

Міністерство освіти і науки України
Криворізький національний університет
Кафедра підземної розробки родовищ корисних копалин

На правах рукопису

БЛОКРИНИЦЬКИЙ ЄВГЕН ГРИГОРОВИЧ

УДК 622.27

**ДОСЛІДЖЕННЯ ТА УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ
ВИПУСКУ РУДИ З ВИЙМАЛЬНИХ БЛОКІВ В УМОВАХ
ЗАТ «ЗАПОРІЗЬКИЙ ЗАЛІЗОРУДНИЙ КОМБІНАТ»**

Галузь знань 18 «Виробництво та технології»

Спеціальність 184 «Гірництво»

Освітньо-професійна програма «Підземна розробка родовищ корисних копалин»

Випускна робота

на здобуття наукового ступеню магістра

Науковий керівник

Письменний Сергій Васильович

Кандидат технічних наук, доцент

Кривий Ріг

2024

РЕФЕРАТ

Магістерська робота на тему «Дослідження та удосконалення технології випуску руди з виймальних блоків в умовах ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат»» викладена: 75 сторінках і включає 23 рис., 8 табл., 57 літературних джерела.

З пониженням гірничих робіт суттєво знижується продуктивність праці на підземних гірничих роботах при відпрацюванні залізорудних родовищ корисних копалин. Це пов'язано з погіршенням гірничо-геологічних умов, а також зі зменшенням загальної кількості очисних блоків при застосуванні звичайного випуску рудної маси з блоку. Таким чином, збільшити продуктивність праці на випуску руди без збільшення кількості очисних вибоїв можливо за рахунок застосування імпортного самохідного навантажувально-доставного устаткування.

У першому розділі роботи проаналізовано сучасний досвід застосування самохідних навантажувально-доставних машин на підземних гірничих робіт при видобутку корисних копалин підземним способом.

У другому розділі висвітлені технічні характеристики імпортного самохідного устаткування, що застосовується на підземних гірничих підприємствах.

У третьому розділі виконано дослідження по визначенню продуктивності самохідних НДМ від довжини транспортування, куту уклону транспортної виробки та вантажопідйомності машини. Запропоновані емпіричні залежності по визначенню продуктивності праці НДМ на доставці руди.

Ключові слова: транспортна виробка, кут, навантажувальний пункт, підземна розробка, трудомісткість.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	4
РОЗДІЛ 1 АНАЛІЗ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ.....	5
1.1. Гірничо-геологічна характеристика ЗАТ «Запорізького залізорудного басейну»	5
1.2. Загальна характеристика рудного тіла ЗАТ «ЗЗРК»	9
1.3. Розкриття, підготовка та система розробки родовища	10
1.4. Аналіз технології та механізації при використанні самохідної техніки на рудних шахтах	17
1.5. Мета та завдання дослідження.....	36
РОЗДІЛ 2 МЕТОДИКА ДОСЛІДЖЕНЬ.....	38
2.1. Перспективи та методи удосконалення застосування самохідного устаткування	38
2.2. Застосування самохідної техніки на шахті ЗАТ «ЗЗРК»	41
2.3. Висновки	44
РОЗДІЛ 3 ДОСЛІДЖЕННЯ ЗАСТОСУВАННЯ САМОХІДНОЇ ТЕХНІКИ ПРИ ВУПУСКУ ТА НА ДОСТАВЦІ РУДИ.....	46
3.1. Існуюча технологія відпрацювання рудних покладів в умовах ЗАТ «ЗЗРК».....	46
3.2. Дослідження продуктивності самохідної техніки	51
3.3 Розрахунок економічних показників застосування технологічної схеми доставки руди	61
3.4 Висновки до розділу 3	65
ЗАКЛЮЧЕННЯ	66
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	68

ВСТУП

На теперішній час на залізорудних підприємствах України з видобутку залізних руд застосовують скреперну доставку або віброживильники. Згідно аналізу досліджень, випуск обваленої руди суттєво не впливає на формування зони випуску. Однак скреперна доставка або доставка віброживильниками обмежує продуктивність праці, яка не перевищує 150-400 т/зміну.

Підвищити продуктивність праці на доставці можна шляхом застосування імпортного самохідного навантажувально-доставного устаткування. При цьому, існує декілька варіантів транспортування руди з навантаженням руди з очисних блоків НДМ та перевантажуванням їх у: підземні автосамоскиди, думпкари, вагонетки, рудоспуски.

