки на глибоких горизонтах криворізьких шахт».

Загальна характеристика роботи: Робота містить 79 сторінок основного тексту, доповненого 24 графічними зображеннями та 16 таблицями. Список використаних літературних джерел складається з 43 позицій.

Зміст дослідження: Дисертація присвячена вивченню специфіки розробки покладів багатих залізних руд на шахтах Кривбасу з точки зору геології та технології. Автором проаналізовано існуючі проекти та реальний досвід застосування самохідних комплексів як в Україні, так і на провідних світових рудниках. У роботі запропоновано способи нівелювання проблем, пов'язаних з роботою самохідної техніки на значних глибинах, та розглянуто варіанти оптимізації логістики рудної маси.

Мета дослідження: Розробити технологічну схему трасування гірничих виробок на горизонті випуску, орієнтовану на експлуатацію потужних самохідних навантажувально-доставочних машин.

Висновки та перспективи: Головним підсумком роботи є розробка практичних рекомендацій для успішної інтеграції високопродуктивної техніки у процеси очисного виймання на глибоких горизонтах. Ці напрацювання мають цінність для подальшого розвитку наукової думки та інженерних рішень щодо механізації гірничих робіт у складних умовах Криворізького басейну.

Ключові слова: технологія підповерхового обвалення; схема підготовки; самохідні машини; проведення виробок; значні глибини; напружений стан масиву.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	5
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ ПРОБЛЕМИ ТА ПОСТАНОВКА ЗАВДАНЬ РОБОТИ	6
1.1. Характеристика гірничо-геологічних та технічних умов видобутку багатих залізних руд у Криворізькому басейні	6
1.2. Огляд практики використання самохідного обладнання на підземних рудниках	14
1.3. Аналіз світового досвіду підземного видобутку копалин із залученням мобільної техніки	18
1.4. Оцінка вітчизняних практик та проектних рішень щодо впровадження самохідних комплексів у гірниче виробництво	24
1.5. Обґрунтування мети та формулювання завдань дослідження	33
РОЗДІЛ 2. ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПІДГОТОВКИ БЛОКІВ ДО ВИЙМКИ З ВИКОРИСТАННЯМ САМОХІДНИХ МАШИН	35
2.1. Аналітичний огляд та вибір раціональних типорозмірів вантажно- доставочних машин для умов залізрудних шахт	35
2.2. Визначення оптимальних параметрів трасування підготовчих виробок для безпечної експлуатації мобільної техніки	41
2.3. Шляхи підвищення продуктивності НДМ за рахунок оптимізації коефіцієнта наповнення ковша у робочому циклі	44
2.4. Геомеханічне обґрунтування параметрів стійкості та вибір паспорта кріплення для нарізних виробок із самохідним транспортом	46
2.5. Висновки до другого розділу	54
РОЗДІЛ 3. ПРОЕКТУВАННЯ ТА ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ВДОСКОНАЛЕНИХ СХЕМ НАРІЗАННЯ БЛОКІВ	55
3.1. Розробка удосконалених варіантів схем підготовки блоків для механізованої доставки руди	55
3.2. Оцінка економічної ефективності запропонованих технологічних рішень для самохідної техніки	59

3.3. Висновки до третього розділу	70
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	72
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	74

ВСТУП

На сьогоднішній день видобуток залізорудної сировини в умовах Криворізького басейну ведеться на значних глибинах, що сягають позначок 1200–1400 м. Досвід показує, що поглиблення гірничих робіт призводить до суттєвого погіршення геомеханічного стану масиву, що, у свою чергу, спричиняє зростання собівартості видобутку та падіння продуктивності підприємств. При цьому класичні схеми підготовки очисних блоків, розроблені десятиліття тому, вже не відповідають сучасним вимогам і потребують кардинальної модернізації.

Аналіз наукових праць провідних вітчизняних дослідників (зокрема М. І. Ступніка, В. О. Калініченка, М. І. Кудрявцева, В. М. Тарасютіна, М. Б. Федька, О. Є. Хоменка, О. Є. Хівренка та ін.) свідчить про те, що потенціал оптимізації традиційних технологій виймання, які базуються на використанні стаціонарного та переносного обладнання, на глибоких горизонтах фактично вичерпано. Це зумовлює нагальну потребу в технічному переозброєнні рудників та впровадженні високоефективних технологій на базі самохідної техніки.

Виходячи з цього, актуальним завданням є дослідження та адаптація технологічних схем нарізання блоків для використання мобільного обладнання. Пріоритетною метою при цьому виступає наукове обґрунтування параметрів процесу транспортування гірничої маси із застосуванням навантажувально-доставочних машин (НДМ).

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ ПРОБЛЕМИ ТА ПОСТАНОВКА ЗАВДАНЬ РОБОТИ

1.1 Характеристика гірничо-геологічних та технічних умов видобутку багатих залізних руд у Криворізькому басейні.

Лева частина видобутку залізничної сировини в Україні (близько 80%) забезпечується потужностями Криворізького басейну. При цьому, частка підземного способу розробки у загальному балансі становить орієнтовно 30% [1].

Рудні поклади регіону простягаються смугою на 100 км у північно-східному напрямку. Характерною особливістю родовища є те, що значні запаси як багатих руд, так і залізистих кварцитів залягають на глибинах до 2000–2500 м [2]. На сьогоднішній день глибина шахтних стволів вже наблизилася до технічної межі можливостей шахтного підйому, яка становить 1500–1700 м [1].

Таблиця 1.1

Глибина гірничих робіт на шахтах Криворізького басейну

Назва підприємства	Видобувний комплекс	Глибина гірничих робіт станом на 2017 р., м
ПрАТ «Центральний ГЗК»	Шахта «Орджонікідзе»	527
ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг»	Шахта ім. Артема-1	1135
ПрАТ «Суша Балка»	Шахта «Ювілейна»	1340
	Шахта ім. Фрунзе	1210
ПАТ «Кривбасзалізрудком»	Шахта «Родіна»	1390
	Шахта «Октябрська»	1265
	Шахта «Тернівська»	1350
	Шахта «Гвардійська»	1350

Збільшення глибини розробки та тривалості виробничих процесів неминуче призводить до падіння конкурентоспроможності гірничодобувних компаній та зниження загальної ефективності видобутку копалин [3,4].

За умови збереження поточних обсягів річної продуктивності, критичні глибини очисних робіт будуть досягнуті вже за 20–30 років. Хоча технічно подальше поглиблення є можливим, воно супроводжуватиметься суттєвим погіршенням техніко-економічних параметрів. Головними факторами негативного впливу є зростання гірського тиску, дефіцит інноваційних технологій виймання та збільшення часу на підготовку нових горизонтів, що у підсумку знижує річну потужність шахт [1].

Водночас, на сьогоднішній день показники втрат та розубожування руди на криворізьких шахтах залишаються високими і становлять 18% та 12% відповідно (див. табл. 1.2) [5-9].

Таблиця 1.2

Втрати й засмічення залізної руди на підземних підприємствах Кривбасу

Підприємство	Шахта	Зниження вмісту заліза		Зубожіння руди		Втрати руди	
		нормативне	фактичне	нормативне	фактичне	нормативне	фактичне
ПАТ «Кривбасзалізрудком»	Шахта «Тернівська»	2,05	1,69	11,8	11,8	18,3	18,3
	Шахта «Гвардійська»	1,67	2,41	10,5	11,4	15,3	15,3
	Шахта «Октябрська»	2,99	2,54	10,7	11,9	13,4	13,4
	Шахта «Родіна»	2,59	2,15	11,9	10,7	17,0	17,0
Разом по ПАТ «Кривбасзалізрудком»		2,33	2,17	11,2	11,4	16,6	16,6
ПрАТ «Суша Балка»	Шахта «Ювілейна»	-	2,10	-	10,88	-	14,0
	Шахта ім. Фрунзе	-	2,04	-	9,72	-	12,5
Разом по ПрАТ «Суша Балка»		-	2,08	-	10,45	-	13,5
ШУ ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг»	Кар'єр	4,39	3,31	17,4	13,3	6,5	5,5
	Шахта ім. Артема	1,67	0,72	7,5	3,3	15,4	14,5
Разом по ШУ ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг»		1,89	0,91	8,3	4,0	8,9	8,9

Мінерально-сировинна база шахти «Родіна» базується на розробці покладів «Основна 95», «Паралельна кар'єру №2» та «Основна кар'єру №5». Морфологічно ці рудні тіла мають стовпоподібну, штокоподібну або гніздоподібну форми, витягнуті за простяганням. Вони локалізуються переважно

у товщах джеспілітів та роговиків П'ятого, а також частково Шостого залізистих горизонтів [6]. Мінеральний склад руд характеризується домінуванням мартиту (70–90%) з домішками гематиту (5–10%), при цьому основну роль відіграють метаморфічні породи Криворізької серії.

У межах залізистих горизонтів виділяються мартитові, гематит-мартитові, магнетит-мартитові та карбонат-силікат-магнетитові руди, що чергуються із шарами роговиків та джеспілітів. Коефіцієнт міцності цих порід варіюється в діапазоні від $f=4-6$ до $f=10-14$, а вміст заліза знаходиться в межах 28,0–40,4%. Сланцеві пачки складені породами кварц-серіцитового, хлоритового та біотитового складу. Верхня світа КЗ, потужність якої сягає 2–3 км, представлена сланцями різної мінералізації та кварц-карбонатними утвореннями.

За шкалою проф. М. М. Протоджанова міцність руди варіюється від 2–3 до 7–9 балів. Середнє значення об'ємної ваги рудної маси становить 3,58 т/м³, з коливаннями від 3,47 до 3,6 т/м³. Вміщуючі породи (джеспіліти та залізисті роговики) мають змінну міцність: у зоні контакту з рудою вона становить 4–9 балів, а при віддаленні зростає до 10–14 балів. Геологічна структура району сформована магматичними та метаморфічними породами, перекритими осадовим чохлом.

Параметри покладів характеризуються горизонтальною потужністю від 3 до 64 м та довжиною за простяганням до 1450 м. Кут падіння порід становить 30–37°, а схилення рудних тіл (північне та південне) відбувається під кутами 32–80°.

Щодо розподілу запасів: у поверсі 1165–1240 м зосереджено 12,2 млн т, на горизонті 1240–1315 м – 14,1 млн т, а сумарні запаси до глибини 1465 м оцінюються у 59,5 млн т. Геометричні параметри на цих ділянках наступні: потужність 8–26 м, довжина 180–880 м, кут падіння 38–65°. Середній вміст заліза в масиві становить 60–61%.

Шахта активно проводить технічне переозброєння із залученням техніки провідних світових брендів. На даний момент експлуатуються два потужні шведські прохідницькі комплекси, а також вводяться в роботу три додаткові

навантажувально-доставочні машини (НДМ). Розвідувальне буріння забезпечується верстатом моделі Diames U4.

Ще у 2013 році було підготовлено два блоки для відпрацювання із застосуванням самохідної техніки. У середині 2015 року (липень) відбувся запуск першого комплексу на горизонті 1390–1465 м. Для підвищення якісних характеристик товарної продукції на підприємстві запущено першу чергу дільниці сухої магнітної сепарації ПРС-22/20.

Шахтне поле шахти «Октябрська», що розробляє родовище багатих руд, просторово обмежене: з півночі – гірничим відводом шахти ім. Фрунзе (ПрАТ «Суша Балка»), з півдня – відводом шахти «Родіна» [7]. Загальна протяжність поля у меридіональному напрямку становить 3,4 км. Західний фланг межує з кар'єром та відвалами ЦГЗК.

Промислові поклади приурочені до 1-го, 2-го, 5-го та 6-го залізистих пластів, а також до контакту середньої та верхньої світ на західному крилі Саксаганської антикліналі. Шахти «Октябрська» та «Зоря» ведуть видобуток на 5-му (PR1 sk5) та 6-му (PR1 sk6) горизонтах східної частини структури.

П'ятий горизонт є основним за продуктивністю і вміщує головні запаси (поклад «Основна»). Літологічно він складений джеспілітами, мартитовими та залізо-слюдко-мартитовими породами. Вміщуючі породи (висячий та лежачий боки) представлені гематит-мартитовими кварцитами та сланцями. Шостий горизонт є другим за значенням і складений переважно мартитовими кварцитами, оточеними породами із вмістом заліза 25–45%.

Для рудних тіл П'ятого горизонту характерна переважно гніздоподібна морфологія, рідше зустрічаються лінзо- та стовпоподібні форми. Структура часто ускладнена тектонічними порушеннями, що призводить до різких перепадів потужності та наявності нерудних включень. Основні запаси зосереджені у покладах №1, 2, 3, 15 (поле ш. «Більшовик») та №2, 3, 4-5 (поле ш. «Октябрська»).

Сумарна протяжність покладів за простяганням сягає 2000–2100 м при середній потужності 20–24 м. Падіння рудних тіл узгоджується з вміщуючими

породами (західне) під кутом 45–60°. Площа перерізу цих покладів на робочих горизонтах 1115 та 1190 м становить 38,6–42,1 км². Детальні дані про балансові запаси наведено у таблиці 1.3.

Таблиця 1.3

Характеристика балансових запасів багатих руд

Поверх, м	Кількість запасів по категоріям			Масова частка заліза в запасах, %	
	Усього, тис.т	у т.ч. А+В+С			
		тис.т	тис.т	%	A+B+C ₁
1190-1265	15361	14144	92,1	59,64	61,01
1265-1340	12297	11470	93,3	59,22	58,84
1340-1415	12536	11754	93,8	59,45	60,40
Усього по шахті	40194	37368	93,0	60,29	60,20

Якісна характеристика руд. Фізико-механічні параметри рудного масиву характеризуються значною мінливістю. Коефіцієнт міцності за Протодьяконовим варіюється в межах $f=4-8$. Головними мінералоутворюючими компонентами виступають залізо (Fe) та кварц. Концентрація Fe у руді становить від 46,0% до 69,0%, при цьому частка сировини з вмістом понад 58,0% (придатної для мартенівського переділу) перевищує 70%. Вміст діоксиду кремнію (SiO₂) обернено пропорційний вмісту заліза і змінюється в діапазоні 0,7–26,0%. Шкідливі домішки присутні у незначних кількостях: сірка (S) – 0,010–0,014%, фосфор (P) – 0,016–0,085%.

Гідрогеологічні особливості. Тривала експлуатація систем розробки із закладанням виробленого простору тверднучими сумішами суттєво вплинула на водний режим шахти. Специфіка полягає в тому, що камери заповнюються неповністю, а процес твердіння закладки супроводжується компресійною усадкою, що збільшує обсяг пустот. Саме в цих порожнинах акумулюються шахтні води, що створює потенційні ризики при веденні гірничих робіт.

Статистика водовідливу свідчить, що за період 1975–2005 рр. піковий приплив води сягав 312,4 м³/год. У 1983 році середні показники коливалися в межах 150–300 м³/год, проте з 1988 року режим стабілізувався на рівні 150–180 м³/год.

На експериментальних дільницях шахти «Октябрська» успішно апробовано технологію, що базується на використанні самохідної техніки як для прохідницьких робіт, так і для процесів випуску й доставки руди. Геологорозвідувальні роботи забезпечуються сучасними установками колонкового буріння типу «Diames».

Важливим етапом модернізації став запуск у серпні 2014 року нової скіпової підйомної машини на стволі «Зоря». Установка оснащена двома синхронними двигунами, здатна піднімати вантаж вагою 50 тонн з глибини 1717 м із максимальною швидкістю 12,56 м/с. Технічний парк шахти включає 2 самохідні бурові каретки та 5 навантажувально-доставочних машин (НДМ). Проходка нового горизонту 1340 м здійснюється із залученням імпортного прохідницького комплексу.

Гірничий відвід шахти «Гвардійська» має спільні межі з шахтою «Тернівська» на півночі та з шахтою «Ювілейна» (ПрАТ «Суха Балка») на півдні [8]. Геологічна будова родовища сформована переважно докембрійськими кристалічними та метаморфічними породами.

П'ятий залізистий горизонт: Представлений покладом «Східний-2–Східний-Північний». Це масивне пластоподібне тіло, що структурно складається з 5–8 менших об'єктів, які мають тенденцію до злиття або розгалуження на різних висотних відмітках. Їхня потужність варіюється від 9 до 30 м, а кут падіння становить 55–75°. Поклад «Комсомолка» має складну гніздовоподібну конфігурацію (північне та південне тіла), потужність 20–30 м та схилання на північний схід під кутом 77°.

Шостий залізистий горизонт: Складається з двох паралельних смуг. Основна смуга вміщує ланцюг стовпоподібних тіл («Південний», «Основний» та ін.) потужністю 6–26 м із вмістом заліза до 59%. Західна смуга представлена переважно покладом «Основний» (потужність 20–40 м), інші тіла виклинюються.

Шахта активно переходить на безлюдні технології та імпортне обладнання, зокрема використовується комбайн Rhino 400H для проходки висхідних виробок. Ведуться роботи з підготовки горизонту 1430 м.

Родовище розташоване у північному крилі Саксаганської складчастої структури. Геологічний розріз включає чотири світи (K0, K1, K2, K3).

Продуктивною є середня світа (K2), що складається з чергування семи залізистих та семи сланцевих горизонтів [9].

Промислові запаси зосереджені у 5-му та 6-му залізистих горизонтах (поклади «Східна», «4П», «Основна кар'єрна» та ін.). Рудні тіла мають переважно стовпоподібну форму, проте їхні контури складні й нерівні. Спостерігається значна мінливість потужності, роздуви та пережими за падінням. Простягання рудних тіл переривчасте, падіння орієнтоване на північний захід під кутами 50–70°. Міцність руди за Протодяконовим — від 3–4 до 10–14 балів.

Технічне переоснащення включає впровадження НДМ (моделі LK-07, ST2D) та заміну у 2011 році скіпової машини на енергоефективний аналог, що дозволяє підйом з глибини понад 1800 м. Шахтобудівельники ведуть роботи на горизонті 1425 м.

Загальна характеристика. Сировинна база рудника базується на багатих рудах із вмістом заліза понад 46% [10, 11]. Геологічна структура сформована породами архею (AR) та нижнього протерозою (PR1), зокрема п'ятьма світами криворізької серії. Основні запаси приурочені до П'ятого та Шостого залізистих горизонтів саксаганської світи (PR1sx).

Шахта ім. Фрунзе: Розробляє поклади «Західний», «Саксаганка» (5-й горизонт) та «Діагональний», «Центральний» (6-й горизонт). Морфологія тіл — стовпо- та пластовподібна. Переважають мартитові руди, оточені гетит-гематитовими різновидами. Міцність руди становить $f=3-13$, а вміщуючих порід — $f=9-16$.

Шахта «Ювілейна»: Експлуатує поклади «Головний» (5-й горизонт) та групу «Гніздо» (6-й горизонт). Форми тіл різноманітні: від штокоподібних до пластових. Довжина за простяганням сягає 1530 м, горизонтальна потужність —

до 42 м. Падіння північно-західне (50–60°). Вміст заліза у руді становить 56–58%, у вмiщуючих породах — 36–38%.

Порівняльна характеристика: Руди обох шахт на зазначених горизонтах є схожими за фізико-механічними властивостями та складом (переважно мартитові). Відмінності стосуються лише окремих покладів, де зустрічаються міцні джеспілітовидні різновиди (наприклад, поклад «Шурфів 42-46»).