Виконані наукові дослідження Ступніком М. І., Калініченком В. О., Сторчаком С. О., Андрєєвим Б. М., Федьком М. Б., Письменним С. В., Хоменком О. Є., Тарасютіним В. М., Хівренком О. Я., Кудрявцев М. І., Щекановим В. О. та ін. доведено, що для подальшого удосконалення технології очисного виймання в умовах залізорудних родовищ є застосування систем розробки з закладкою виробленого простору та більш широкого впровадження імпортного самохідного устаткування.

Таким чином, на теперішній час виникає необхідність у проведенні досліджень пов'язаних з відпрацюванням та вдосконаленням технології відпрацювання виймальних блоків за допомогою самохідної техніки. Основною задачею даного дослідження є удосконалення технології випуску руди з виймальних блоків в умовах ЗАТ «Запорізький залізорудний комбінат» за допомогою самохідних навантажувально-доставочних машин.

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ

1.1. Гірничо-геологічна характеристика ЗАТ «Запорізького залізорудного басейну»

Закрите акціонерне товариство «Запорізький залізорудний комбінат (ЗАТ «ЗЗРК») знаходиться на території Білозерського Залізорудного комбінату, до якого входить Переверзівське та Південно-Білозерське родовище.

Білозерський залізорудний район розташований на території Василівського, Михайлівського та Веселівського адміністративних районів Запорізької області та витягнутий у субмеридіальному напрямку на 40 км. Площа району близько 1200 кв.км.

У геологічній будові кристалічного фундаменту району бере участь метаморфізовані осадові породи, ефузивні та інтрузивні породи. Ці породи підстиляються гнейсами та магматитами, що об'єднуються у Дніпровську групу.

Породи Косько-Верхівцівської серії діляться на Коську метабазитову світу та Білозерську кварцито-сланцеву світу.

Коська світа представлена метаморфізованими породами ефузивного, осадового та інтрузивного генези: амфіболітами, ортосланцями, парасланцями, кварцитами. Потужність свит близько 1200 м.

Білозерська кварцито-сланцева оточення складена ефузійними та осадовими метаморфізованими сланцями, залізистими кварцитами, багатими залізними рудами. Потужність світи 2855 м. Білозерська світа розділиться на три підсвіти: нижня – метапісчанико-сланцева; середня сланцево-кварцитова (залізорудна); верхня кварцито-пісчанико-сланцева.

Нижня метапісчаникова підсвіта представлена кварц-серицитовими сланцями, метапісчаниками, кислими та основними ефузійними породами. Її потужність близько 2200 м. Вище відповідно залягає середня сланцево-

кварцитова підсвіта, складена залізистими кварцитами. Потужність підсвіти 355 м. Верхня піщанико-сланцева підсвіта кварциту представлена переважно породами: кварц-хлористові та кварц-біотитові сланці, що перешаровуються з метапісчаниками та малопотужними прошарками магнетитових кварцитів.

Рудно-кристалічний комплекс на Білозерському залізорудному родовищі перекрито потужною (покладами) товщею осадових порід. Поверхня кристалічного масиву поступово занурюється з півночі на південь і в цьому напрямку збільшується потужність товщі осаду від 140 м на півночі до 402 м.

Потужність осадової товщі Південно-Білозерського родовища не більше 300-320 м. В осадовій товщі виділяються відносини крейдового віку, палеогену, неогену та четвертинної системи.

Крейдова система. У складі крейдової системи умовно ущільнені породи нижньої та верхньої крейд. Відносини нижньої крейди у вигляді каолінів та бісситових порід на півночі Білозерського родовища та у вигляді піщанистих аргілітів на сході родовища. Породи верхньої мілини широко розвинені у контурі аномальної смуги. Потужність їх змінюється від 20 м північ від до 250-300 м півдні. Місцями крейдянні породи відсутні.

Палеогени. Щодо палеогену виділяють три світи: бучакська – середній еоцен, клевська – верхній еоцен та олігоцен. Бучацька оточення залягає горизонтально на крейдянних відкладах або безпосередньо на кристалічних породах. Бучацька оточення представлена конгломерато-брекчією, сидеритами з глиною, а також різнозернистими пісками з глиною та залишками коренів рослин. Потужність Бучацьких відкладень змінюється у Білозерському залізорудному районі до 80м і більше, хоча місцями вони відсутні.

Клевська світа. Відкладення залягають на Бучацьких утвореннях чи безпосередньо на кристалічних породах. Світа в основному складена глауканіта-кварцовим піском, мергелистими глинами і мергелями.

Потужність світи досягає 60 м. Олігоценові відкладення мають поширення і виражені морськими фракціями. Товща представлена глинистими

тонкозернистими пісками потужністю 2-4 м. Вище по розрізу залягає товща сірувато-зелених глин потужністю 25-60 м, а над нею розташовується товща темно-сірих піщаних глин, які поступово переходять в дрібнозернисті глауконітові офісного кольору. Потужність глин 25-30 м, потужність піщаного шару від 3-х до 13 м.

Неоген. Неоген представлений відкладеннями середнього та верхнього міоцену та нижнього пліоцену. Середній міоцен представлений пісками, глинами та черепашковим детритом. Верхній міоцен представлений темно-сірими глинами потужністю 15-23 м, ще вище розріз, закінчується світло-сірими вапняними глинами потужністю до 7 м.

Розріз третинних відкладень у Білозерському залізорудному районі закінчується нижнім пліоценом, представленим відкладеннями понтичного ярусу. Ці відкладення залягають трансгресивно на верхньому сорматі і складаються внизу вапняками потужністю від 2-х до 12 м.

Четвертична система. Породи цієї системи поширені повсюдно. Вони представлені червоно-бурими сірувато-зеленими глинами, пісками та зглинками. Загальна потужність цих відкладень від 25 до 45 м.

Південно-Білозерське родовище займає північну частину західного крила центральної (Переверзівської) синкліналі, являючи собою смугу шириною 182 м. субмеридіального (від північно-західного до північно-східного) простягання. Простягання змінюється на південному фланзі (до розвідувального профілю 40-230) на північний захід від $3-10^\circ$, далі на ділянці між розвідувальними профілями 40-230 і субмеридіогональне і , потім у північній частині (на північ від розвідувального профілю 39) - північно-східний 40° . Падіння залізистих кварцитів та руд круте північно-східне, у південній частині (до профілю 37) та південно-східне у північній. Загалом кут падіння ($60-65^\circ$) збільшується з півдня на північ з $60-65^\circ$ до $85-90^\circ$. Так, на ділянці профілів 40-230 і 39-150 становить $70-75^\circ$, на ділянці між профілями 38-385-75 - падіння загалом вертикальне (90°) з переходами від південно-східного до північно-західного під кутами $65-80^\circ$ про

через складчастість. Залягання залізистих кварцитів та згодних із ними залізних руд, як показують дані гірничо-експлуатаційних робіт та розвідувальні свердловини, значно ускладнене складчастістю четвертого, п'ятого та вищих порядків. Розривних порушень, які впливають залягання порід і руд, немає. На південному фланзі родовища в районі профілю 41 знаходиться західний замок великої флексуроподібної складки, осьова площина якої має напрямок на північний схід під кутом 20° . Простягання порід і руд змінюється із північно-західного на субширотного. У районі профілів 41-40-115 та профілів 40 і 405 спостерігаються укосі, подвійні та стислі складки.

Гірничо-експлуатаційними роботами та розвідувальними свердловинами встановлено у південній частині родовища наявність скупчення всіх елементів морфології руд складчастості. Напрямок відмінювання мінливий і збігається з простяганням залізистих кварцитів і руд.

Встановлено також широке розвиток по всій площі родовища тріщин окремо-вертикальних і пологих з кутом падіння до $10-20^\circ$.

Простягання окремих вертикальних тріщин - 350° , а стеля $250-275^\circ$. Цими тріщинами залізисті кварцити розбиті на блоки.

Родовище залізних руд має складну гідрогеологічну умову. Складність обумовлена наявністю різних покладів потужної товщі осадових порід та обводнення рудно-кристалічного масиву. Основними водоносними горизонтами, що обводнюють гірничі виробки, є Бучацький та руднокристалічний.

Бучацький водоносний горизонт приурочений до різнозернистих пісків потужністю від 10 до 20 м, що залягає на мергельній товщі верхньої крейди, а в північній частині - безпосередньо на рудах і породах, що вміщують їх, утворюючи єдиний водоносний горизонт з рудно-кристалічним комплексом.

Горизонт напірний, величина напору перед осушенням становила 160-200 м. Коефіцієнти фільтрації перебувають у межах від 1,5 до 20,8 м/добу.