Підземний підрозділ підприємства веде видобуток на східному крилі синкліналі, відпрацьовуючи запаси 4-го, 5-го та 6-го залізистих горизонтів [11]. Характерною рисою родовища є те, що численні рудні тіла (понад 20), які фіксувалися у верхніх зонах, на глибинах 400–500 м злилися в єдиний потужний масив шарнірного типу — поклад «Об'єднана». Дані щодо розподілу запасів наведено у таблиці 1.4.

Таблиця 1.4

Розподіл запасів природно багатих руд

Поверх розробки рудних запасів	Запаси руди, тис. т	Вміст заліза в масиві, %	Річне пониження гірничих робіт, м	Річна продуктивність шахти за гірничими можливостями, млн. т/рік
1045-1135	28593	55,28	16,0	4,6
1135-1225	26048	54,23	16,8	4,4
1225-1315	18235	53,94	19,3	3,6

Підсумовуючи викладене, можна констатувати, що геологічна будова Криворізького басейну відзначається значною складністю. Домінуючим морфологічним типом рудних тіл є стовпоподібні утворення неправильної конфігурації, дещо рідше зустрічаються штокоподібні форми.

Просторове залягання пластів характеризується переважно західним падінням під кутами в діапазоні 30–75°. Геометричні параметри покладів варіюються у широких межах: довжина за простяганням становить від 100–500 м до понад 1000 м, а потужність змінюється від 10–30 до 100 м (із середнім значенням близько 25 м). Окремо варто виділити пластоподібні поклади

потужністю 10–15 м, які мають значну протяжність (декілька кілометрів) та простежуються на глибину до 2500 м.

1.2 Огляд практики використання самохідного обладнання на підземних рудниках

На сучасному етапі розвитку гірничодобувної галузі спостерігається інтенсивне використання широкого спектру самохідного обладнання, що різниться за моделями та конструктивними особливостями [7-9,12-16]. Парк техніки класифікується за типом ходової частини (рейкова, пневмоколісна, гусенична), джерелом енергозабезпечення (дизель, електрика, пневматика) та приводом виконавчих органів (гідравлічний, електричний тощо) [17]. Така технічна різноманітність є відповіддю на варіативність гірничо-геологічних умов підземного видобутку, що вимагає застосування різних технологічних схем залежно від потужності підприємства та інших факторів.

Варто зазначити, що останніми роками набуває популярності концепція модульного компонування машин. Це дозволяє забезпечити багатофункціональність обладнання та суттєво спрощує процеси технічного обслуговування і ремонту [7,9].

З метою систематизації наявного обладнання було розроблено зручну класифікацію, яка базується на трьох ключових параметрах (див. табл. 1.5). Визначальним критерієм у цій системі є функціональне призначення машини при виконанні конкретних гірничих операцій [18].

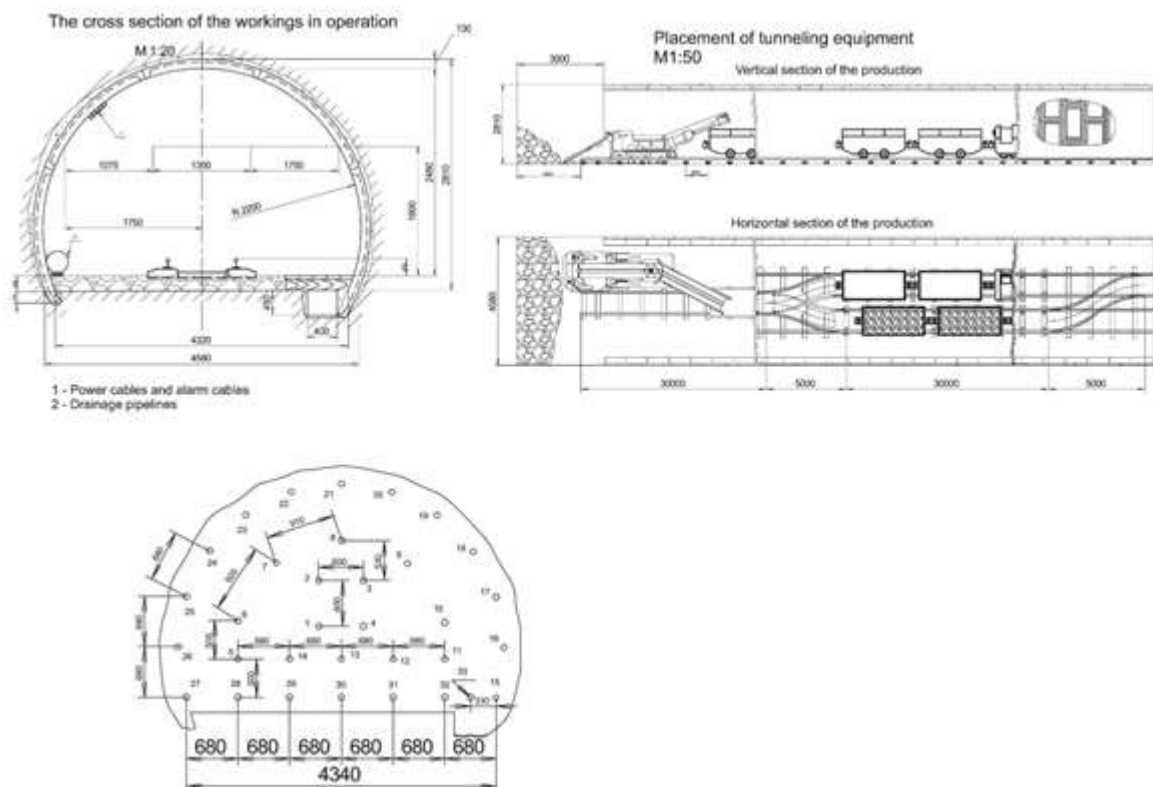
Таблиця 1.5

Класифікація самохідного гірничого обладнання для підземних рудників за функціональною ознакою [18]

Операції, що виконуються	Тип обладнання	Тип основного приводу
Навантаження руди і породи	Ковшеві пневмоколісні і колісно-рейкові, гусеничні, з нагрібаючи ми лапами або <u>ковшем</u> , екскаватори гусеничні або пневмоколісні	Дизельний, електричний, пневматичний
Доставка руди	Пневмоколісні ковшеві <u>навантажувально-доставочні</u> машини (НДМ), ковшеві-бункерні машини (НТМ), автосамоскиди, самоскиди, самохідні вагони	Дизельний, електричний, пневматичний
Транспорт руди	Автосамоскиди, тролейвози, НДМ, НТМ	Дизельний, електричний
Буріння шпурів і свердловин	Пневмоколісні або гусеничні бурові каретки	Дизельний, електричний, пневматичний
Заряджання шпурів і свердловин	Зарядні установки на колісному або колісно-рейковому ходу	Дизельний, електричний
Оборка заколів, кріплення стелі, кріплення виробок	Спеціальні самохідні установки на пневмоколісному або гусеничному ходу	Дизельний, електричний
Допоміжні роботи	Допоміжні виробничі машини: пневмоколісні і колісні машини для перевезення людей, транспортування вантажів та обладнання і т. д.	Дизельний, електричний

На сучасному етапі розвитку підземної розробки домінуючу позицію займають машини на пневмоколісному ходу. Як свідчать дані табл. 1, таке шасі є універсальним для більшості технологічних операцій. Незважаючи на значні капітальні витрати на закупівлю, сучасна пневмоколісна техніка є економічно виправданою завдяки своїм високим експлуатаційним параметрам. Саме мобільність та маневреність цих агрегатів стали каталізатором для розробки та впровадження новітніх високоінтенсивних систем розробки [18].

Дослідники, спираючись на світову практику, підтверджують доцільність переходу на самохідне обладнання [12-14]. Зазначається, що нарощування обсягів видобутку та інтенсифікація гірничих робіт стали реальними саме завдяки масовому застосуванню потужних безрейкових машин.



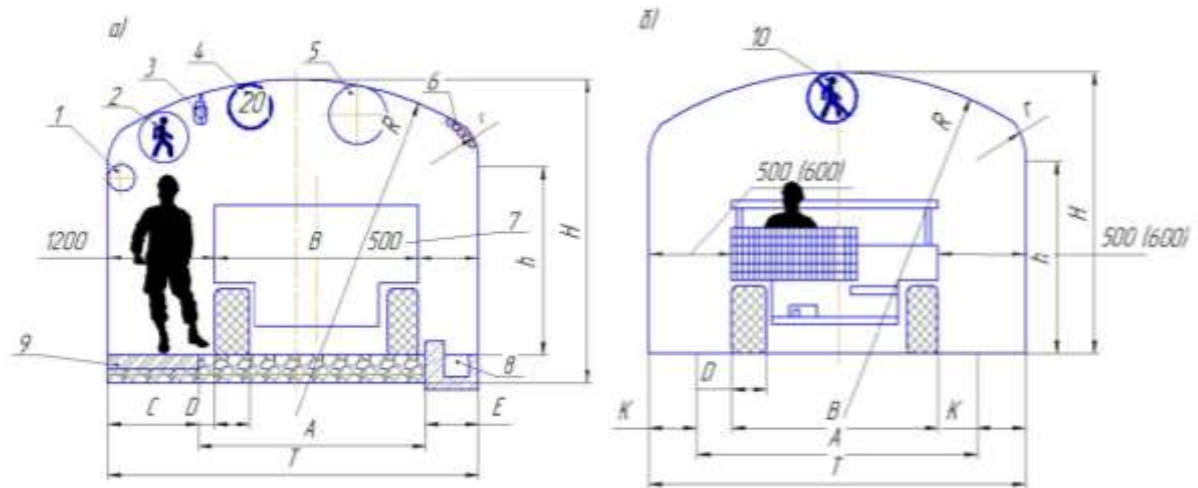


Рис. 1.1. Конструкція поперечного перерізу виробок при застосуванні мобільного обладнання (а – транспортні; б – буродоставочні та інші): 1 – пневматична магістраль; 2 – знак пішохідної зони; 3 – лінія освітлення; 4 – знак обмеження швидкості; 5 – труба вентиляції; 6 – підвіска кабельної мережі; 7 – транспортна одиниця; 8 – дренажна канавка; 9 – тротуар; 10 – знак заборони пішого руху.

Згідно з вимогами безпеки, у гірничих виробках обов’язково облаштовується пішохідний хідник шириною від 0,7 м та висотою 1,8 м. З протилежного боку від нього має бути забезпечений технологічний проміжок між транспортним засобом та елементами кріплення. Для рамних конструкцій (дерево, метал, збірний залізобетон) цей відступ становить мінімум 0,25 м, а для монолітних (бетон, тюрінги) — не менше 0,2 м.

Проектні розміри виробки «у світлі» розраховуються з урахуванням запасу на можливу конвергенцію порід та деформацію кріплення під дією гірського тиску, щоб гарантувати збереження нормативних зазорів протягом усього терміну експлуатації. На поворотах ширина виробки додатково збільшується.

Площа перерізу «начорно» (по зовнішньому контуру) обчислюється як сума площі «у світлі», площі самого кріплення (з урахуванням затяжки) та баластного шару. Для забезпечення технологічної зручності при зведенні кріплення, проектну площу прохідницького перерізу збільшують на 3–5% відносно розрахункової площі «начорно». Отримані параметри перерізу

підлягають обов'язковій перевірці за допустимою швидкістю вентиляційного струменя.

Геометрія поворотів та сполучень виробок повинна відповідати радіусам розвороту техніки для її безпечного маневрування.

Враховуючи габарити наявного на ринку самохідного обладнання, площа поперечного перерізу виробок зазвичай варіюється в діапазоні 8–30 м². Однак, специфічні геомеханічні умови Криворізького басейну накладають свої обмеження: підтримка виробок з перерізом понад 14 м² у стійкому стані є складним інженерним завданням і супроводжується значними експлуатаційними труднощами [21].

У зв'язку з цим, вибір типорозміру машин вимагає ретельного підходу. Необхідно знайти баланс між здатністю техніки виконувати повний цикл технологічних операцій та її продуктивністю, що має підтверджуватися техніко-економічним розрахунком [22].

1.3 Аналіз світового досвіду підземного видобутку копалин із залученням мобільної техніки

Ключовим вектором модернізації, здатним забезпечити якісний стрибок у технологіях видобутку, є перехід на використання самохідної техніки.

Протягом останніх десятиліть сфера використання безрейкових машин значно трансформувалася. Якщо на початкових етапах таке обладнання було прерогативою переважно камерно-стовпових систем, то нині воно успішно інтегроване в системи з підповерховим обваленням, підповерховими штреками, а також при вийманні горизонтальними шарами із закладкою.

Світова статистика свідчить про широку географію застосування цієї технології (понад 120 рудників), причому на більшості з них частка механізованого видобутку сягає 80–85%. Географічний розподіл виглядає наступним чином:

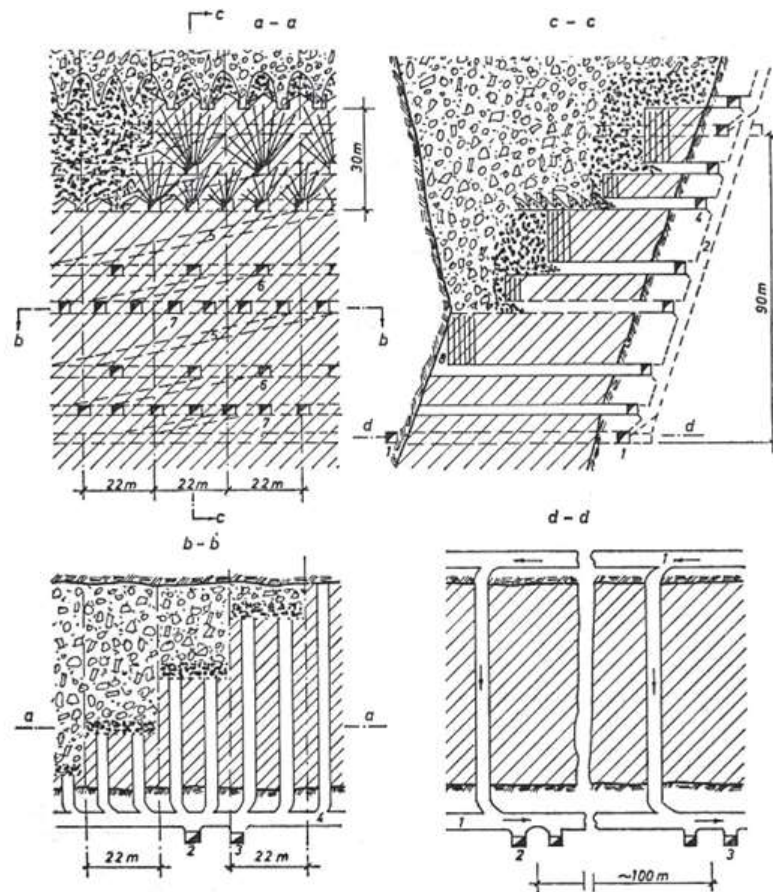
- Канада: 42 підприємства (рівень механізації 62,5%);
- США: 14 рудників (80%);
- Австралія: 12 об'єктів (85%);
- Європа: 27 шахт (83,8%). Сумарна річна потужність цих підприємств становить близько 122,8 млн т [23-30]. Також активне впровадження самохідних комплексів спостерігається у Франції (Лотарингія), Польщі (Люблінський басейн), Замбії та Ірландії [24].

Оптимальними для роботи самохідної техніки вважаються системи з відкритим очисним простором. У США саме цим методом видобувається лєвова частка свинцево-цинкових (82%) та мідних (38%) руд, тоді як на системи із закладкою припадає лише 20% [24-26].

Серед методів обвалення беззаперечним лідером є технологія підповерхового обвалення з торцевим випуском [24]. На шведських рудниках «Кіруна» та «Гарпенберг» вона забезпечує понад 64% загального видобутку [27]. Крім того, ця система довела свою ефективність при розробці покладів кольорових металів (наприклад, на рудниках «Муфуліра» та «Маунт-Айза»).

- На руднику «Крайгмонд» (при дистанції доставки 225 м) навантажувально-транспортні машини потужністю 105 к.с. досягають показника 270 т/зміну [28].
- На об'єкті «Барвіо» комплекс із навантажувачів «Еймко-105» (ківш 0,9–1,1 м³) та 22-тонних самоскидів демонструє результат у 400 т/зміну [29].

Класичним прикладом реалізації системи підповерхового обвалення з торцевим випуском (т. зв. «шведський варіант») є технологічна схема рудника «Кіруна», наведена на рис. 1.2 [27].



Даний технологічний варіант орієнтований на розробку стійких рудних масивів у міцних вміщуючих породах. Це дозволяє проходити виробки з площею перерізу 10–18 м² без капітального кріплення або з мінімальним укріпленням (анкери, торкрет) [23,24,28,30].

Розкриття запасів ведеться через похилі з'їзди (12–20°), кожен з яких забезпечує роботу на фланзі довжиною 300–400 м. У потужних покладах транспортна мережа проектується так, щоб буродоставочні орти мали довжину не більше 20–30 м, що диктується вимогами вентиляції тупикових вибоїв.

- Для навантаження використовуються машини типу «Джой-19 НР» з нагрібаючими лапами у парі з самохідними вагонами або самоскидами (21–35 т). Ефективність такої зв'язки сягає 2000 т/зміну при плечі доставки 300–400 м.
- Парк НДМ представлений моделями TORO-2500E та TORO-400E. Остання демонструє технічну продуктивність 277 т/год та експлуатаційну — 730,6

т/зміну. Доставка здійснюється до рудоспусків, розміщених з кроком 200–250 м (при селективній виїмці їх кількість збільшують).

- Буріння забезпечують установки «Гарден-Денвер» (300 тис. т/рік) та «Сімба-22» (700 тис. т/рік).

Досвід рудника підтверджує, що використання електричних НДМ (зокрема TORO 400E) у системах підповерхового обвалення є економічно виправданим та високоефективним рішенням.

Рудник «Лайсвал» (камерно-стовпова система):

- Буріння: установка «Гарден-Денвер» — 700 т/8 год.
- Доставка: НДМ «Катерпіллер-966» — 1100–1200 т/зміну на 700 м. Аналогічні результати дає зв'язка «екскаватор К-250 + два самоскиди» [23-26].

Середньорічний видобуток на одну машину (230 тис. т) виявився недостатнім на фоні високих витрат на ремонт (20 руб/1000 т). Розрахунки показують, що для двократного зниження амортизаційних витрат необхідно підняти річну продуктивність машини до 500 тис. т.

Загальні підсумки ефективності впровадження самохідної техніки по галузі наведено у табл. 1.6.

Таблиця 1.6

Результати застосування самохідного обладнання на зарубіжних рудниках

Система розробки	Рудники	Змінна продуктивність праці робітника, т		
		вибійного	підземного	по руднику
Камерно-стовпова	«Гаспе», «Джерсі» (Канада)	40	27	17,5
	«Лейсвал» (Швеція), «Лармантьєр» (Франція),	109,8	79,6	31,6
Підповерхових штреків	«Брансуїк», «Маттагамі», «Лейк Дюфол», «Титл Коув», «Ульс- бек» (Канада)	60—172	27—37	20—50
Поверхово-камерна	«Страсса» (Швеція)	—	70	—
Підповерхового обвалення	«Маунт-Айза» (Австралія), «Муфуліра» (Замбія), «Кіруна» (Швеція)	68—320*	60	30—35
Горизонтальними шарами із закладкою	«Кобар», «Маунт-Айза» (Австралія), «Гарпенберг», «Лангдал», «Кристенберг» (Шве- ція), «Норт», «Гандерсон» (Канада)	26—64	16—25	22

* На очисних роботах, рудник «Кіруна».