Водообильність водоносного горизонту порід рудно-кристалічного

комплексу залежить від ступеня тріщинуватості порід, яка розвинена вкрай нерівномірно, як у глибині і за площею. У зв'язку з цим питомі дебіти свердловин, що розкрили кварцити, руди, серпентиніти і сланці кристалічного комплексу коливалися в межах від 0,12 до 3,8 м³/год, а коефіцієнти фільтрації від 0,1 до 2,3 м/добу.

1.2. Загальна характеристика рудного тіла ЗАТ «ЗЗРК»

Південно-Білозерське родовище складається із покладу «Головний». Поклад «Головний» поширено по всьому родовищу довжиною до 2,5 км. і має пластоподібну форму. Найбільша потужність покладу зменшується до 10 км, де вона набуває складної структури, виклинюючись на півночі. На півдні поклад підсічений на глибині 1100 м. Кут падіння покладу «Головний» складає 56-77°, частіше 65-70°. Руди, в основному міцні, кускуваті з коефіцієнтом міцності 3-5, табл. 1.1. Залізні руди родовища приурочені до західного крила основної синклінальної структури та розміщені в горизонті залізистих кварцитів потужністю 150-300 м. Лежачий бік родовища представлено кварц-серицитовими сланцями, а висячий – серпентинітами.

Таблиця 1.1

Вміст заліза по сортах руди

Середній вміст заліза у руді, %		
Сорт руди	Вміст заліза, %	Розмір шматка, мм
Аглоруда(А)	61,26	0-10
Доменна (Д)	52,10	10 -100
Мартен 21 клас	61,50	10-350
Мартен 22 клас	58,40	10*-350

За зовнішніми ознаками та фізичними властивостями руди відрізняються наступним чином:

1. мартитові темно-сірі з синюватим відливом, дуже міцні $f = 14-18$;
2. дисперсно-гематит-мартитові з червоним відтінком, розділяються на менш міцні $f = 10-14$; міцні $f = 10$; середньої міцності $f = 8$;
3. мартит-дисперсно-гематитові, буро-червоні, неміцні або пухкі $f < 4$, об'ємна вага руди 4 т/м^3 .

Основний вид продукції ЗАТ «Запорізький ЖРК» - залізна руда не агломерована. Комбінатом видобувається 4 сорти руди - агломераційна, доменна та два класи мартенівської руди (21 клас та 22 клас), табл. 1.2.

Таблиця 1.2

Якісні показники продукції ЗАТ «Запорізький ЗРК»

Сорти руди	Fe, %	Вологість, %	Вміст кремнезему, %	Величина, мм.
Руда залізна доменна	54	3,5	-	10-100
Руда залізна шматкова	59	до 3,5	до 12,2	10-350
Руда залізна агломераційна	61	ДО 3,5	до 10,5	0-10

Особливістю комбінату і те, що вміст заліза у руді сягає 61% і більше (до 69%). Отже, комбінат тільки видобуває руду, яка не потребує подальшого її збагачення. Руда із вмістом заліза не менше 60,02% йде на експорт у певній кількості, а решта реалізується металургійним заводам України.

Руди Південно-Білозерського родовища не самозаймаються, гірські роботи ведуться на великих глибинах, де не спостерігаються викидів і гірських ударів. газу та пилу Найбільш висока температура при 90% вологості була відзначена при проході стволів на глибоких горизонтах.

1.3. Розкриття, підготовка та система розробки родовища

Рудний поклад розкрито шістьма вертикальними стволами з поверхні (один з яких у висячому боці, два на флангах родовища і три в лежачому боці), одним сліпим стволом і поверховими квершлагами гор. 340, 400, 480, 560, 640, 740, 840. ЦСС пройдено з горизонту 400 м до гор. 740 м та проходить до 840 м, рис. 1.1. Три стволи лежачого боку, що становлять центральну групу стволів (ЦГС), знаходяться в одному місці в створі центру родовища і призначені для видачі корисної копалини, породи, спуску-підйому людей, матеріалів, обладнання та інших допоміжних операцій, а також для подачі свіжого струменя повітря у шахту. Стволи (ЦГС) перебувають від родовища поза мульдою зрушення з відривом 850-1100 м, рис.1.1. На даний момент стволи функціонують із забезпечення видобутку руди до гор. 840 м з паралельною їхньою глибиною для освоєння глибоких горизонтів до позначки 940 м та надглибоких горизонтів останньої черги відпрацювання до позначки 1140 м.

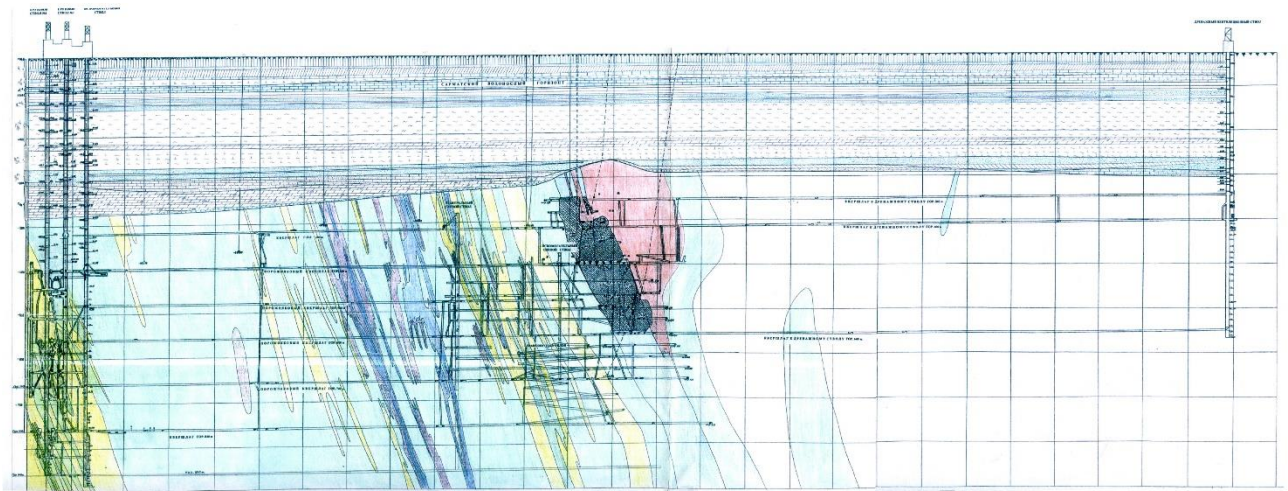


Рис. 1.1. Схема розкриття родовища залізних руд ЗАТ «ЗЗРК»

З трьох стволів ЦГС - один є вантажним №1(ГС№1), рис. 1.2, призначений для рудо-породного підйому, інший - вантажний №2 (ГС№2), обладнаний скіпами для рудного підйому та двоповерховою кліттю для матеріально-людського підйому, третій - допоміжний ствол НД - призначений для матеріально-людського спуску - підйому з можливістю видачі клітями породи.

Усі стволи ЦГС круглого перерізу з діаметром у світлі 7 м². Закріплені

стволи у верхній частині (комір) залізобетонним кріпленням до гор. 480 м, комбінованим усередині металевого тубінгового кріплення із зовнішньою бетонною сорочкою, нижче - бетонним кріпленням з товщиною шару 400 мм, рис. 1.2.

Центральний сліпий ствол (ЦСС) знаходиться в центрі шахтного поля за 200 м від родовища. При подальшому поглибленні ствола будуть розкриті поверхи та підповерхи глибоких та надглибоких горизонтів (840, 940, 1040, 1140 м).