Структура та поширеність систем розробки безпосередньо залежать від актуальних трендів технічного прогресу в галузі, а також від конкретних гірничо-технічних умов кожного окремого підприємства.

Серед методів транспортування руди ключову роль відіграє технологія, що базується на випуску гірничої маси з траншейного днища. Цей процес реалізується через систему спеціальних навантажувально-випускних заходок та сполучених із ними виробок, схема яких наведена на рис. 1.3.

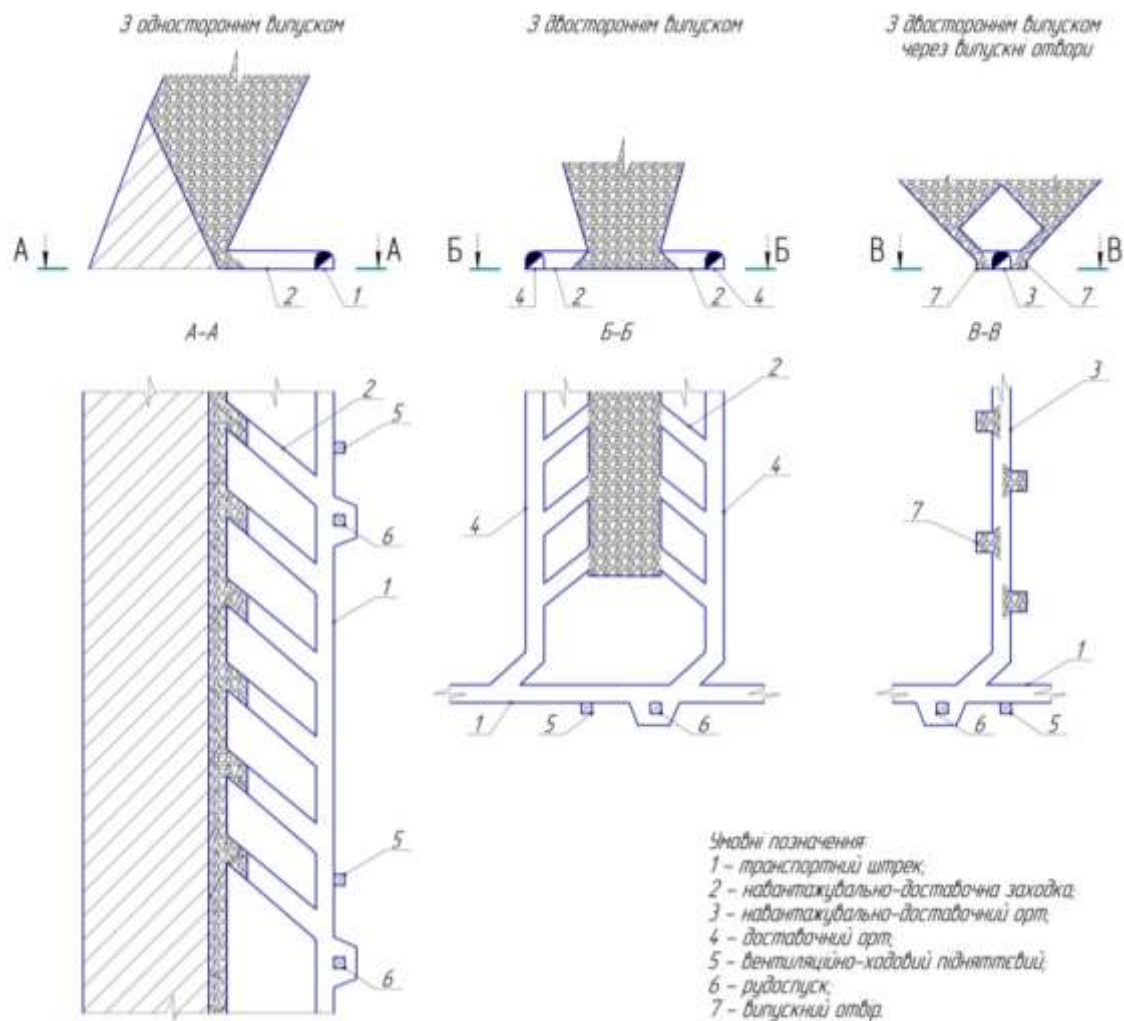


Рис. 1.3. Проведення очисних робіт з випускних траншей

Перехід на використання самохідних машин не лише стимулює ріст виробничих показників, але й докорінно трансформує саму філософію видобутку.

Схеми підготовки блоків зазнають спрощення: відпадає необхідність у прокладанні рейкових колій, а замість складної системи рудоспусних дучок та матеріальних підняттяєвих проектується навантажувальні заїзди та похилі з'їзди (пандуси).

Зростання ефективного плеча доставки до 600–700 м (проти 25–30 м при скреперуванні) відкриває нові можливості для розкриття родовищ. Це дозволяє централізувати транспортні потоки та проходити підготовчі виробки безпосередньо по рудному тілу, адаптуючись до його геометрії. Відмова від жорсткої сітки вертикальних та горизонтальних виробок на користь похилих

з'їздів суттєво зменшує обсяги прохідницьких робіт, особливо у виробках малого перерізу, та знижує потребу в детальній дорозвідці.

Найважливішим соціальним ефектом є ліквідація важкої фізичної праці. Гірник перекваліфіковується у оператора складної техніки. Мобільність обладнання сприяє інтенсифікації процесів та підвищенню загальної культури виробництва.

Сучасні тенденції оснащення бурових кареток програмним керуванням, а вантажних машин — системами дистанційного контролю, створюють передумови для мінімізації присутності людей у небезпечних зонах. У майбутньому це дозволить повністю перемістити персонал у безпечні операторські центри.

Підсумовуючи проведений аналіз, можна зробити наступні висновки:

1. Інтеграція самохідної техніки є безальтернативним вектором розвитку підземної розробки. Вона знаменує перехід на новий технологічний рівень, де зростання продуктивності поєднується з докорінною зміною умов праці — гірник стає кваліфікованим оператором машини.
2. Попри наявність низки невирішених наукових та експлуатаційних питань, масштаби використання мобільного обладнання на рудниках невпинно зростають.
3. Досвід доводить переваги електричних машин (зокрема моделі TORO 400E) у системах з підповерховим обваленням. Їх застосування дозволяє підвищити загальну ефективність системи, скоротити витрати на проходку (порівняно з вібровипуском) та зменшити час на технічне обслуговування (порівняно з дизельними аналогами).

1.4 Оцінка вітчизняних практик та проектних рішень щодо впровадження самохідних комплексів у гірниче виробництво

Питання інтеграції потужної самохідної техніки в умови підземного Кривбасу має давню історіографію. Ця проблематика активно висвітлювалася у

наукових працях ще у 70–80-х роках минулого століття [34-41], а перші проектні розробки та спроби промислових випробувань систем підповерхового обвалення з мобільним обладнанням датуються 1967 роком [34-41].

Протягом наступних десятиліть було виконано значний обсяг наукових розвідок, спрямованих на теоретичне обґрунтування технології. Дослідники вивчали вплив різноманітних факторів на ключові показники: повноту вилучення надр, продуктивність праці та собівартість продукції при використанні схеми з торцевим випуском. Розглядалася комплексна механізація — від проходки до очисних робіт [34-41].

На думку експертів, перехід на нову технологічну платформу здатний забезпечити зростання продуктивності праці вибійників у 1,5–2 рази, а також значну інтенсифікацію всього виробничого циклу [35]. При цьому виробничі тести підтверджують, що такі результати досягаються лише за умови повної механізації як основних, так і допоміжних операцій [34,35].

Впровадження комплексів самохідних машин дозволяє прогнозувати кратно зростання ефективності: продуктивність прохідників збільшується у 2–3 рази, а темпи проведення виробок зростають п'ятикратно [36]. Світовий досвід також свідчить, що висока інтенсивність очисних робіт є запорукою мінімізації втрат руди, що є критичним для економічної стабільності підприємства.

Втім, пряме перенесення закордонного досвіду без адаптації не дозволило одразу сформулювати чіткі рекомендації. Тому було проведено серію експериментів для визначення оптимальних параметрів.

- Планувався експеримент на шахті «Північна» (рудник ім. Кірова), проте через дефіцит техніки реалізувати його у повному обсязі не вдалося [40,41].
- Відпрацювання руд низької та середньої стійкості досліджували на шахті «Саксагань» (рудник ім. Дзержинського) та шахті №1 ім. Артема на різних горизонтах.

- Систему з торцевим випуском парними шарами випробовували на шахті «Гвардійська» (поклад «Північний») та шахті ім. Артема при міцності руди $f=3-8$ [35].

Отримані показники:

Під час дослідів було зафіксовано такі результати: питомий обсяг нарізних робіт — 3,77 м на 1000 т; виробіток на машиніста комплексу — 149 т/зміну; загальна продуктивність по системі — 38,7 т/зміну. Рівень втрат склав 15,6% при розубожуванні 8,34%.

На рудниках ім. Дзержинського та ім. Кірова при роботі зі слабкими рудами ($f=4-7$) показники варіювалися: підготовка — 3,4–5,0 м/1000 т; втрати — 3,0–22,6%; засмічення — 8,4–16,4%; трудомісткість — 17,24–22,12 люд.-змін/1000 т [34].

Очікується зростання продуктивності в 1,7–1,8 рази та зниження собівартості на 15–20%. Незважаючи на те, що випробування перевіряли скоріше концепцію, ніж точні нормативи, технологія була визнана перспективною для Кривбасу. Порівняльні дані зведені у таблицю 1.7.

Попри очевидні переваги, класична схема з торцевим випуском має суттєві недоліки: високий рівень втрат руди та проблеми з вентиляцією тупикових забоїв [34-42].

Для вирішення цих проблем було розроблено модифіковані варіанти системи. Зокрема, запропоновано технологію відпрацювання блоками ромбоподібної форми, зміщеними по вертикалі. Особливістю цієї схеми є площинно-торцевий випуск руди через зустрічно спрямовані виробки, що проходяться симетрично відносно осі блоку. Схематичне зображення цього рішення наведено на рис. 1.4 [43].

Таблиця 1.7

Техніко-економічне порівняння варіантів системи підповерхового обвалення [37]

Показники	З торцевим випуском руди (розрахункові)	З випуском руди через дучки (фактичні)
Питомі витрати нарізних виробок на 1000 т видобутку, м	3,08	6,35
Продуктивність праці: – майстра глибокого буріння, м/зміну; – машиніста <u>навантажувально-доставочної</u> машини, т/зміну; – скрепериста на первинній доставці, т/зміну; – робітника по системі, т/зміну	30,0 228,0 - 71,5	16,6 - 130,0 30,9
Втрати руди, %	16,7	15,6
Засмічення, %	7,75	8,7

Підготовка блоку до очисних робіт передбачає проходку системи гірничих виробок. На верхньому та нижньому горизонтах випуску проходяться доставочні виробки (поз. 1). Безпосередній випуск відбитої рудної маси здійснюється через спеціальні виробки (поз. 3) — торцеві вибої, що мають однакову довжину та пройдені назустріч одна одній.

Висота між горизонтами (вертикальний крок) розраховується з урахуванням фактору стійкості рудного масиву. Головна умова — гарантувати збереження експлуатаційного стану доставочних виробок (1) протягом усього циклу відпрацювання запасів.

Специфікою схеми є розташування виробок (2): вони проходяться з горизонтальним зміщенням у зовнішній бік відносно осі виробок (1). Таке конструктивне рішення дозволяє збільшити ширину очисного простору на рівні верхнього горизонту вдвічі.

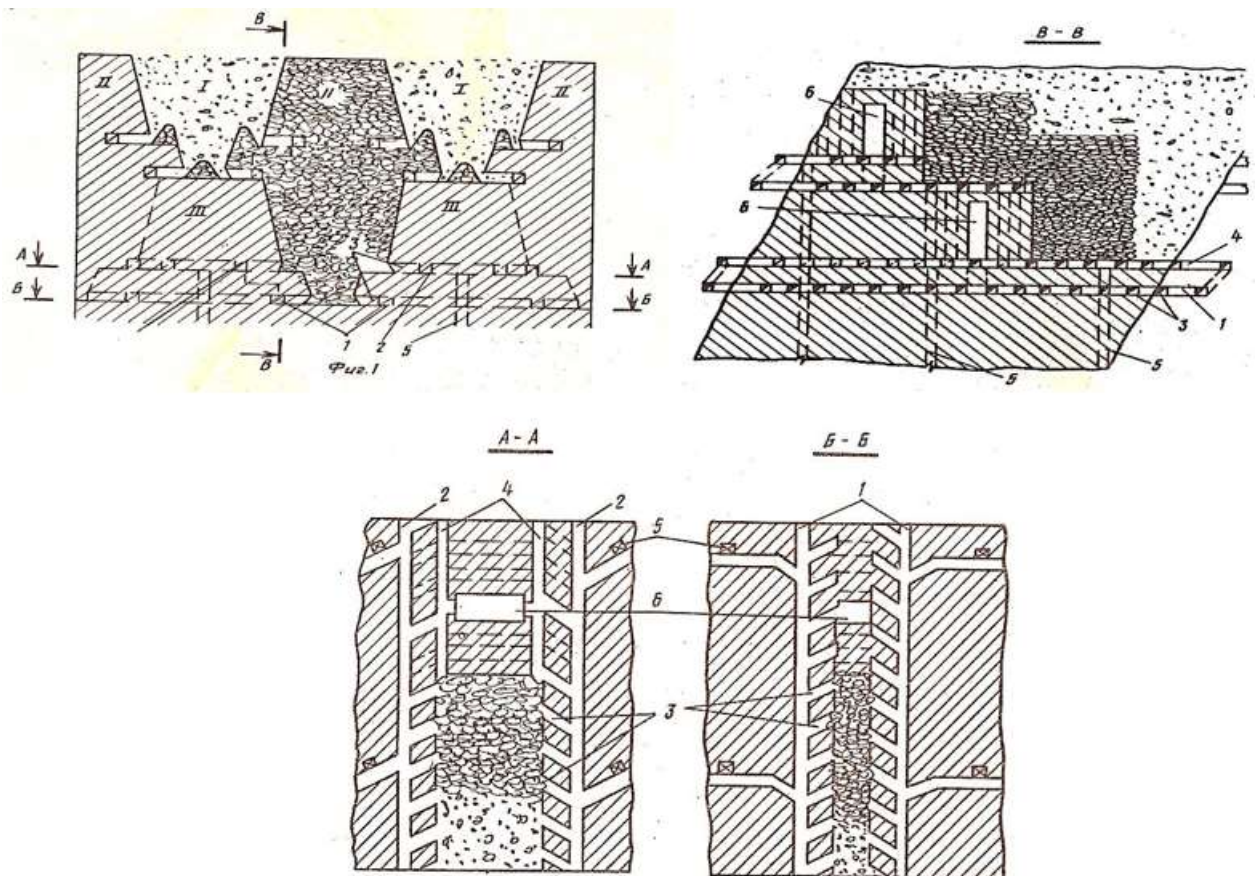


Рис. 1.4. Технологічна схема відпрацювання рудних тіл блоками ромбоподібної конфігурації з площинно-торцевим випуском через систему зустрічних виробок: 1, 2 – доставочні штреки відповідного нижнього та верхнього горизонтів; 3 – система зустрічних торцевих вибоїв; 4 – бурові орти; 5 – рудоспуск; 6 – компенсаційна камера (відрізна щілина).

Горизонтальний інтервал між зустрічними випускними виробками (3) розраховується таким чином, щоб забезпечити перекриття зон випуску (еліпсоїдів розпушення) суміжних фігур. З метою мінімізації втрат руди, торцеві вибої (3) на суміжних горизонтах розташовують зі зміщенням у шаховому порядку.

На верхньому горизонті проходять спеціалізовані виробки (4), призначені для буріння глибоких свердловин. Локалізація рудоперепускних підняттяєвих (5) проектується в залежності від типу обраної навантажувальної техніки.

Руйнування масиву блоку здійснюється свердловинними зарядами. Верхній сектор блоку розбурюється з виробок (1) та (2), що належать до вже

відпрацьованих суміжних блоків, а нижній сектор — з бурових виробок (4) та зустрічних заходок (3). В якості компенсаційного простору використовується відрізна щілина (6).

Видача обваленої гірничої маси відбувається через торцеві виробки (3) синхронно на всіх задіяних горизонтах, після чого руда транспортується до рудоспуску (5). Виїмка запасів здійснюється у напрямку навхрест простягання згідно з черговістю, зазначеною на схемі (етапи I, II, III).

Попри теоретичну перспективність, цей метод не набув значного поширення у практиці видобутку залізних руд.

Розвитком цієї ідеї є адаптація технології для відбійки руди на затиснене середовище (рис. 1.4) або схема підповерхового обвалення з формуванням підконсольного компенсаційного простору. Остання передбачає створення штучного захисного перекриття («козирка») шляхом цементації частини обваленої породи під консоллю, що дозволяє ефективно використовувати самохідну техніку (рис. 1.5) [44].

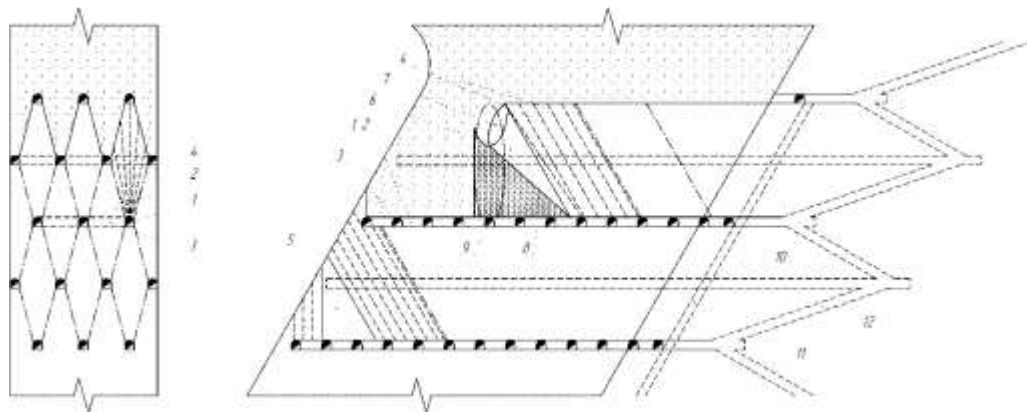


Рис. 1.5. Модифікована схема підповерхового обвалення, що передбачає відбійку на підконсольний простір та формування штучного перекриття («козирка») для захисту самохідної техніки: 1 – орт для буріння; 2 – орт для доставки; 3 – навантажувальні ніші (діагональні); 4 – свердловинні віяла (похилі); 5 – початкова камера компенсації; 6 – простір під консоллю (компенсаційний); 7 – зона укріплених порід (штучний «козирок»); 8 – ін’єкційні свердловини для подачі зміцнюючого розчину; 9 – ніша випуску під торцем консолі; 10 – штрек транспортування; 11 – рудоспуск (капітальний); 12

Виймка запасів у панелі починається з формування первинної компенсаційної порожнини (5) під висячим боком. Далі відпрацювання ведеться секціями у напрямку до лежачого боку.