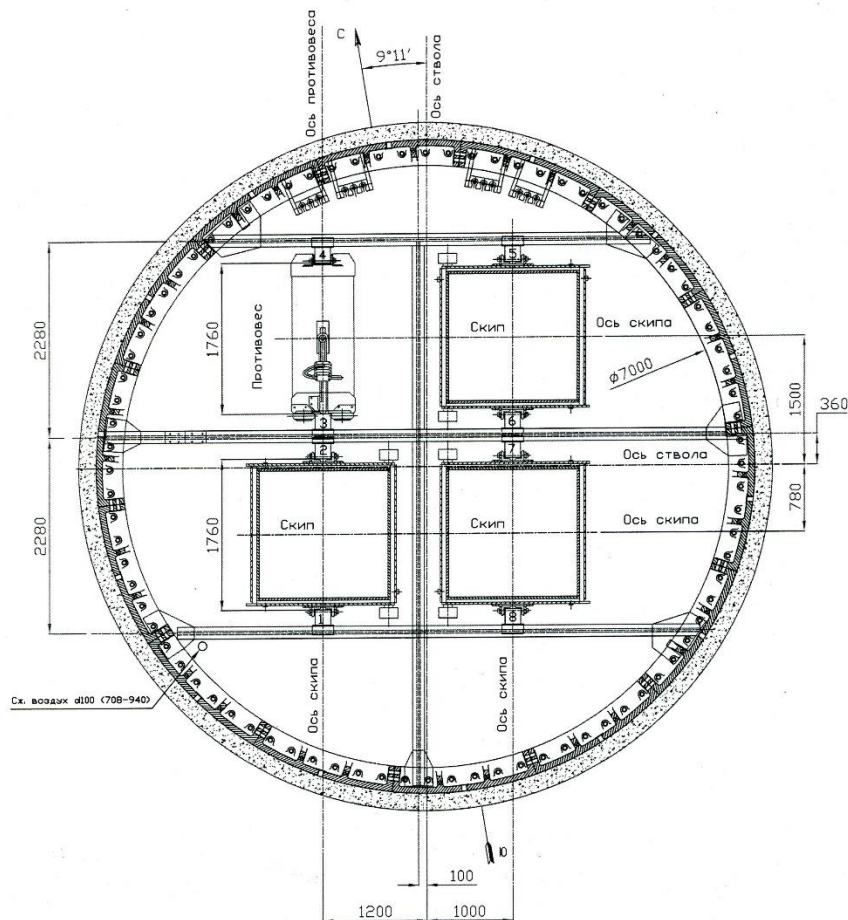


Рис. 1.2. Переріз головного рудопідйомного ствола

ЦСС має круглий переріз діаметром у світлі $6,5 \text{ м}^2$ закріплений бетоном. Для обслуговування, матеріально-людського та рудопідйомного спуску-підйому, ствол оснащений двома клітьми.

З боку лежачого боку родовища рудна поклад розкрита поверховими квершлагами через 80 м на горизонтах 400, 480, 640 м, а далі для глибоких горизонтів через 100 м до 840 м і буде розкрито гор. 940 м. Для вентиляції, аварійного підйому та прокладання водовідливних трубопроводів основних насосних станцій на флангах родовища з боку лежачого боку в 900 і 1100 м від рудного тіла з поверхні до гор. 400 м пройдено два вентиляційні стволи. Стволи круглого перерізу з діаметром у світлі 6,0 м², закріплені комбінованим кріпленням (тубінги-бетон), оснащені кожний кліттю з противагою.

Підготовка всіх горизонтів полягає у проведенні квершлагів та штреків лежачого та висячого боків, ортів та інших виробок. Штреки проводять на відстані 20 м від рудного тіла і збивають між собою ортами через кожні 30 м.

Розглянута схема підготовки ефективна при розтині потужних крутопадаючих родовищ. Ця схема забезпечує можливість кільцевого руху транспорту, а також покращує умови вентиляції. Для видачі вихідного потоку зі видобувних ортів на горизонтах випуску пройдено польові вентиляційні штреки-колектори гор. 635, 735, 835 м, які збиваються з ортами вентиляційними збійками. Для зв'язку поверхових горизонтів з підповерхами в межах рудного тіла пройдено вент.-ходові підняття, які використовуються з метою вентиляції, переміщення людей та обладнання.

З гор. 640 до гор. 840 м пройдено транспортний ухил у вигляді серпантину під кутом 8° для переміщення самохідної техніки та має заїзди на підповерхі 665, 690, 715, 740, 775, 810 м. Станом на 2021 рік час очисні роботи велись в поверхах гор. 548-640 м, гор. 640-740 м та гор. 740-840 м.

На руднику прийнята камерна система розробки з наступним заповненням очисного простору сумішами, що твердіють, це дозволяє зменшити витрати на осушення, зменшити втрати руди, зберегти земну поверхню та підвищити безпеку ведення гірських робіт під водоносними горизонтами, рис. 1.3.

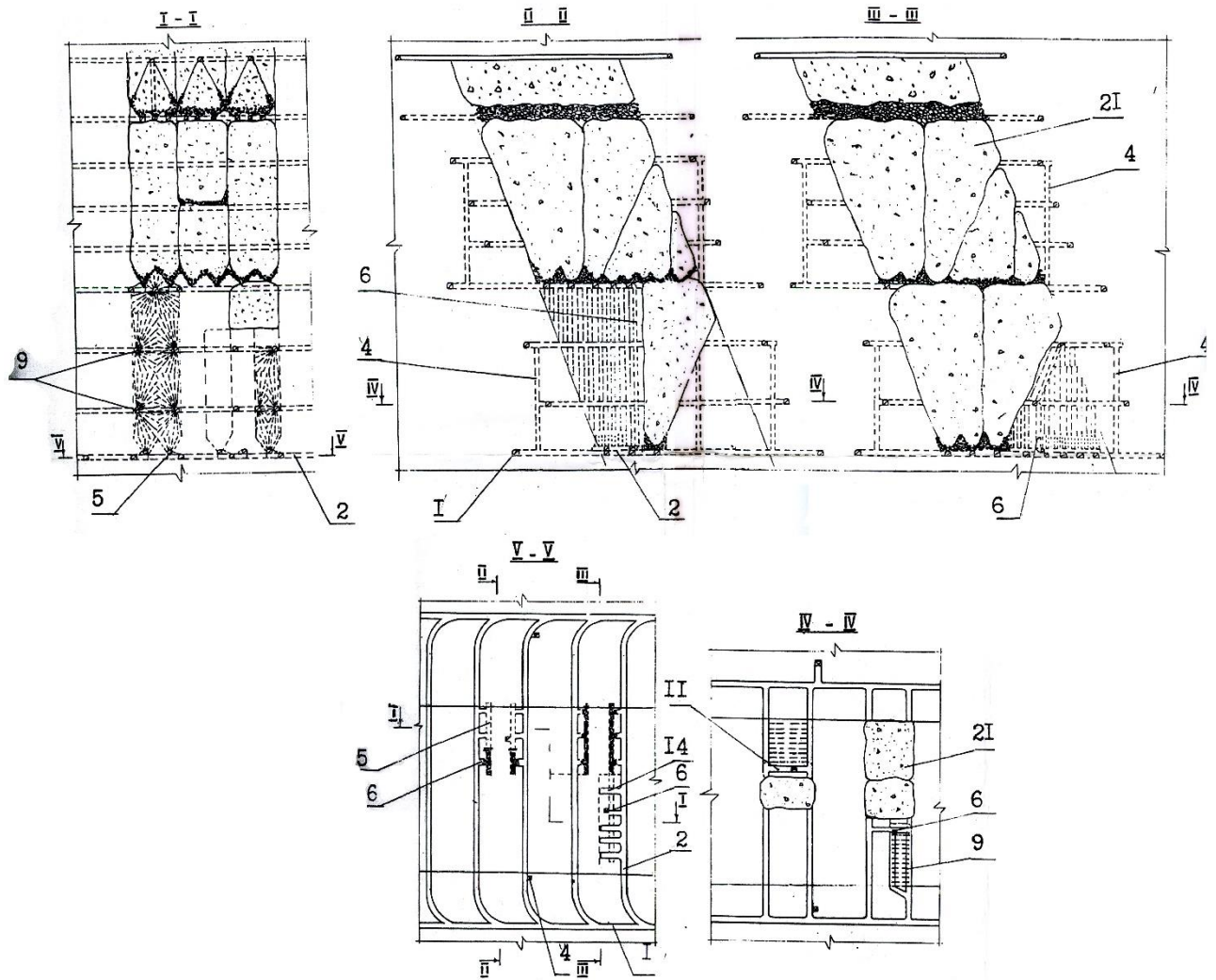


Рис. 1.3. Поверхово-камерна система розробки з твердіючою закладкою:
 1 – відкотний штрек; 2 – відкотний орт; 3 – вентиляційно-ходовий підняттявий; 4 – рудоперепускний підняттявий; 5 – транспортний орт; 6 – відрізний підняттявий; 7 – дучки; 8 – доставна виробка; 9 – буровий орт; 10 – буровий штрек; 11 – відрізний штрек; 12 відрізний орт; 13 – збійка; 14 – шаровий штрек; 15 – вібродоставні виробки; 16 – очисні заходки; 17, 18, 19 та 20 – закладальний відповідно штрек, орт, відняттявий та свердловини; 21 – закладка; 22 – транспортно-доставний штрек; 23 – контрольно-закладальний орт; 24 – буродоставна виробка; 25 – навантажувальний штрек; 26 – панельний орт.

Спочатку намічалось родовище відпрацьовувати з обваленням порід, що налягають, коли стало ясно, що не вдасться домогтися повного водозниження Бучацького горизонту, було прийнято рішення розробку його вести камерною

системою з подальшим заповненням відпрацьованого простору закладкою, що твердіє.