Після відбійки кожної секції застосовується диференційована схема випуску:

- безпосередньо під консоллю випуск руди заборонено;
- з виробки (9), що знаходиться під торцем консолі, здійснюється лише частковий відбір гірничої маси;
- повний випуск дозволяється з інших ніш, розташованих ближче до висячого боку.

Для створення вільного простору (6) під консоллю необхідно облаштувати захисний екран («козирок», поз. 7). Для цього через свердловини (8) у торець консолі на контакт з породами нагнітають в'язучі суміші (наприклад, цементний розчин). Після набору міцності цим штучним масивом проводиться частковий випуск руди через крайню виробку з боку лежачого боку. Це дозволяє відкрити компенсаційний простір необхідного об'єму для відбійки наступної черги запасів.

Головною проблемою реалізації цієї технології є складність формування надійного «козирка», особливо при роботі з нестійкими рудами.

Аналіз класичного «шведського варіанту» (буродоставочні виробки навхрест простягання, відбійка вертикальними шарами на затиснене середовище) виявляє суттєві вади. Через низьку сипучість руди, фігура випуску формується у вигляді неповного еліпсоїда, що неминуче призводить до значних втрат корисної копалини [42]. Додатковим фактором ризику є те, що буріння віял за простяганням знижує стійкість свердловин, збільшуючи ймовірність їх руйнування ще до етапу заряджання.

Для усунення зазначених проблем пропонується змінити геометрію відбійки: розташувати вертикальні віяла свердловин навхрест простягання. Буріння при цьому слід вести зі спеціального штреку у лежачому боці. Критично важливим є створення компенсаційних камер для покращення розпушення руди.

Така конфігурація дозволить досягти випуску в режимі повного еліпсоїда. При цьому залишки руди з боку висячого боку будуть ефективно долучені до видобутку під час відпрацювання нижнього підповерху (див. рис. 1.6).

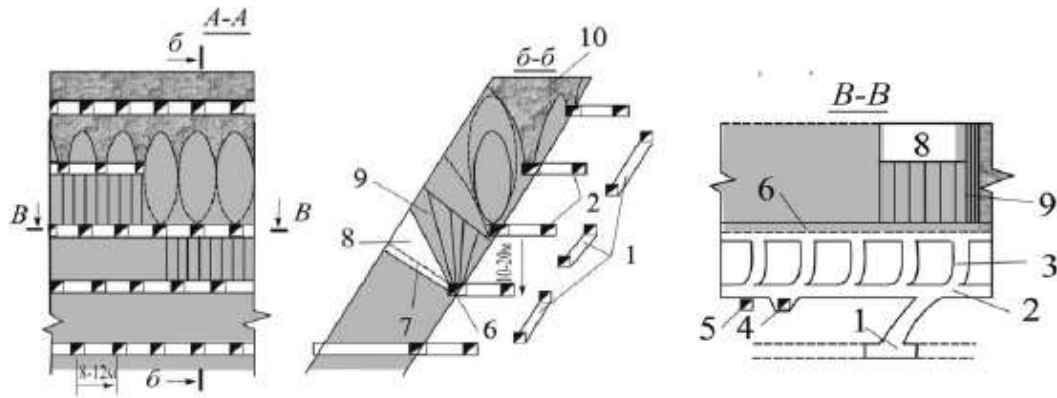


Рис. 1.6. Технологічна схема секційної виїмки похилих покладів середньої потужності з використанням самохідного комплексу: 1 – спіральний з’їзд у лежачому боці; 2 – підповерховий польовий штрек доставки; 3 – орти для навантаження та доставки; 4 – рудопородний спуск; 5 – вентиляційно-ходовий ствол; 6 – штрек для буріння; 7, 8 – контури похилої виробки та компенсаційної камери (утвореної вибухом нижніх свердловин); 9 – віяла відбійних свердловин; 10 – налягаючі пусті породи.

Технологія передбачає посекційну відбійку рудного тіла (по 2–3 секції) із підповерхових штреків. Кількість секцій варіюється залежно від геомеханічної стійкості масиву.

Ключовим моментом є формування збільшеного компенсаційного простору для ефективного ущільнення пустих порід. Для цього перший шар руди відбивають за допомогою спарених або строєних віял свердловин. Відривання наступних секцій відбувається із запізненням на попередньо підготовлені похилі камери. Процес їх створення включає проходку похилого підняттьєвого (з навантажувального орта в бік висячого боку) з подальшим його розширенням у вертикальну щілину шляхом підривання нижніх частин свердловин.

На фінальному етапі щілину розбурюють глибокими свердловинами до розмірів повноцінної компенсаційної камери, на яку згодом відбивають основний масив запасів. Це забезпечує коефіцієнт розпушення руди в межах 1,2–1,3. Випуск

гірничої маси здійснюється самохідною технікою через торці навантажувальних ортів.

Комплекс механізації:

- Прохідницькі роботи: бурові каретки Boomer 104 (Epiroc).
- Навантаження та доставка: машини типу EST-2D (Epiroc).
- Буріння глибоких свердловин: установки Solo-5-7P (Sandvik Mining).
- Кріплення: використання анкерної технології Swellex (Epiroc) у поєднанні з тверднучими сумішами.
- За ініціативи керівництва комбінату (зокрема голови правління Ф. Караманиця) та підтримки акціонерів, з 2007 року на підприємстві реалізується масштабна програма технічної модернізації [13].
- Інженерні проекти орієнтовані на видобуток багатих руд на глибинах 1190–1350 м із застосуванням високопродуктивної імпортої техніки [7-9]. Наразі триває капітальне будівництво нових горизонтів: 1425 м (ш. «Тернівська»), 1350 м (ш. «Гвардійська»), 1340 м (ш. «Октябрська») та 1390 м (ш. «Родіна»).
- Сировинна база підприємства (до глибини 1600 м) оцінюється у понад 205 млн тонн із середнім вмістом заліза 58,78%, що гарантує стабільну роботу на найближчі 30–40 років. Поточні обсяги виробництва товарної руди (вміст Fe 56–61%) стабілізувалися на рівні близько 6 млн тонн на рік.

Для гірничо-геологічних умов шахти «Октябрська» запропоновано проект відпрацювання блоку 140–146 (горизонт 1220 м, поклад «Основний», поле шахти «Більшовик») [7].

Технічним рішенням передбачено проведення очисних робіт із випробуванням самохідної навантажувально-доставочної машини моделі EST-2D. Детальна схема конфігурації днища випуску та організації доставки представлена на рис. 1.7.

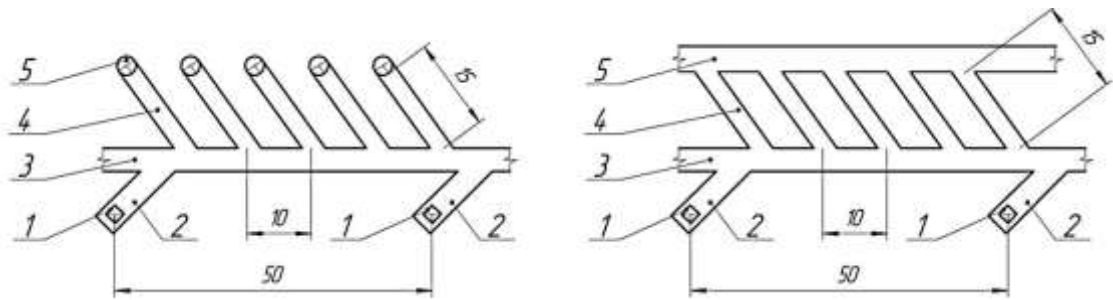


Рис. 1.7. Варіанти схем доставки руди: а – із використанням дучок; б – із застосуванням траншейного днища: 1 – капітальний рудоспуск; 2 – камера розвантаження; 3 – штрек доставки; 4 – діагональні заїзди (навантажувально-випускні); 5 – дучка (для варіанту а) або траншейна камера (для варіанту б).

Технічний паспорт навантажувально-доставочної машини Scooptram EST-2D: Машина розрахована на роботу у виробках із рекомендованим перерізом «у світлі» 2,4х2,8 м. Її габаритні розміри складають: довжина – 6880 мм, ширина – 1650 мм, висота (по захисному козирку кабіни) – 2086 мм. Експлуатаційна маса агрегату дорівнює 11382 кг.

Силова установка представлена електродвигуном потужністю 74,6 кВт (тип кабелю живлення – АВББШв 3х120+1х70). Робочий орган – ківш об'ємом 1,6 м³. Машина здатна ефективно працювати на трасах з ухилом до 16°.

Показники продуктивності: При коефіцієнті використання машини 0,7 за зміну досягається виробіток 384,2 т. У місячному вимірі це становить 33422,5 т (при 29 робочих днях) або 34574 т (при 30 робочих днях).

На шахті «Тернівська» розроблено проект для експериментально-промислового блоку (осі 93–102, горизонт 1350–1275 м, поклад «102-5»). Технологія передбачає комбінований підхід до доставки руди на кожній стадії: основний обсяг (60%) виконується віброустановками ПВ-6, допоміжний (10%) – скреперними лебідками, а 30% запасів відводиться під випробування самохідної машини EST-2D [9].

Інша стратегія обрана на шахті «Гвардійська» (блок 165–254). Тут машину EST-2D вирішено використовувати виключно у прохідницькому циклі в парі з

буровою кареткою [8]. Це рішення базується на позитивному досвіді роботи даної моделі на проходці виробок у структурних підрозділах ПАТ «Кривбасзалізрудком», де вона добре зарекомендувала себе завдяки компактним габаритам.

Практичні спроби переведення машин EST-2D на очисні роботи (зокрема, експеримент на шахті «Октябрська») виявили низку інженерних викликів. Основною проблемою стало підтримання стійкості доставочних штреків, пройдених безпосередньо у рудному масиві.

Економічний аналіз також виявився неоднозначним. Середня експлуатаційна продуктивність машини склала 350 т/зміну, що еквівалентно роботі двох скреперних установок, вартість яких у рази нижча. Висновок очевидний: попри економію на проходці нарізних виробок (менший обсяг капітальних вкладень), використання EST-2D за існуючими схемами є нерациональним. Це диктує необхідність перегляду параметрів приймальних днищ для адаптації їх під цей тип обладнання.

Підсумовуючи викладене, можна стверджувати: Масштаби застосування самохідної техніки на шахтах Кривбасу залишаються обмеженими. Головна причина полягає у відсутності системного підходу: недостатньо досліджені гірничо-технологічні вимоги до машин, не сформовані принципи комплектації обладнання для специфічних умов басейну, а також бракує ґрунтовної техніко-економічної оцінки, яка б визначила чіткі межі рационального використання цієї перспективної технології.

1.5 Обґрунтування мети та формулювання завдань дослідження

Аналіз сучасного стану гірничодобувної галузі Криворіжжя свідчить про те, що питання технічного переозброєння підземних рудників набуло критичної ваги. Перехід на використання високопродуктивних механізованих комплексів є ключем не лише до зниження собівартості продукції та підвищення стандартів

безпеки, але й до стабілізації складних гірничо-технологічних умов, які погіршуються внаслідок багаторічного пониження фронту гірничих робіт.

Слід підкреслити, що умови криворізьких шахт є унікальними у світовому масштабі через поєднання великих глибин та складних геомеханічних характеристик масиву. Через це пряме запозичення світового досвіду використання габаритної техніки є неможливим — бракує практичних даних щодо експлуатації таких машин в аналогічних умовах.

Це зумовлює необхідність наукового пошуку нових рішень: удосконалення схем підготовки блоків та обґрунтування таких параметрів доставки, які б зробили використання самохідної техніки раціональним та економічно ефективним.

Мета роботи полягає у розробці технологічної схеми трасування виробок горизонту випуску, адаптованої під використання високопродуктивних навантажувально-доставочних машин (НДМ).

Для досягнення мети вирішуються такі завдання:

1. Провести аналіз ринку та обґрунтувати вибір типорозміру самохідної техніки, придатної для роботи в підземних умовах залізрудних шахт.
2. Встановити раціональні параметри трасування нарізних виробок з урахуванням габаритів та радіусів повороту мобільного обладнання.
3. Визначити шляхи підвищення ефективності роботи НДМ, зокрема через оптимізацію коефіцієнта заповнення ковша.
4. Оцінити геомеханічний стан масиву та підібрати оптимальні види кріплення для виробок, де курсуватиме важка техніка.
5. Спроекувати удосконалену схему нарізання блоків для системи доставки руди самохідними машинами.
6. Виконати техніко-економічну оцінку ефективності запропонованої схеми підготовки та відпрацювання блоків.

РОЗДІЛ 2

ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПІДГОТОВКИ БЛОКІВ ДО ВИЙМКИ З ВИКОРИСТАННЯМ САМОХІДНИХ МАШИН

2.1 Аналітичний огляд та вибір раціональних типорозмірів вантажно-доставочних машин для умов залізорудних шахт.

Організація транспортної схеми підземного рудника — це комплексне завдання, яке залежить від методів розкриття та підготовки горизонтів, прийнятої системи розробки, а також від планових обсягів видобутку [22].

Як зазначалося у п. 1.2, специфіка Криворізького басейну накладає жорсткі обмеження на габарити техніки: вона повинна ефективно функціонувати у виробках з площею поперечного перерізу не більше 14 м². Виходячи з цього, аналізу підлягають лише ті типорозміри машин, які вписуються у ці параметри, забезпечуючи при цьому необхідну продуктивність.

Світовий досвід виділяє дві основні категорії самохідних машин для навантаження і доставки [45]:

1. Ківшеві машини (НДМ): Оснащені фронтальним ковшем (1–10 м³), який поєднує функції навантаження і транспортування. Характеризуються високою маневреністю (шарнірно-зчленована рама дозволяє радіус повороту 7–8 м). Комплектуються дизельними двигунами (з каталізаторами) або електроприводом.
2. Бункерні машини (НТМ): Мають власний накопичувальний кузов і невеликий ківш для самозавантаження. Розвантаження відбувається перекиданням кузова або через задній борт. Цей тип ефективний для дрібнофракційної руди. Раціональне плече доставки: до 200 м (для об'єму 3 м³) та до 400 м (для об'єму 5–10 м³).

Огляд поширених моделей наведено у табл. 2.1–2.4 [17, 46].

Лідером ринку є шведська компанія «Ерігос», яка має виробничі потужності у Швеції, США, Китаї та інших країнах. Обладнання цього бренду широко представлене у світовій гірничій практиці [23–29].

Враховуючи геомеханічні умови глибоких горизонтів Кривбасу, найбільш доцільним є використання машин типів EST 3.5 та TORO 400E. В якості базової моделі для порівняльного аналізу прийнято машину EST-2D, оскільки вона вже закладена у низку проектних рішень для місцевих шахт [7–9].

Технічна характеристика конікових НДМ з дисковим приводом													Таблиця 2.1	
Параметри	Росія					Фінляндія «ARAO»		Німеччина «ГХХ»			США «Bagger»			Польща
	ПД 2	ПД 3	ПД 5А	ПД 8	ПД 12	TORO 250BDS	TORO 300D	G-ST 2A	G-ST 4A	G-ST 11	ST 5A	ST 8A	ST 13	912 916
Висота підйому, (г)	2	3	5	8	12	4,5	6,2	2,72	5,45	12,0	7,26	7,65	17,8	916
Місткість, (м³)	1,0	1,5	2,5	4,0	6,0	2,0	2,7-3,3	1,53	3,1	8,5	3,8	5,6	9,9	10
Потужність двигуна, (кВт)	60	90	125	140	184	63	102	53,8	95,4	165,2	127,9	165,4	265	144,1
Максимальна швидкість руху, (км/год)	16	18	18	20	20	21	25	21,4	39,2	35	37	35	12	19
Радіус повороту по зовнішньому колісцю, (м)	3,0	4,7	5,5	7,5	8,0	4,8	6,4	4,72	6,3	9,9	6,17	6,6		
Радіус повороту, відстань, (м)	60	100	125	200	300	100	200	100	200	300				
Максимальна висота розвантаження, (м)	1,0	1,6	1,8	2,2	2,4									
Максимальний кут підйому траєкторії, (град)	18	18	18	18	18	20	20	30	20	31	20	20		20
Габарити, (м)														
Довжина	5	7,3	7,5	9,0	10	7,68	8,47	5,466	8,915	10,425	8,91	10,44	11,45	7,46
Ширина	1,3	1,7	1,9	2,5	2,8	2,0	2,1	1,88	2,46	3,28	2,45	2,6	3,05	1,53
Висота	2,1	2,1	2,24	2,5	2,65	2,99	2,15	1,626	1,524	1,94	1,53	1,98	2,46	1,37
Маса, (г)	5	10	16	22,4	28	12,4	14,5	10,0	17,2	25,0	19,4	25,0	43,1	19,0

Параметры электронных НДМ	США, «Фортрал»*					Филиппины ARA		Нисечина «ГХХ интер рад»	Франция «Фортрал» 400	США «Фортрал» 400		США	
	482	488	500	580	740	TORO 150 E	TORO 350 E			100E	200 E	Евро 913E	Ватер EHTSB
Вибрация (г)						3,2	8,0						
Місткість, м³	2,7	3,1	2,03	3,25	2,69	1,3-1,5	3,2-5,4	5,6	1,52	0,8	4,0	2,2	3,8
Потужність двигуна, (кВт)	14,8	14,8	18,4	33,1	16,2	55	110	197	90	30-37	111	66	147
Місткість кабельного барабана, (м)						90	210	120	150	76	125	120- 200	120
Радіус повороту по зовнішньому колову, (м)	6,5	6,7	6,2	7,5	6,7	6,2	6,8	5,8	4,7	3,9	4,9	5,2	6,1
Швидкість руху з напильником, (км/год)													
вперед						13,0	14,0						
назад						4,5	3,5						
Площа перерізу виробки (м²)						7-9	12-14	12	7-9			8-10	10-12
Габарити, (м)													
довжина	8,39	8,06	7,9	8,85	7,57	6,4	9,5	9,98	6,86	1,2	2,4	7,09	8,92
ширина	2,9	2,75	2,54	2,44	2,75	1,4	2,4	2,5	1,6	1,2	2,4	1,98	2,45
висота	0,8	0,92	0,6	0,91	0,74	1,7	2,4	1,85	0,15	1,4	1,8	1,42	1,52
Маса, (т)	16,9	17,2	18,0	18,0	16,4	8,8	23,8	29,4	10,1	5,8	21,2	12,0	19,5

Таблиця 2.2

Технічні параметри сучасної НДМ виробництва Epiroc

Модель	Ширина ковша, м	Вантажопідйомність, т	Вміст ковша, м³
EST 2D	1,5	3,6	1,9
ST 2D	1,6	3,6	2,0
ST 3,5	2,1	6,0	3,1
ST 600LP	2,15	6,0	3,1
ST 710	2,04	6,5	3,2
ST 1020	2,7	10,0	5,0
ST 14	2,6	14,0	6,4
ST 8C	3,0	14,5	7,6
ST 1520	2,9	15,0	7,5

Таблиця 2.3

Навантажувально-доставочні машини типу TORO

Модель	400 D	400 E	501 D	501 DL	501 E
Тип двигуна (диз./електрич.)	диз.	електр.	диз.	диз.	електр.
Мінімальна місткість ковша, м³	3,8	3,8	4,3	4,3	4,3
Максимальна місткість ковша, м³	4,6	4,6	7,5	7,5	7,5
Вантажопідйомність при відкатці, кг	9600	9600	14000	14000	14000
Вага без вантажу, кг	22800	24500	34000	36700	36500
Потужність двигуна, кВт	158	110	204	242	160
Довжина, мм	9363	9633	10320	10540	10680
Ширина, мм	2440	2440	2730	2730	2730
Висота, мм	2320	2320	2600	2850	2600
Радіус повороту зовнішній, мм	6635	6635	7230	7230	7300
Радіус повороту внутрішній, мм	3550	3550	3830	3830	3880
Кут розвороту рами, градуси	40	40	38	38	38
Макс. висота шарніру ковша, мм	3389	3389	4080	4565	4080
Макс. висота розвантаження ковша, мм	1700	1700	2390	2850	2440
Макс. кут розвантаження, градуси	45	45	41	42	39
Час підйому ковша, сек	7	8	8	7,7	9
Час опускання ковша, сек	4	4,5	4	4	5,5
Час нахилу ковша, сек	2,5	3	2,5	1,6	3
Шини (ширина і діаметр), дюйми	18×25	18×25	26,5×25	26,5×25	26,5×25
Довжина кабелю, м	-	230	-	-	280
Швидкість з вантажем:					
1-а передача	5,1	3,5	4,8	5,4	3,5

Модель	400 D	400 E	501 D	501 DL	501 E
2-а передача	10,3	6,8	8,4	9,2	6,1
3-я передача	17	12	14	15,5	10,5
4-а передача	27	-	23	25,5	-
Місткість кабельного барабана, (м)	-	220	-	-	240
Площа перерізу виробки, (м ²)	12-14	12-14	14	14	14

Таблиця 2.4

Технічна характеристика бункерних НТМ

Параметри	Росія						Швеція	
	ПТ-2,5	ПТ-4 (ПДН-2)	ПТ-6 (ПДН-3Д)	ПТ-10	ПТ-16	ПТ-20	КАВО 510	КАВ О 710
Місткість ковша, (м ³)	0,12	0,2	0,5	1,0	1,6	1,6	0,5	1,6
Місткість бункера, (м ³)	1,0	1,5	2,5	4,0	6,0	10,0	2,5	5,0
Вантажопідйомність, (т)	2,5	4,0	6,0	10,0	16,0	20,0	5,0	10-14
Тип привода	дизель	пневматичний, електричний			дизельний, електричний		пневматичний	дизель
Потужність двигуна, (кВт)	45	65	100	145	220	220	2x14,7	103
Швидкість руху, (км/год)		15	15	25	25	25	3,6	20
Радіус повороту по зовнішньому колесу, (м)	3,5	4,0	5,6	8,0	10,0	-	-	-
Габарити, (м)								
довжина	3,15	3,35	4,75	8,5	9,8	11,8	3,6	8,25
ширина	1,4	1,8	2,36	2,5	2,8	2,8	2,15	2,2
висота	2,12	2,12	2,12	2,5	2,65	2,65	1,8	2,5
Маса, (т)	5	7	10	16	25	25	5,5	14
Рекомендована відстань доставки, (м)	100	100	100	120	120	150	-	-
Площа перерізу виробки, (м ²)	5-7	7-9	9-12	12-14	14	14-16	8-10	10-12

2.2 Визначення оптимальних параметрів трасування підготовчих виробок для безпечної експлуатації мобільної техніки.

Трасування гірничих виробок для експлуатації самохідної техніки є критично важливим етапом планування. Архітектура доставочного горизонту формується на основі трьох визначальних критеріїв [4,47,48]:

1. Геологія покладу: диктує загальну схему трасування (штрекова, ортова, кільцева, тупикова тощо).
2. Геомеханіка: фізико-механічні параметри руди та порід визначають конструкцію приймального днища та співвідношення обсягів проходки по руді та по породі, а також конфігурацію під'їзних шляхів.
3. Тип обладнання: характеристики обраних машин для доставки та відкатки задають геометричні параметри виробок (радіуси поворотів, довжину прямих ділянок), потребу в сервісних камерах та допоміжній інфраструктурі.

Для родовищ середньої потужності (до 25 м) з кутом падіння до 60°, що складають близько 60% запасів басейну, оптимальним є застосування схеми з площинно-торцевим випуском та односторонніми ортовими заїздами. Головна перевага цього методу — можливість розташування всієї капітальної інфраструктури у стійких породах лежачого боку, що гарантує надійність та довговічність виробок [6-10].

Для досягнення максимальної ефективності використання парку НДМ у часі, процес розвантаження має бути безперервним. Це забезпечується шляхом скидання руди безпосередньо у капітальні рудоспуски (див. рис. 2.1) [4,48].

Проектування розвантажувальних камер базується на розмірах самої техніки, а також необхідності розміщення супутніх агрегатів (бутободів, систем пилоподавлення) з суворим дотриманням норм безпеки [24,49].

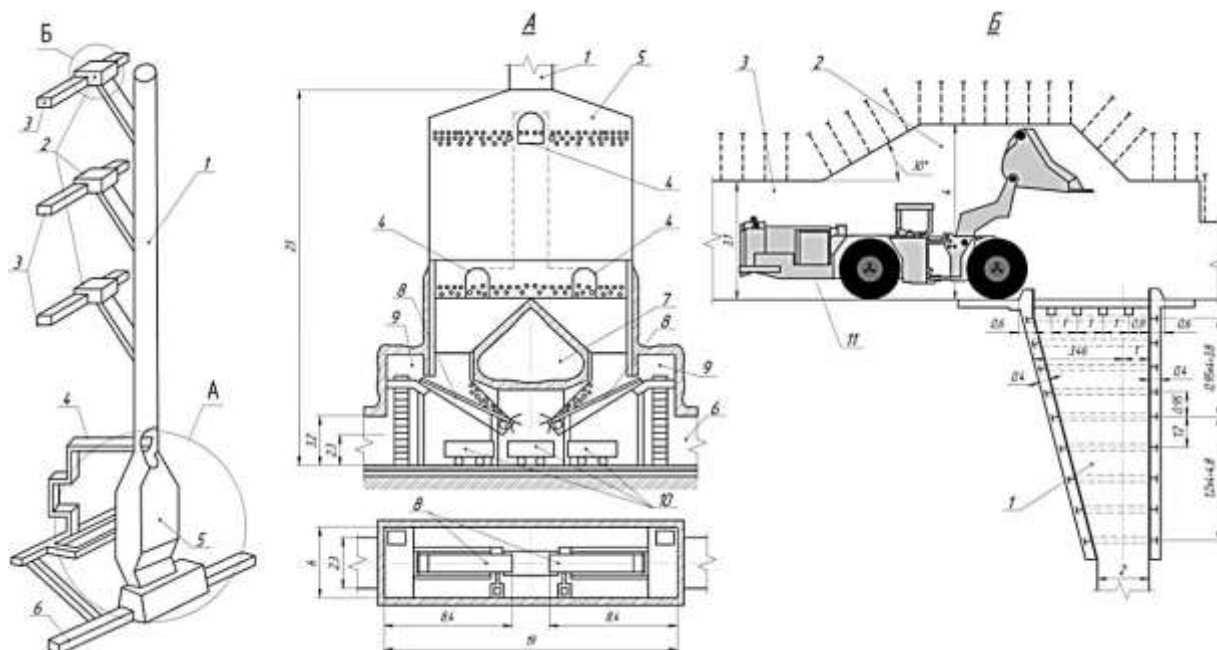


Рис. 2.1. Конструктивна схема капітального рудоспуску та його елементів: 1 – ствол рудоспуску; 2 – вузол розвантаження НДМ; 3 – доставочні штреки/орти; 4 – ходок для огляду стану виробки; 5 – накопичувальна (бункерна) частина; 6 – виробка відкотного горизонту; 7 – розсікач потоку руди; 8 – віброживильники; 9 – камери технічного обслуговування; 10 – рудникові вагонетки; 11 – навантажувально-доставочна машина.

Проектування розвантажувальних камер вимагає впровадження інженерних рішень, що унеможливають падіння техніки або людей у гирло рудоспуску. Обов'язковим є встановлення бар'єрних огорож та систем пилопридушення [49].

Для забезпечення ефективної зачистки залишків руди (бульдозером або ковшем НДМ) підшву заїзду бетонують, а саму виробку проходять з ухилом у бік транспортного штреку. Камера має бути обладнана стаціонарним освітленням та гідрозрошувальною системою [20, 24].

Кути нахилу. Профіль рудоспуску розраховується з урахуванням фізичних властивостей матеріалу для забезпечення самопливу. Нормативні мінімуми становлять:

- 65° — для вологих (>10%) глинистих руд;
- 60 ° — для руд з вмістом липких фракцій понад 25%;
- 50 ° — для стандартної кускової маси (<25% дріб'язку) [49].

У даному проекті прийнято кут нахилу 65° .

Висота поверху. Цей параметр кратний висоті підповерху. При крутому падінні покладу $>65^\circ$ висота технологічного поверху обмежується лише технічними можливостями буріння підняттяєвих виробок і може сягати 1000 м [17, 49].

Експлуатація. У випадку схильності руди до зависання, проект має передбачати контрольно-оглядові виробки. У нестійких породах стінки рудоспуску та перевантажувальних вузлів футеруються бронеплитами. Випуск здійснюється через люкові затвори з віброживильниками [24].

Параметри випуску. Геометрія люка та кут нахилу днища ($35-65^\circ$) обираються залежно від гранулометрії та вологості руди. Для запобігання заторам розмір випускного вікна повинен мінімум утричі перевищувати розмір кондиційного шматка руди. Кожен пункт навантаження оснащується локальною аспірацією [24].

Технічне обслуговування. Для мінімізації непродуктивних втрат часу на кожному крилі шахтного поля слід передбачити ремонтну базу (станцію) для обслуговування парку самохідної техніки [24].

Узагальнюючи результати досліджень, можна сформулювати такі рекомендації:

1. Трасування: При використанні самохідної техніки на доставці у Кривбасі пріоритетним є розміщення доставочних виробок у стійких породах лежачого або висячого боків.
2. Розміщення рудоспусків: Капітальні рудоспуски слід закладати у масивах стійких порід, максимально віддалених від зони сейсмічної дії вибухових робіт, щоб зменшити витрати на кріплення.
3. Логістика ремонту: Для скорочення часу на перегони та маневри (особливо для електричних машин), пункти технічного обслуговування доцільно розташовувати безпосередньо на робочих підповерхах доставки.

2.3 Шляхи підвищення продуктивності НДМ за рахунок оптимізації коефіцієнта наповнення ковша у робочому циклі.

Практика експлуатації існуючих схем доставки виявила суттєві недоліки у конфігурації навантажувально-випускних заходок (поз. 4, рис. 1.7). При їх розташуванні під кутом $45\text{--}60^\circ$ до транспортного штреку та довжині до 15 м неможливо забезпечити якісне наповнення ковша за один прохід [19].

Статистика свідчить, що коефіцієнт заповнення у таких умовах варіюється в межах 0,55–0,65 [7-9,19]. Це змушує оператора виконувати серію повторних маневрів (врізання, відкат, перемикання передач, маніпуляції ковшем), що призводить до значних втрат робочого часу та падіння змінної продуктивності [19,24].

Головна проблема полягає у втраті зчеплення. При неправильному підході кромка ковша впирається в підшву, що призводить до відриву передніх коліс від ґрунту. Машина, маючи тягу лише на задньому мосту, втрачає напірне зусилля і замість того, щоб врізатися вглиб штабелю, починає підніматися по ньому вгору. Як наслідок – напівпорожній ківш.

Для досягнення коефіцієнта наповнення 0,90–0,95 за один цикл, компанія Sandvik розробила спеціальний алгоритм черпання [50]. Ключовою вимогою є наявність прямика довжиною 10–15 м перед навалом. Це дозволяє розігнати машину і використати кінетичну енергію удару в поєднанні з гідравлічним зусиллям відриву.

Алгоритм виконання робіт (Етап 1):

1. Підхід та позиціонування. Рухаючись до штабелю, оператор зачищає дорогу (для збереження шин). Стріла переводиться у крайнє нижнє положення (на упори рами), а підшва ковша виставляється суворо паралельно ґрунту, орієнтуючись на візуальний індикатор (див. рис. 2.2, а).

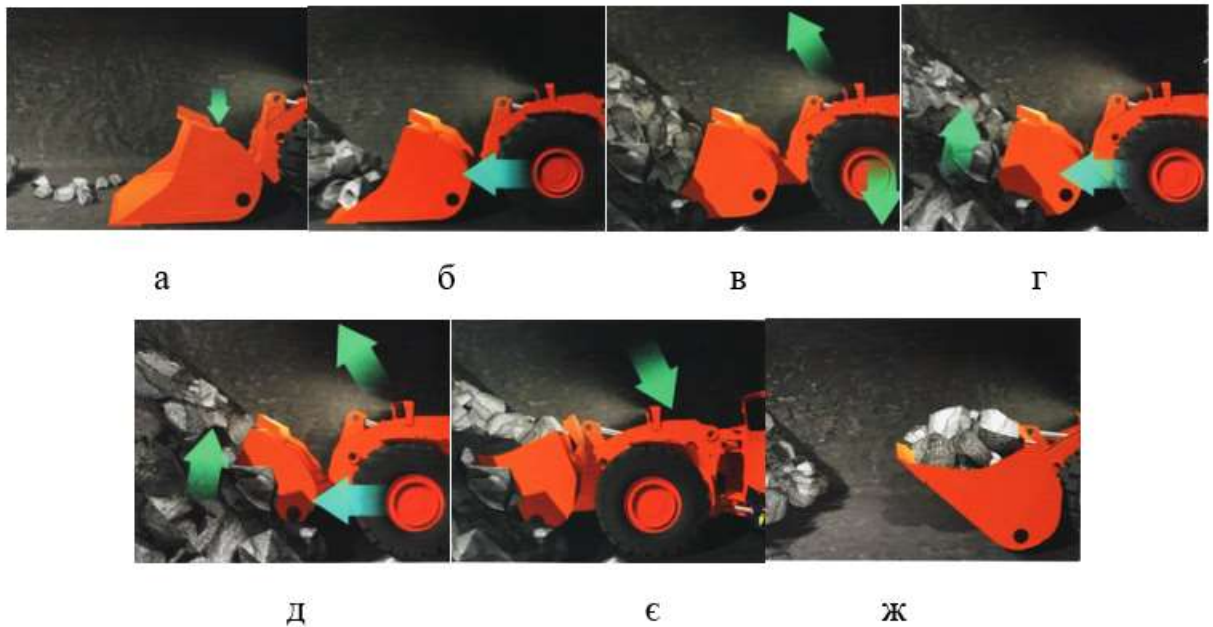


Рис. 2.2. Послідовність виконання операцій по максимальному заповненню ковша НДМ

2. Фаза врзання (рис. 2.2, б): Машина на першій передачі врзається в навал. Стріла при цьому лежить на упорах. Рух продовжується до тих пір, поки опір рудної маси не зупинить машину.
3. Стабілізація зчеплення (рис. 2.2, в): Оператор плавно піднімає стрілу, не змінюючи кут нахилу ковша (ріжуча кромка залишається паралельною підшві). Це дозволяє перенести вагу машини на передній міст, притискаючи колеса до ґрунту і збільшуючи силу тертя, що запобігає пробуксовці.
4. Активне черпання (рис. 2.2, г): Процес заглиблення продовжується комбінованими рухами: маніпулюванням ковшем (нахил) та стрілою (підйом). Оператор періодично «підгортає» руду на себе. Невеликі підйоми стріли потрібні для того, щоб вирівнювати кромку горизонтально для нового поштовху вперед.
5. Остаточне наповнення (рис. 2.2, д): Цикл «підйом-закидання» повторюється кілька разів до повного заповнення ємності. Завершується етап повним поворотом ковша назад до упору («керлінг») для утримання вантажу.
6. Підготовка до відкатки: Машина здає назад, відходячи від забою, і одночасно опускає стрілу вниз.

7. Калібрування вантажу (рис. 2.2, є): Різким рухом ковша (струшуванням) скидається нестійка «шапка» руди або негабаритні шматки, що можуть впасти під час руху.

8. Транспортний режим (рис. 2.2, ж): Початок руху до рудоспуску дозволяється лише після того, як стріла опуститься на упори рами (центр ваги машини стає максимально низьким).

Використання описаної методики забезпечує комплексний позитивний ефект:

1. Продуктивність: Досягається високий коефіцієнт наповнення ковша (до 95%) за один цикл, що суттєво пришвидшує роботу.
2. Економічність: Зменшується час перебування машини в режимі максимального навантаження (черпання), що напряду знижує витрати дизельного палива та знос вузлів.
3. Ресурс шин: Завдяки контролю зчеплення (перенесення ваги на передній міст) мінімізується пробуксовка коліс, яка є головною причиною передчасного зносу дороговартісних шин.
4. Робота з негабаритом: Потужність гідравлічної системи дозволяє ефективно вилучати зі штабелю навіть великі шматки руди, використовуючи відривне зусилля стріли, а не лише інерцію розгону.

Виходячи з технологічних вимог процесу завантаження, довжина навантажувальних заїздів повинна проектуватися з урахуванням габаритів НДМ таким чином, щоб забезпечити прямолінійну ділянку довжиною 10–15 м. Це є обов'язковою умовою для реалізації максимального напірного зусилля та ефективного врізання в масив.

2.4 Геомеханічне обґрунтування параметрів стійкості та вибір паспорта кріплення для нарізних виробок із самохідним транспортом

Стійкість контуру виробки безпосередньо залежить від фізико-механічних властивостей порід. Їхня реакція на оголення класифікується як різні види проявів гірського тиску [51, 52].

Процес проходки (вибух або різання) провокує практично миттєву пружну деформацію порід навколо новоутвореної порожнини [53]. Оскільки швидкість поширення пружної хвилі є дуже високою, ці деформації здебільшого завершуються до моменту зведення кріплення [54].

Проте хвиля деформацій поширюється і на ділянки позаду вибою. Це створює загрозу для існуючого кріплення: жорсткі конструкції (наприклад, бетон або метал) погано переносять такі додаткові навантаження і можуть зазнавати руйнувань (рис. 2.3).



Рис. 2.3. Наслідки проявів гірничого тиску в умовах шахти «Ювілейна» на гор. 1340 м.

Слід враховувати, що процес пружного деформування не завжди проходить спокійно — за певних умов він переростає в інтенсивне крихке руйнування, яке супроводжується миттєвим вивільненням значних обсягів енергії.

Науковці підкреслюють, що сценарій проявів гірського тиску (зокрема у формі крихкого руйнування) є похідною від двох факторів: величини діючих напружень та реологічних властивостей порід [51-55].

- Якщо напруження не досягають критичної межі або порода має високу пластичність, крихкого розриву не стається. Після фази пружності настає

етап пластичних деформацій, які можуть відбуватися як зі збереженням суцільності масиву (пластична течія), так і з її порушенням.

- У випадках, коли напруження замалі для руйнування монолітних блоків породи, деструкція відбувається по "слабких місцях" — природних тріщинах та неоднорідностях. Механізмом руйнування виступають зсув та відрив, що призводить до найпоширеніших явищ у шахтах — заколів та вивалів.
- Якщо ж масив має виражені в'язкі властивості (схильність до повзучості), гірський тиск проявляється через конвергенцію [53]. Це процес поступового зближення боків виробки, опускання покрівлі або здимання підосви (пучення).

Практичний приклад динаміки цих процесів (швидкість та амплітуда опускання покрівлі) зафіксовано під час досліджень на горизонті 1340 м шахти «Ювілейна». Відповідні графіки наведено на рис. 2.4.

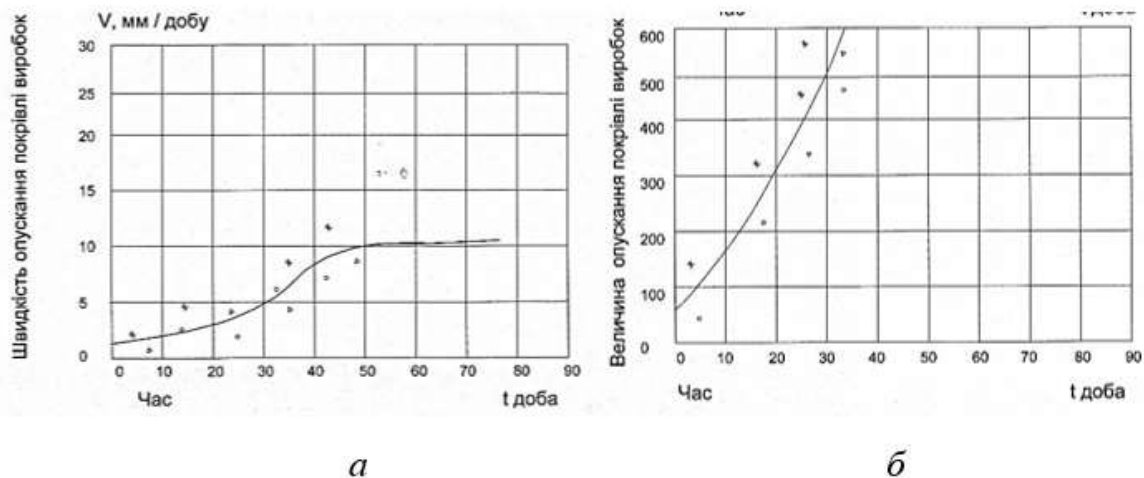


Рис. 2.4. Зміни швидкості (а) і величини (б) опускання покрівлі для умов шахти «Ювілейна» на гор. 1340 м.

Формування зон деформації. Приконтурна область масиву, в якій протікають незворотні процеси (пластичність, повзучість, механічна деструкція), у гірничій науці визначається як «зона непружних деформацій».

Експлуатаційна стійкість. Аналіз виробничої статистики виявив пряму кореляцію між обсягами необхідних ремонтних робіт та тривалістю експлуатації

виїмкової діляниці. Іншими словами, питомий показник відновлення виробок ($Q_{\text{пер}}$) безпосередньо залежить від часу їх служби, вираженого у кількості робочих змін (N).

Графічну інтерпретацію цієї закономірності наведено на рис. 2.5.

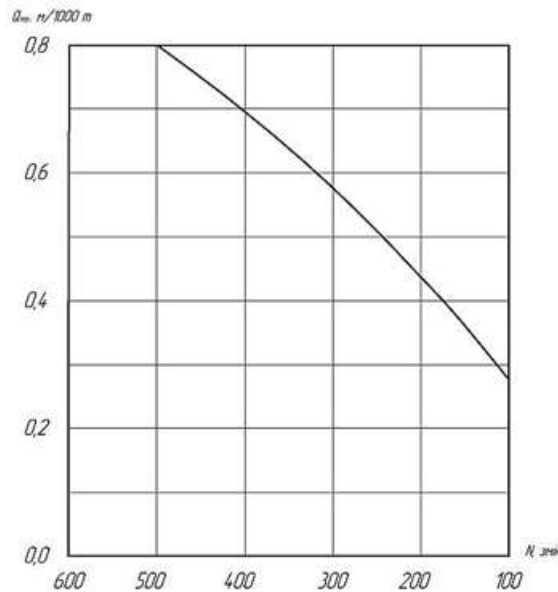


Рис. 2.5. Графік залежності питомого об'єму відновлення гірничих виробок $Q_{\text{пер}}$ від кількості змін N відпрацювання запасів блоку

Результати досліджень вказують на те, що зони критичного руйнування локалізуються переважно в ціликах, які формуються на перетині доставочних штреків та навантажувальних заїздів. Ця проблема є особливо гострою для схем, де кут примикання заходок становить $45\text{--}60^\circ$, що створює несприятливі умови для розподілу напружень (див. рис. 2.6).

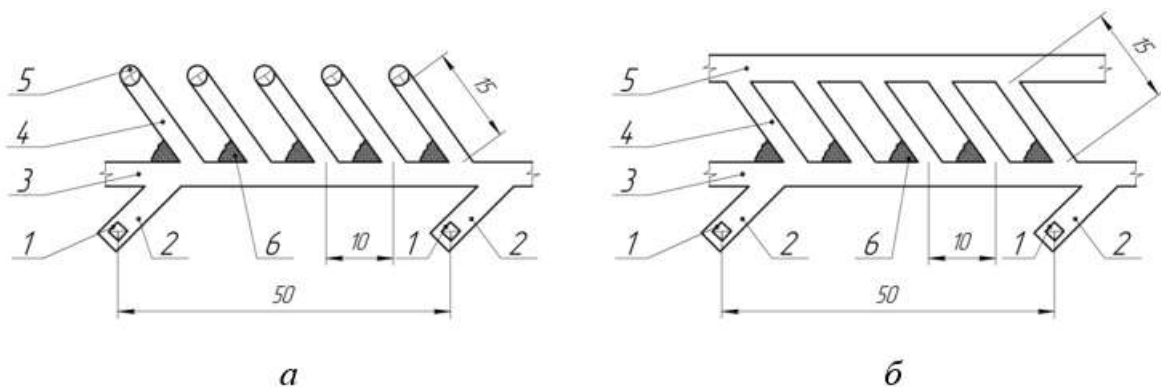


Рис. 2.6. Варіанти технологічних схем доставки руди: а) Система з дучковим випуском: 1 – капітальний рудоспуск; 2 – камера розвантаження; 3 – штрек

доставки; 4 – діагональні заїзди (навантажувально-випускні); 5 – рудоспускні дучки; 6 – зони критичної деформації (руйнування) міжкамерних ціликів. б) Система з траншейним випуском: позиції 1–4 відповідають схемі (а); 5 – приймальне днище траншейного типу.

Визначення інтервалу (кроку) між навантажувально-випускними виробками є оптимізаційною задачею. Проектне рішення повинно базуватися на компромісі між двома факторами: максимізацією повноти вилучення запасів та забезпеченням геомеханічної стійкості розділових ціликів [51-55].

Існує пряма залежність: ущільнення сітки виробок (зменшення відстані між ними) сприяє зростанню коефіцієнта вилучення руди. Однак, зворотним боком цього процесу є різке зростання концентрації напружень у зменшених ціликах (див. рис. 2.7). Перевищення межі міцності у цих зонах неминуче призводить до їх руйнування та втрати стійкості виробок.

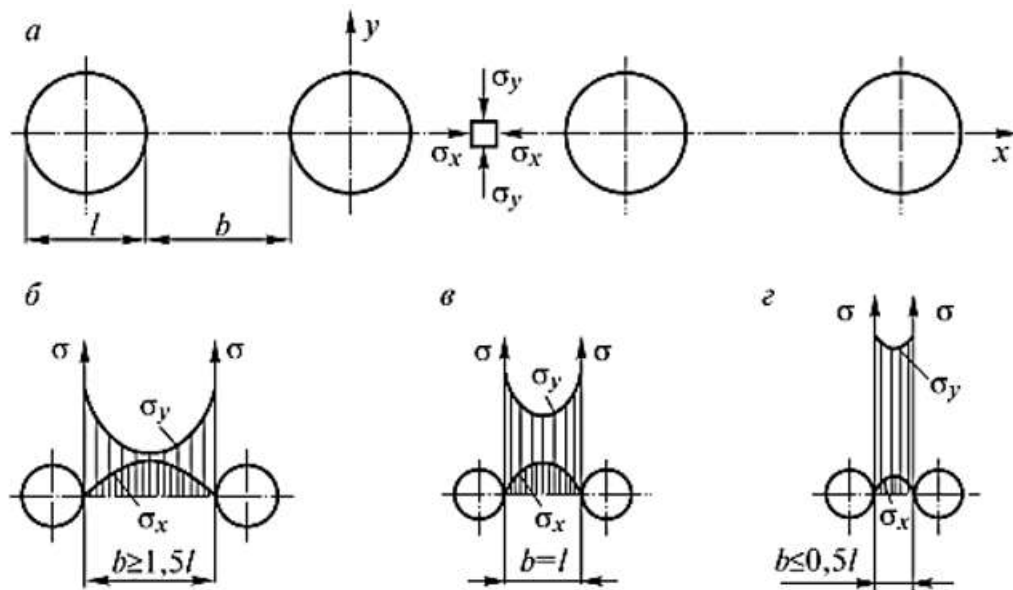


Рис. 2.7. Характер розподілу напружень у ціликах різної геометричної конфігурації: а) Схема взаємного розташування виробок та розділових масивів; б) Епюра для стійкого (широкого) цілика (співвідношення $b \geq 1,5l$); в) Епюра для цілика середньої стійкості ($b = l$); г) Епюра для критичного (вузького) цілика ($b \leq 0,5l$), де l – діаметр виробки, b – потужність цілика.

Проблема стійкості виробок. Забезпечення експлуатаційної надійності гірничих виробок вимагає особливого підходу, зважаючи на значну площу їх поперечного перерізу, що диктується габаритами сучасної самохідної техніки. У зв'язку з цим, вибір параметрів кріплення стає критично важливим інженерним завданням.

Інноваційні методи кріплення. Вирішенням проблеми є перехід до сучасних комплексних систем підтримки покрівлі, здатних функціонувати у складних гірничо-геологічних умовах протягом тривалого часу.

Однією з найбільш перспективних технологій є комбінована система, що поєднує анкерування з армуванням металевими тросами та захисною сіткою (див. рис. 2.8) [56]. Світова практика, зокрема досвід гірничодобувної промисловості Канади, підтверджує високу ефективність цього методу. Економічна доцільність базується на унікальній несучій здатності тросів, які можуть утримувати масиви порід вагою у сотні тонн, запобігаючи обрушенням.



Рис. 2.8. Система комбінованого кріплення виробок анкерами і металічними підхватами

Для підвищення стійкості приконтурного масиву застосовується технологія цементації (тампонажу) через спеціальні анкери-ін'єктори. Конструктивно такий елемент являє собою перфоровану трубку, яка фіксується

у шпурі хімічним способом — за допомогою ампул із в'язучою речовиною та затверджувачем.

Після ін'єкції на поверхню виробки наносять шар ізолюючого торкрет-бетону. Наступним шаром слугує затяжка з рулонного склопластикового матеріалу (див. рис. 2.9). Цей сучасний матеріал має унікальні характеристики: за показниками міцності він еквівалентний залізобетону, проте його вага у 5–6 разів менша.

Для надійного утримання затяжки використовують два основні методи:

1. Систему сталевих тросів, закріплених анкерами у комбінації з металевією сіткою.
2. Спеціальний ресорний профіль зі склопластику (див. рис. 2.10).

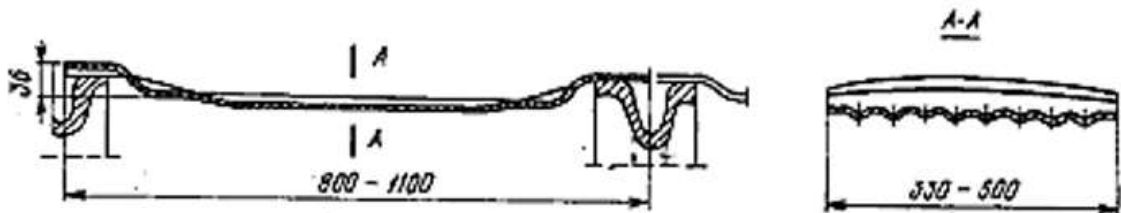


Рис. 2.9. Рулонна склопластикова затяжка

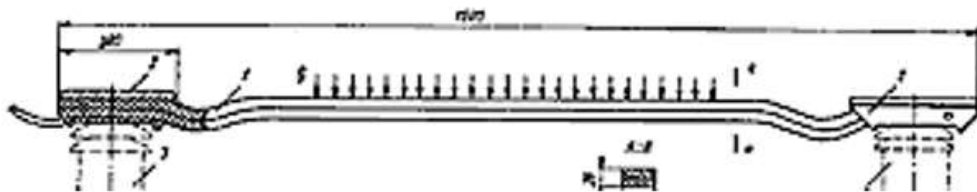


Рис. 2.10. Конструкція ресорного склопластикового профілю: 1 – склопластикові пластини; 2 – металічні опори; 3 – головка стійки

Аналіз практичного досвіду та наукових досліджень [51-56] дозволяє сформулювати ключові принципи забезпечення стійкості підготовчих та нарізних виробок на залізорудних шахтах:

1. Максимальна стійкість досягається тоді, коли геометрія виробки адаптована до поля напружень: більша вісь перерізу має співпадати з вектором дії максимальних напружень у масиві, а менша — з вектором мінімальних.
2. Геомеханічна взаємодія між паралельними виробками подібного перерізу стає критичною, коли відстань між їхніми контурами скорочується до трьох діаметрів і менше.
3. У масивах із нерівномірним розподілом тектонічних сил зближені виробки слід проектувати так, щоб лінія, що з'єднує їхні центри, була паралельна вектору головного (максимального) напруження.
4. Якщо породи мають виражену анізотропію (шаруватість), лінію центрів парних виробок доцільно орієнтувати вздовж напрямку максимального модуля пружності, тобто перпендикулярно до площин напластування.
5. Виробка великого перерізу починає дестабілізувати сусідню меншу виробку, якщо ширина цілика між ними стає меншою за середній поперечний розмір більшої виробки.
6. Зона геомеханічного збурення навколо виробки ізометричної форми (наприклад, сферичної камери) є удвічі меншою порівняно з циліндричною виробкою (штреком) аналогічної площі перерізу.
7. Мінімальний взаємний негативний вплив спостерігається при перетині виробок під кутом 90° (прямий кут).
8. При формуванні збійок або Т-подібних перехресть рекомендовано попередньо створювати технологічні ніші (зарубки) у стінках основних виробок. Це дозволяє локалізувати зону концентрації напружень, оскільки у напрямку проходки напруження спадають пропорційно кубу відстані, тоді як у стінках — лише квадрату.
9. Для мінімізації зон розтягуючих деформацій виробкам слід надавати склепінчасту (аркову) форму з того боку, звідки діє максимальне тиск.
10. Проходка капітальних виробок у зонах розвантаження від очисних робіт є помилковою стратегією. Це провокує інтенсивне розшарування масиву,

заколи, вивали та пучення підосви, що унеможлиблює нормальну експлуатацію.

2.5 Висновки до другого розділу

- Вибір обладнання. Аналіз гірничо-геологічних умов розробки багатих руд (зокрема, наявність порід зниженої міцності та високого гірського тиску) дозволяє рекомендувати як пріоритетні моделі навантажувально-доставочних машин EST-3.5 та TORO 400E.
- Ключові параметри. Ефективність процесу доставки визначається сукупністю технологічних факторів: продуктивністю системи, типорозміром та геометрією техніки, фракційним складом руди, швидкістю та дистанцією транспортування, а також коефіцієнтом використання машин у часі та підсумковою собівартістю операцій.
- Проектування днища. Розробка конструкції випускного горизонту під самохідну техніку є багатофакторним завданням. Проектне рішення повинно гарантувати безпеку та санітарні норми праці, забезпечувати високі економічні показники виїмки, а також мінімізувати обсяги проходки нарізних виробок шляхом оптимізації їх розташування.
- Ефективність завантаження. Впровадження методики черпання від компанії Sandvik дозволяє підвищити коефіцієнт використання НДМ на 30%. Цей метод не лише покращує роботу з негабаритом, але й суттєво знижує експлуатаційні витрати (економія палива, зменшення зносу шин через відсутність пробуксовки).
- Геомеханіка сполучень. Для забезпечення стійкості вузлів розгалуження виробок, їх примикання слід проектувати виключно під прямим кутом, уникаючи формування гострих кутів, які є концентраторами напружень.
- Послідовність робіт. Проходку виробок горизонту доставки необхідно завершувати до старту очисних робіт. Це дозволяє мінімізувати вплив геомеханічних процесів, викликаних виїмкою, та спростити підтримання виробок у робочому стані.

- Орієнтація виробок. Оскільки підготовчі виробки під НДМ мають значний переріз (10–14 м²), для забезпечення їх стійкості вони повинні бути орієнтовані навхрест простягання рудного тіла.
- Система кріплення. Стабілізація виробок великого перерізу та їх перехресть має здійснюватися за допомогою комбінованого податливого кріплення: анкери у поєднанні з підхватами (металевими або склопластиковими ресорного типу).

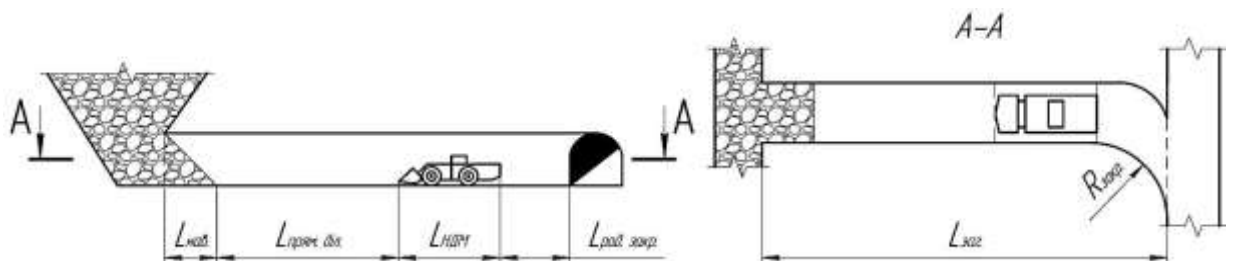
РОЗДІЛ 3

ПРОЕКТУВАННЯ ТА ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ВДОСКОНАЛЕНИХ СХЕМ НАРІЗАННЯ БЛОКІВ

3.1 Розробка удосконалених варіантів схем підготовки блоків для механізованої доставки руди.

Узагальнюючи результати досліджень, викладені у другому розділі, можна констатувати: ключовою умовою високопродуктивної експлуатації НДМ є забезпечення коефіцієнта наповнення ковша на рівні 0,9–0,95 за один цикл черпання.

Спираючись на технологічні рекомендації компанії Sandvik, було визначено пряму залежність між оптимальною довжиною навантажувальної виробки та технічними специфікаціями конкретної моделі обладнання. Для визначення цього геометричного параметра розроблено розрахункову модель, візуалізовану на рис. 3.1.



На рис. 3.1 наведено алгоритм визначення довжини навантажувального тупика, який складається із суми довжин зони штабелю ($L_{нав.}$), зони розгону ($L_{прям. діл.}$ 10-15 м), власної довжини машини ($L_{НДМ}$) та радіусної частини ($L_{рад.закр.}$).

Використовуючи цю модель, розраховано необхідну глибину виробок для розглянутого парку техніки. Так, для машини EST 2D цей параметр становить 21–26 м, для більш потужної EST 3.5 — 23–28 м, а для TORO 400E — 25–30 м. Обов'язковою конструктивною умовою є ортогональне розташування цих виробок відносно осі доставки (кут 90°), що проілюстровано на схемі 3.2.»

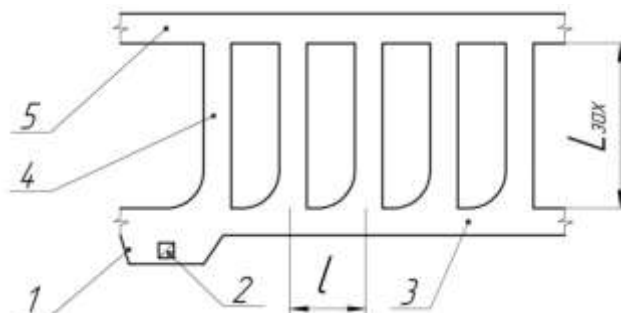


Рис. 3.2. План конфігурації виробок горизонту випуску та доставки: 1 – капітальний рудоспуск; 2 – пункт розвантаження НДМ; 3 – магістральний штрек доставки; 4 – навантажувальні заїзди (орти); 5 – траншейна камера випуску; $L_{зах}$ – проектна довжина заїзду (адаптується під модель НДМ); l – крок між заїздами.

Для стабілізації роботи навантажувального комплексу проектом передбачено поглиблення рудоспуску на суміжний нижній поверх. Аналіз показує, що акумулююча ємність рудоспуску висотою лише 10–15 м є критично недостатньою: вона не дозволяє компенсувати перерви в роботі внутрішньошахтного транспорту (ВШТ), що неминуче призводить до простоїв НДМ.

Збільшення висоти виробки до 80–90 м вирішує цю проблему. Розрахункова площа поперечного перерізу повинна становити мінімум $3,6 \text{ м}^2$, що дозволяє накопичити об'єм руди, достатній для завантаження як мінімум одного ешелону за зміну [4,19]. Для проходки вертикальних виробок такого діаметру доцільно використовувати комбайн Robbins 53RH [17].

Для обраних моделей (EST 2D, EST 3.5, TORO 400E) проведено оцінку експлуатаційної продуктивності. В основу розрахунків закладено підвищений

коефіцієнт використання техніки, який досягається завдяки вдосконаленій геометрії виробок.

1. Алгоритм розрахунку технічної продуктивності ківшевих НДМ:

$$Q_{т.д.} = \frac{60 \times V_k \times k_{нк} \times \rho}{t_{ц} \times k_p},$$

Прийняті умовні позначення та складові розрахунку:

$$t_{ц} = t_{нав} + t_{розв} + k_d (t_{ч} + t_{п})$$

де:

- V_k – геометрична місткість ковша, m^3 ;
- $k_{нк}$ – коефіцієнт наповнення ковша (залежить від кускуватості руди);
- γ – щільність руди в масиві ($\gamma = 3,7 \text{ т/м}^3$);
- $t_{ц}$ – загальна тривалість робочого циклу, хв;
 $t_{нав}$ – час, необхідний для заповнення (черпання) ковша, хв;
- $K_{нг}$ – коефіцієнт впливу негабариту (для фракції 10–15% приймається $K_{нг}=1,3$);
- $t_{розв}$ – тривалість розвантаження ковша, яка визначається за формулою:
- K – коефіцієнт складності маневрування при розвантаженні (варіюється в межах 1,1 - 1,5);
- k_d – коефіцієнт нерівномірності руху ($k_d = 1,1$);
- $t_{ч}$ – час руху гружоної машини, хв ($t_{ч} = 0,06; L_d / V_{ч}$);
- L_d – плече (відстань) доставки ($L_d = 45 \text{ м}$);
- $V_{ч}$ – середня швидкість руху НДМ з вантажем, км/год;
- $t_{п}$ – час руху порожньої машини, хв ($t_{п} = 0,6; L_d / V_{п}$);
- $V_{п}$ – середня швидкість руху порожньої машини, км/год;
- k_p – коефіцієнт розпушення гірничої маси ($k_p = 1,3$).

1. Розрахунок експлуатаційної продуктивності НДМ (т/зміну).

$$Q_d = Q_{т.д.} \times k_{ч} \times T_{зм} \times k_w$$

У наведеній формулі використано такі параметри:

- $k_{ч}$ – коефіцієнт, що характеризує використання номінальної вантажопідйомності агрегату (прийнято $k_{ч}=0,8$);

- $T_{зм}$ – тривалість робочої зміни (стандартно $T_{зм} = 7$ год);
- k_i – коефіцієнт внутрішньозмінного використання машини (розглянуто діапазон $k_i = 0,6 - 0,9$).

Аналіз результатів. На основі виконаних обчислень побудовано графічні залежності (див. рис. 3.3). Вони наочно демонструють, як змінюється експлуатаційна продуктивність різних моделей НДМ під впливом двох ключових факторів: середньої відстані транспортування та ступеня наповнення ковша.

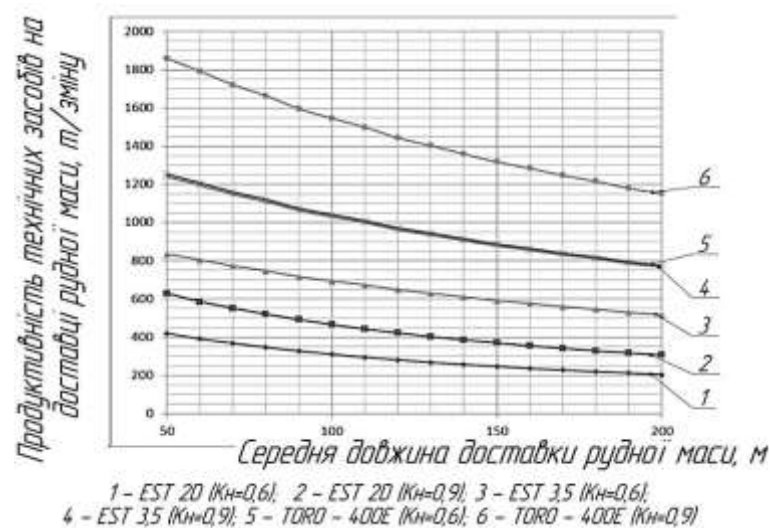


Рис. 3.3. Залежність експлуатаційної продуктивності різних моделей НДМ від відстані транспортування та ступеня заповнення ковша.

Графічні дані (рис. 3.3) наочно демонструють ефективність запропонованої технологічної схеми: для всіх досліджуваних типів машин зафіксовано зростання продуктивності у 1,3 рази. При цьому зберігається закономірна залежність показників від середньої довжини плеча доставки.

Лідером за виробничими показниками є модель TORO 400E виробництва Sandvik. Вона демонструє суттєво вищу змінну продуктивність у порівнянні з аналогами від Epiroc (EST 3.5 та EST 2D).

Попри явну технічну перевагу TORO 400E, остаточне рішення щодо вибору парку машин не може базуватися виключно на фізичних обсягах видобутку. Визначення раціонального типу НДМ вимагає комплексного техніко-економічного обґрунтування, яке врахує капітальні та експлуатаційні витрати.

3.2 Оцінка економічної ефективності запропонованих технологічних рішень для самохідної техніки

Оцінка економічної доцільності впровадження обраних моделей НДМ та варіантів трасування виробок базується на економіко-математичному моделюванні. Розрахунковий алгоритм реалізовано у середовищі табличного процесора MS Excel (вихідні дані та структура наведені у табл. 3.1, 3.2 та на рис. 3.4).

Ключовою відмінністю даного підходу від існуючих аналогів є інтеграція фактору часу. Модель враховує тривалість циклу випуску та доставки руди, що дозволяє коректно розрахувати необхідні обсяги ремонтно-відновлювальних робіт для підтримання виробок (див. блоки 22 та 26 на схемі алгоритму).

Моделювання виконано для типових гірничо-геологічних умов родовища:

- глибина розробки: 1200–1500 м;
- параметри покладу: довжина — 1200 м, потужність — 25 м, кут падіння — 55°;
- міцність порід лежачого боку: $f = 6 - 8$ [57].

Таблиця 3.1

Вихідні дані для економіко-математичного моделювання ефективності
схем доставки рудної маси

№ з/п	Значення	Розмір-ність	Індекс
1	Довжина виймальної одиниці (очисної панелі, блоку)	м	$L_{во}$
2	Ширина виймальної одиниці (очисної панелі, блоку, потужність рудного покладу)	м	М
3	Висота виймальної одиниці (очисної панелі, блоку)	м	h
4	Кількість робочих днів у році	днів	$N_{роб.дн}$
5			
5	Кількість змін на добу	змін	$N_{змін до б}$
6	Термін служби обладнання (для капітальних фондів), Норма амортизаційних відрахувань (для оборотних фондів)	років, %	$T_{сл.обл.}$ $N_{ам}$

7	Ціна проходки 1 м ³ горизонтальної доставочної виробки по руді	грн/м ³	Ц_{ггггг}
8	Ціна проходки 1 м ³ горизонтальної доставочної виробки по пустим породам	грн/м ³	Ц_{ггггг}
9	Ціна проходки 1 м ³ горизонтальної транспортної виробки (орту-заїзду) по руді	грн/м ³	Ц_{ггггг}
10	Ціна проходки 1 м ³ горизонтальної транспортної виробки (орту-заїзду) по пустим породам	грн/м ³	Ц_{ггггг}
11	Ціна проходки 1 м ³ вертикальної виробки (рудоспуску) по руді	грн/м ²	Ц_{ггггг}
12	Ціна проходки 1 м ³ вертикальної виробки (рудоспуску) по пустим породам	грн/м ³	Ц_{ггггг}
13	Площа поперечного перетину горизонтальної доставочної виробки	м ²	S_{гггг}
14	Площа поперечного перетину горизонтальної транспортної виробки (орту-заїзду)	м ²	S_{гггг}
15	Площа поперечного перетину вертикальної виробки (рудоспуску)	м ²	S_{гггг}
16	Довжина горизонтальних доставочних виробок по руді	м	L_{ггггг}
17	Довжина горизонтальних доставочних виробок по пустим породам	м	L_{ггггг} п
18	Довжина горизонтальних транспортних виробок (ортів-заїздів) по руді	м	L_{ггггг} р
19	Довжина горизонтальних транспортних виробок (ортів-заїздів) по пустим породам	м	L_{ггггг} п
20	Довжина вертикальних виробок (рудоспусків) по руді	м	L_{р/с.р}
21	Довжина вертикальних виробок (рудоспусків) по пустим породам	м	L_{р/с.п}
22	Об'ємна вага руди	т/м ³	γ_р
23	Загальний коефіцієнт втрат	част. од.	П
24	Загальний коефіцієнт засмічення	част. од.	R
25	Вартість одиниці обладнання, що застосовується у процесі доставки	грн	Вобл

• Продовження табл. 3.1

№ з/п	Значення	Розмір-ність	Індекс
26	Кількість обладнання, що застосовується у процесі доставки	одиниць	N_{обл}
27	Залишкова ціна списання основних фондів гірничого підприємства (самохідного гірничого обладнання)	грн	Ц_{залиш} г
28	Відстань між капітальними рудоспусками (системами капітальних рудоспусків)	м	L_{ггггг}
29	Кількість рудоспусків	шт.	N_{ггг}
30	Середня довжина траєкторії доставки рудної маси	м	L_{гггг}
31	Об'єм робочого органу засобу доставки	м ³	V_{ггггггг}

• Продовження табл. 3.1

32	Коефіцієнт наповнення робочого органу засобів доставки (ковша)	част. од.	$K_{\text{нав}}$
33	Об'ємна вага руди в насипному стані	т/м ³	$\gamma_{\text{р.н.с}}$
34	Час зміни	хв.	$T_{\text{зм}}$
35	Час на підготовчо-заклучні операції	хв.	$t_{\text{п.з.оп}}$
36	Коефіцієнт, який враховує вихід негабариту	част. од.	$K_{\text{вих.н.ег}}$
37	Коефіцієнт нерівномірності руху	част. од.	$K_{\text{н.р}}$
38	Коефіцієнт, який враховує маневри під час розвантаження	част. од.	$K_{\text{м.роз.в}}$
39	Швидкість руху порожньої машини	км/год	$V_{\text{пор.НДМ}}$
40	Швидкість руху навантаженої машини	км/год	$V_{\text{нав.НДМ}}$
41	Вартість електроенергії (палива)	грн/кВт (грн/л)	$В_{\text{ен(па.л)}}$
42	Кількість енергії (палива), що витрачається протягом години роботи доставочного обладнання	кВт·год (л/год)	$\xi_{\text{ен(па.л)}}$
43	Змінна тарифна ставка робітника з доставки рудної маси	грн/змін у	W
44	Відсоток доплат на заробітну плату	%	j

• Таблиця 3.2

Розрахункові дані за результатами економіко-математичного моделювання ефективності схем доставки рудної маси

№ з/п	Значення	Розмір- ність	Індекс
1	Балансовий запас руди у виймальній одиниці (видобувному блоці)	т	$Q_{\text{бал}}$
2	Об'єм проходки горизонтальних <u>доставочних</u> виробок по руді	м ³	$V_{\text{г.д.в.р}}$
3	Об'єм проходки горизонтальних <u>доставочних</u> виробок по пустим породам	м ³	$V_{\text{г.д.в.п}}$
4	Об'єм проходки горизонтальних транспортних виробок (ортів-заїздів) по руді	м ³	$V_{\text{г.т.в.р}}$
5	Об'єм проходки горизонтальних транспортних виробок (ортів-заїздів) по пустим породам	м ³	$V_{\text{г.т.в.п}}$
6	Об'єм проходки вертикальних виробок (рудоспусків) по руді	м ³	$V_{\text{р/с.р}}$
7	Об'єм проходки вертикальної виробки (рудоспусків) по пустим породам	м ³	$V_{\text{р/с.п}}$
8	Кількість руди, що вилучається у процесі проходки підготовчих виробок	т	$A_{\text{р.п.в}}$

9	Кількість руди, що вилучається у процесі проходки нарізних виробок	т	$A_{рнз}$
10	Запас рудної маси, що підлягає доставці	т	$Q_{рм}$
11	Час заповнення ковша	хв.	$t_{зк}$
12	Час розвантаження ковша	хв.	$t_{рх}$
13	Час руху порожньої машини	хв.	$t_{рпор}$
14	Час руху навантаженої машини	хв.	$t_{рнзв}$
15	Час циклу роботи самохідного навантажувально-доставочного обладнання	хв.	$t_{ц}$
16	Технічна продуктивність доставочного обладнання	т/зміну	$P_{техн}$
17	Час роботи обладнання протягом зміни	хв.	$T_{облзм}$
18	Експлуатаційна продуктивність праці на доставці руди	т/зміну	$P_{екпл}$
19	Загальний час роботи обладнання на технологічному процесі доставки рудної маси	змін	$T_{згл обл}$
20	Інтенсивність процесу випуску рудної маси	т/м ² . добу	I
21	Об'єм відновлення доставочних гірничих виробок	м/1000 т	$V_{відн.д.в.}$
22	Об'єм відновлення транспортних гірничих виробок (ортів-заїздів)	м/1000 т	$V_{відн.т.в.}$
23	Витрати на відновлення доставочних гірничих виробок	грн	$Z_{д.д.в.}$
24	Витрати на відновлення транспортних гірничих виробок (ортів-заїздів)	грн	$Z_{т.д.в.}$
25	Витрати на енергію (паливо)	грн	$C_{ен(пал)}$
26	Експлуатаційні витрати на поточний ремонт та утримання самохідного обладнання	грн	$C_{рем.утр}$
27	Витрати на амортизаційні відрахування доставочного обладнання	грн	$C_{ам}$
28	Доплати на заробітну плату та премії	грн	U
29	Загальні витрати на заробітну плату	грн	$C_{зар.пл}$
30	Витрати на проходку горизонтальних доставочних виробок по руді	грн	$C_{пл.д.д.р.}$
31	Витрати на проходку горизонтальних доставочних виробок по пустим породам	грн	$C_{пл.д.д.п.}$
32	Витрати на проходку горизонтальних транспортних виробок (ортів-заїздів) по руді	грн	$C_{пл.т.д.р.}$
33	Витрати на проходку горизонтальної транспортних виробок (ортів-заїздів) по пустим породам	грн	$C_{пл.т.д.п.}$
34	Витрати на проходку вертикальних виробок (рудоспусків) по руді	грн	$C_{пл.в.р.}$
35	Витрати на проходку вертикальних виробок (рудоспусків) по пустим породам	грн	$C_{пл.в.п.}$
36	Сумарні витрати на доставку рудної маси	грн	$C_{досл}$
37	Питомі витрати на доставку рудної маси	грн/т	$C_{посл.р.м.}$



На основі розробленого економіко-математичного алгоритму було виконано серію розрахунків, детальні результати яких згруповано у таблицях 3.3–3.5.

Отриманий масив даних став основою для побудови графічних залежностей (див. рис. 3.5–3.7). Ці графіки наочно ілюструють, як змінюється рівень питомих витрат на доставку руди в залежності від кроку розташування капітальних рудоспусків (відстані між ними) для кожної з розглянутих моделей навантажувально-доставочної техніки.

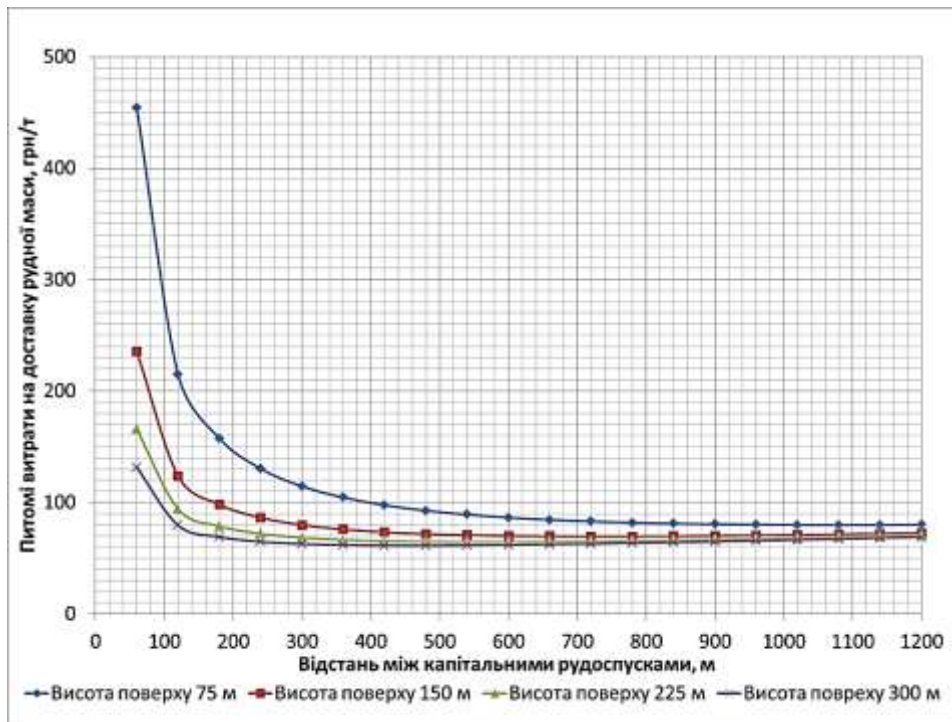


Рис. 3.5. Динаміка зміни питомих витрат на доставку руди машиною EST 2D залежно від інтервалу між капітальними рудоспусками.

Таблиця 3.4

Результати економіко-математичного моделювання при застосуванні НДМ типу EST 3.5

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80																				

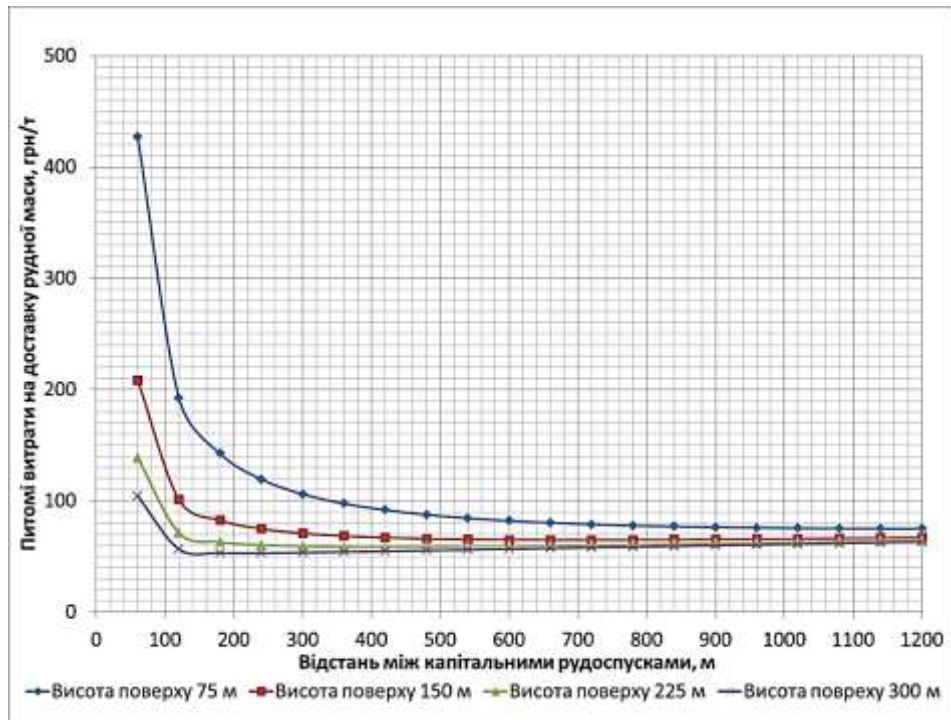


Рис. 3.6. Вплив інтервалу між капітальними рудоспусками на величину питомих витрат при експлуатації машини EST 3.5.

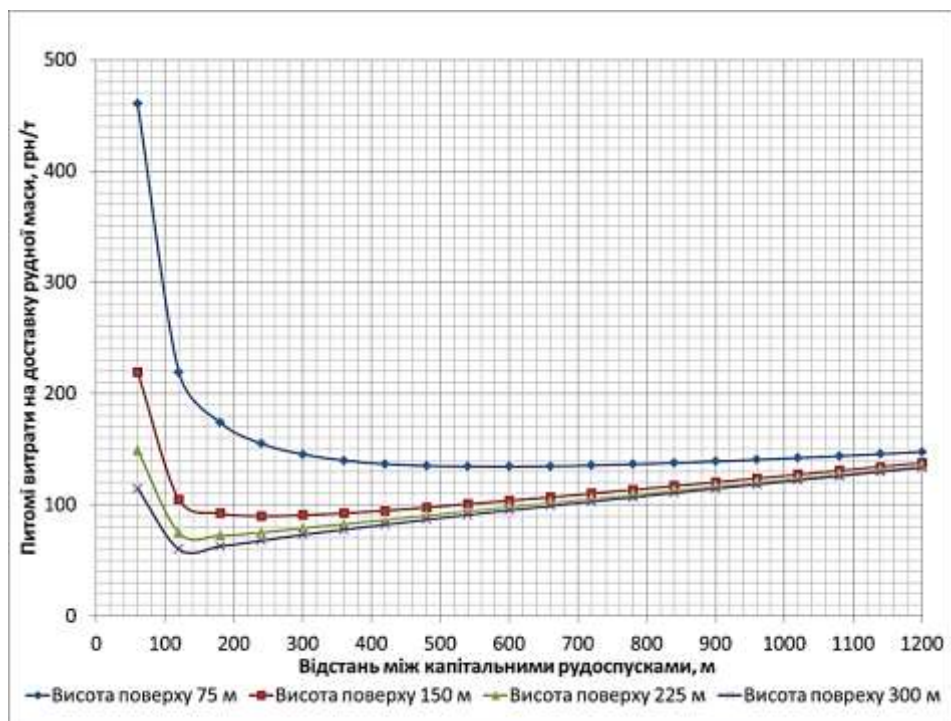


Рис. 3.7. Залежність рівня питомих витрат на транспортування руди від кроку розташування капітальних рудоспусків (для моделі TORO 400E).

Інтерпретація графічних залежностей (рис. 3.5–3.7) дозволяє виявити чітку тенденцію: двократне збільшення висоти технологічного поверху (до 150 м) забезпечує більш ніж двократне зниження питомих витрат на доставку. Подальше нарощування висоти (з кроком 75 м) демонструє ефект спадної віддачі — економія становить лише 1–36% і корелює з відстанню між рудоспусками.

Розрахунки дозволили визначити раціональні інтервали розташування капітальних рудоспусків для різних моделей техніки:

- для EST 2D: діапазон 660–840 м;
- для EST 3.5: діапазон 600–780 м;
- для TORO 400E: діапазон 240–300 м.

Комплексний аналіз довів, що найбільш рентабельним рішенням для процесів випуску та доставки є використання машини EST 3.5. При реалізації схеми з висотою поверху 150 м та кроком рудоспусків 600–780 м, собівартість доставки знижується до 64,9 грн/т. Це на 35,8% економічніше порівняно з експлуатацією TORO 400E та на 7,7% вигідніше, ніж використання EST 2D (за умови роботи на оптимальних дистанціях).

3.3. Висновки до третього розділу

1. Запропоновано та обґрунтовано нові проектні схеми доставки, що базуються на методиці розрахунку ефективної довжини навантажувального заїзду. Впровадження цих рішень гарантує коефіцієнт наповнення ковша на рівні 90% за одне черпання. Це, в свою чергу, підвищує продуктивність техніки у 1,3 рази та мінімізує витрати на ремонти.
2. Визначено оптимальні діапазони відстаней між капітальними рудоспусками для парку досліджуваних машин: 660–840 м (EST 2D), 600–780 м (EST 3.5) та 240–300 м (TORO 400E).
3. Економіко-математичне моделювання підтвердило доцільність вибору машини EST 3.5 як пріоритетної для впровадження. Забезпечення

розрахункових параметрів дозволяє досягти собівартості доставки 64,9 грн/т, що суттєво нижче показників альтернативних моделей (на 35,8% менше за TORO 400E та на 7,7% менше за EST 2D).

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

У магістерській дисертації вирішено важливе науково-прикладне завдання, що полягає в оптимізації технологічних схем підготовки блоків та обґрунтуванні параметрів доставки руди. Метою роботи було визначення умов, за яких перехід на самохідну техніку стає максимально ефективним та економічно доцільним.

Основні наукові та практичні результати дослідження:

1. Аналіз гірничо-геологічної ситуації у підземному Кривбасі показав, що рудні тіла переважно мають неправильну стовпоподібну форму. Їхні геометричні параметри варіюються в широких межах: довжина — від 100 до понад 1000 м, потужність — від 10 до 100 м (при середньому значенні 25 м), кут падіння — 30–75°. Оруденіння простежується до глибини 2500 м.
2. Встановлено, що відпрацювання багатих руд ведеться на критичних глибинах (1200–1400 м) в умовах високого гірського тиску. Існуючі системи розробки (камерні та з обваленням) базуються на використанні малопродуктивного стаціонарного або переносного обладнання, що створює небезпечні та санітарно несприятливі умови праці.
3. Огляд світового та вітчизняного досвіду свідчить: підвищення повноти вилучення надр у системах з обваленням можливе лише шляхом інтенсифікації випуску та доставки. Це вимагає зміни конструктивних рішень систем розробки та переходу на сучасні навантажувально-доставочні комплекси.
4. Доведено, що використання машин прохідницького класу для виконання очисних робіт (масового видобутку) є економічно нераціональним в умовах глибоких шахт Кривбасу через їх невідповідність масштабам виймання.
5. Розроблено методику розрахунку довжини навантажувального заїзду, адаптовану під конкретну модель техніки. На її основі запропоновано нову технологічну схему з використанням машини EST 3.5. Впровадження

цього рішення гарантує заповнення ковша на 90% за один цикл, збільшення продуктивності у 1,3 рази та зниження питомих витрат на доставку: на 35,8% порівняно з TORO 400E та на 7,7% порівняно з EST 2D.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Ступнік М. І., Письменний С. В. Комбіновані способи подальшої розробки залізорудних родовищ Криворізького басейну. *Гірничий вісник*. 2012. Вип. 95 (1). С. 3–7.
2. Євтехов В. Д., Паранько І. С., Євтехов Є. В. Геологія і корисні копалини Криворізького залізорудного басейну : навч. посіб. Кривий Ріг : Видавничий центр КТУ, 2001. 102 с.
3. Kalinichenko V. A., Kosenko A. V. Prospects for the use of load-haul-dump in the process of ore drawing and delivery of ore in difficult geomechanical conditions of ore deposits. *Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі : матеріали міжнар. наук.-техн. інтернет-конф. (м. Кривий Ріг, 14 груд. 2016 р.)*. Кривий Ріг, 2016. С. 108.
4. Tarasiutin V. M., Kosenko A. V. Development of rational variants of resource-saving technology for mining of rich iron ore deposits using self-propelled mining equipment. *Modern European science – 2015 : materials of the XI international scientific and practical conference (June 30 – July 7, 2015)*. Volume 11: Technical sciences. Physical culture and sport. Sheffield : Science and Education Ltd, 2015. P. 69–74.
5. Ступнік М. І., Калініченко В. О., Тарасютін В. М. та ін. Підвищення ефективності технологічного процесу випуску і доставки руди на базі використання самохідної навантажувально-доставочної техніки. *Вісник Криворізького національного університету*. 2016. Вип. 41. С. 141–146.
6. Проект нарезки и отработки залежи «Основная – 95» в осях 106-104 подэтаж 1240-1185 в поле шахты «Родина» ОАО «КЖРК». Кривой Рог, [Б. р.].
7. Проект № 148-20-11 нарезных и очистных работ в блоке 140-147 оси гор. 1220 м в п/эт. гор. 1265/1190 м зал. «Основная» п.ш. «Большевик» (с применением самоходного оборудования). ПАО «Кривбассжелезорудком», шахта «Октябрьская». Кривой Рог, 2011.

8. *Проект трассировки подэтажных выработок с применением на проходке самоходных проходческих комплексов в осях 165-254 в этаже 1350-1270 м.* ПАО «Кривбассжелезорудком», шахта «Гвардейская». Кривой Рог, 2011.
9. *Пояснительная записка к проекту № 40 от 21.11.2011 г. нарезных и очистных работ в экспериментально-промышленном блоке 93-102 оси гор. 1350-1275 м по залежи «102-5» 6-го простирания 1,2 р.т. с применением самоходной техники.* ПАО «Кривбассжелезорудком», шахта им. Ленина В.И. Кривой Рог, 2011.
10. *Проект вскрытия и разработки гор. 985-1060 м ш. им. Фрунзе РУ им. Фрунзе производственного объединения «Кривбассруда».* Кривой Рог : НИГРИ, 1984.
11. Плотніков О. В. Економічні оцінки залізорудних родовищ у фінансових та інвестиційних проектах : монографія. Кривий Ріг : Мінерал, 2006. 247 с.
12. Тарапата В. Я., Караманиц Ф. И., Ричко В. С., Плужник Ю. А. Перспективы технического и технологического перевооружения подземной добычи руды на глубоких горизонтах шахт Кривбасса. *Вісник КТУ*. 2011. Вип. 28. С. 3–6.
13. Хоменко О. Є., Кононенко М. Н., Мальцев Д. В. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений : справочное пособие. Днепропетровск : Национальный горный университет, 2011. 448 с.
14. Косенко А. В., Мурашкін А. В. Дослідження та удосконалення технологічного процесу випуску і доставки руди на базі використання самохідної навантажувально-доставочної техніки. *Бъдеещите изследования – 2016* : материалы за XII международна научна практична конференция (15–22 февруари, 2016). Том 11: Технологии. Физическая культура и спорт. София : Бял ГРАД-БГ ООД, 2016. С. 25–31.
15. Щербатюк Г. Я., Дердященко В. Б., Моргун О. В. Щодо питання розробки засобів підтримання гірничих виробок на глибоких горизонтах залізорудних шахт. *Охорона праці та навколишнього середовища на*

- підприємствах гірничо-металургійного комплексу* : зб. наук. праць. Кривий Ріг : ДП «НДІБПГ», 2007. Вип. 9. С. 51–56.
16. Ступнік М. І., Калініченко О. В., Калініченко В. О. Техніко-економічне обґрунтування доцільності застосування самохідної техніки на шахтах Кривбасу. *Науковий вісник НГУ*. 2012. № 5. С. 39–42.
17. Sub-level caving: engineered to perform. *Mining Magazine*. September 2013. P. 67–70. URL: www.miningmagazine.com (дата звернення: 10.05.2023).
18. Brown E. T. *Block Caving Geomechanics*. Queensland : Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, 2002. 515 p.
19. Umar S. B., Sjöberg J., Nordlund E. Rock Mass Characterization and Conceptual Modeling of the Printzsköld Orebody of the Malmberget Mine, Sweden. *Journal of Earth Sciences and Geotechnical Engineering*. 2013. Vol. 3, no. 4. P. 147–173.
20. Chitombo G. P. Cave mining — 16 years after Laubscher's 1994 paper 'Cave mining – state of the art'. *Caving 2010* : proceedings of the Second International Seminar on Block and Sublevel Caving (Perth, Australia, 20–22 April 2010). Perth : Australian Centre for Geomechanics, 2010. P. 45–61.
21. Villegas T., Nordlund E. Investigation of surface subsidence due to sublevel caving. *Caving 2010* : proceedings of the Second International Seminar on Block and Sublevel Caving (Perth, Australia, 20–22 April 2010). Perth : Australian Centre for Geomechanics, 2010. P. 181–188.
22. Castro R. L., Vargas R., de la Huerta F. Determination of drawpoint spacing in panel caving: a case study at the El Teniente Mine. *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2012. Vol. 112. P. 871–876.
23. Keeping up with caving. *Mining Magazine*. June 2012. P. 46–64.
24. Blachowski J., Ellefmo S. Numerical modelling of rock mass deformation in sublevel caving mining system. *Acta Geodynamica et Geomaterialia*. 2012. Vol. 9, no. 3 (167). P. 379–388.

- 25.Калиниченко В. А., Жуков С. А., Калиниченко Е. В. Тенденции в развитии горнодобывающего комплекса и проблемы технического перевооружения подземных рудников : монография. Кривой Рог : Минерал, 2007. 172 с.
- 26.Кунин И. К., Григорьев А. П. *Разработать и внедрить высокоэффективные, в том числе, одностадийные системы подземной добычи железных руд...* : отчет о НИР (тема 2-67, № гос. регистрации 68000503). Кривой Рог : НИГРИ, 1973. 185 с.
- 27.Григорьев А. П. *Промышленные испытания системы подэтажного обрушения с отбойкой в зажатой среде...* : отчет о НИР (тема 10-72, № гос. регистрации 72008977). Кривой Рог : НИГРИ, 1973. 167 с.
- 28.Кунин И. К., Григорьев А. П. *Рекомендации по применению системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды самоходными машинами в условиях рудника им. Кирова.* Кривой Рог : Предприятие п/я Г-4877, 1967. 37 с.
- 29.Кунин И. К., Григорьев А. П. Новая технология очистных работ с применением самоходных машин. Вопросы совершенствования систем разработки с понижением уровня горных работ. *Материалы научно-технической конференции* (16–19 мая 1967 г.). Кривой Рог : НИГРИ, 1968. С. 59–67.
- 30.Савченко А. Г., Григорьев А. П., Мартыненко В. П. и др. О применении погрузочно-доставочных самоходных машин на горнопроходческих и очистных работах шахты «Саксагань». Вопросы совершенствования доставки и транспортирования руды. *Материалы отраслевой научно-технической конференции молодых ученых.* Кривой Рог : НИГРИ, 1971. С. 60–62.
- 31.Кунин И. К., Китченко Н. А., Попельницкий Д. А., Беззубова Н. Ф. Перспективы технического перевооружения рудников Криворожского бассейна. *Горнорудное производство (Подземная добыча железных руд).* 1974. С. 55–60.

- 32.Кунин И. К. *Исследование и создание вариантов систем разработки с обрушением и камерной выемкой на базе самоходных машин* : отчет о НИР (№ гос. регистрации 74042212). Кривой Рог : НИГРИ, 1975. 232 с.
- 33.Кунин И. К., Григорец Н. Г. *Разработать проект одностадийной системы разработки с использованием комплекса самоходных горных машин...* : промежуточный отчет по теме. Кривой Рог : НИГРИ, 1976. 54 с.
- 34.Ступник Н. И., Кудрявцев М. И., Басов А. М. Пути совершенствования технологии подземной разработки богатых железных руд Кривбасса. *Вісник КТУ*. 2010. № 26. С. 4–6.
- 35.Федько М. Б., Зенюк Д. Ф. Удосконалення системи розробки з підповерховим обваленням руди. *Вісник КТУ*. 2011. № 29. С. 4–6.
- 36.Ступнік М. І., Калініченко В. О., Хівренко О. Я. та ін. Розробка та дослідження технології відпрацювання запасів блоків із застосуванням комбінованого високоінтенсивного випуску руди. *Вісник Криворізького національного університету*. Вип. 43. С. 3–6.
- 37.*Оборудование для подземных горных работ* : каталог. [S. l.] : Sandvik Mining and Construction, 2010. 84 с.
- 38.Тарасютін В. М., Рябець В. В., Долгий А. С. Підготовка та відпрацювання блоків глибоких горизонтів потужних залізорудних покладів. *Вісник КТУ*. 2011. № 29. С. 43–47.
- 39.Tarasyutin V. M., Kosenko A. V., Kushneryov I. P., Fedko M. B. Progressive resource-saving technologies of separate mining of different-grade iron ores of the Kryvbas mines. *Innovative technologies in science and education. European experience* : International Conference (Vienna, Austria, November 21–24, 2017). Vienna, 2017. Vol. 2. P. 368–380.
- 40.Хоменко О. Є., Кононенко М. М., Савченко М. В. Технологія підземної розробки рудних родовищ : підручник. Дніпро : НТУ «Дніпровська політехніка», 2018. 450 с.
- 41.*Уникальный метод заполнения ковша в действии*. Tampere : Sandvik Mining and Construction Finland Corp. 12 с. (От экспертов подземных разработок).

42. *Временные методические указания по определению параметров компенсационных пространств и целиков системы разработки подэтажного обрушения на шахтах рудника им. Дзержинского*. Кривой Рог : КГРИ, 1982. 44 с.
43. Косенко А. В. Удосконалення та обґрунтування проектних рішень у разі застосування самохідної навантажувально-доставочної техніки на технологічному процесі доставки рудної маси (на прикладі шахти «Октябрська» ПАТ «Кривбасзалізрудком»). *Молодий вчений*. 2017. № 2 (42). С. 183–190.