Застосування закладки надає переваги при порівнянні з системою з відкритим очисним простором: по-перше, спостерігається значно менші втрати та розбіжності руди, а по-друге, при її застосуванні зберігається екологічна обстановка в районі розміщення комбінату (збереження поверхні, водних запасів тощо) .) і це дозволяє відпрацьовувати родовище із досить високою ефективністю. Крім цього після відпрацювання верхньої частини родовища (вище гор. 480 м) і закладки виробленого простору сумішами, що мають після затвердіння низькі фільтраційні властивості $K_f = 0,0001-0,0208$ м/добу, нижчележачі поверхи ізолюються від сильно обводненої пухкої товщі штучним водонепроникним. Це виключає подальше осушення масиву, внаслідок чого створюється глибока депресійна воронка осушення радіусом понад 50 км, а це означає, що на величезних площах буде виснажено запаси підземних вод, за рахунок яких живляться понад десять великих водозаборів із сумарною продуктивністю 20-25 тис. м³/добу.

Форма перерізу камер різна. Варіюється від прямокутної, трапецеподібної, призматичної до ромбоподібної. Камери відпрацьовуються через цілик, що дорівнює ширині камери і розташовані в хрест простягання рудного тіла.

Порядок відпрацювання по вертикалі поверхів застосовується як висхідний, так і низхідний. Відпрацьовані камери у суміжних поверхах повинні завжди знаходитися за створом зон загального впливу простору камер, що відпрацьовуються.

Відбійка основних камерних запасів проводиться на компенсаційні вертикальні або похилі відрізні щілини віяловими комплектами висхідних і низхідних свердловин діаметром 105 мм. Формування відрізних щілин проводиться на відрізнні підняттеві паралельними висхідними та низхідними свердловинами, бурими з підповерхових бурових ортів та відрізнних буровими верстатами НКР-100М, рис. 1.3.

Основний запас камер обурюється висхідними віялами свердловин довжиною до 35 м бурової установкою «Simba H1352», яка на відміну від верстата НКР-100М при бурінні глибоких свердловин дозволяє досягти високої точності та високої швидкості буріння. Висхідне розташування свердловин дозволяє звести до мінімуму ручну працю із зачистки свердловин від закидів руди у виробки.

Відрізні підняттяві проходять комплексами КПВ, верстатами 2КВ, секційним підриванням комплекту свердловин та буровим комбайном для проходження вертикальних виробок «Роббінс» 73PM-AC.

Випускне днище траншейного типу з випуском, обладнаними вібронавантажувальними установками типу ВВДР-5. Траншейна підсічка камер розбурюється верстатами НКР-100М з підсічних ортів. Відкатка руди по гор. 640 м здійснюється великовантажними складами зі спареними електровозами К-14 у вагонетках ВГ-9, ВГ-4,5.

Очисні роботи в камерах, що межують із закладкою, повинні проводитися тільки після придбання нею розрахункової міцності. Очисні роботи і проходка виробок здійснюється із застосуванням самохідних гірничих машин, що серійно випускаються. Буріння свердловин проводиться пневмоударними верстатами НКР-100М та самохідними установками «Simba H1352», зарядження свердловин - доставно-зарядними машинами МТЗ-3.

З переходом на глибокі горизонти, тобто при відпрацюванні поверху 640-740 м і 740-840 м в умовах підвищеного гірського тиску, у складніших гідрогеологічних і температурних умовах використання застосовуваної в поверхах гор. 480-640 м технології та параметрів відпрацювання покладів ставить під сумнів досягнення такої економічної ефективності видобутку руди, за якої буде забезпечуватиметься рентабельна робота комбінату.

З погіршенням гідрологічних та гірничотехнічних умов відпрацювання поверху гор. 640-740 м ускладнилися виробничі процеси на капітальних, гірничо-підготовчих, нарізних та очисних роботах, осушення покладів,

провітрювання гірничих виробок та ін. Ці обставини зумовили сповільнений перебіг капітальних та інших робіт з розкриття нових поверхів.

Випуск та доставка руди.

За даними практики розмір кондиційного шматка прийнято 1000 мм. Руда з камер доставляється комбінованим способом по очисному простору до місця випуску руда доставляється самопливом, далі за підготовчими виробками до рудоспусків або по нарізним до пунктів навантаження електровозний транспорт її доставляють механізованим способом. Механізована доставка руди може здійснюватися віброустановками та самохідною технікою.

За зрозумілими причинами оптимальним варіантом є доставка віброустановками, які мають відносно невисоку собівартість та забезпечують високу продуктивність та надійну роботу за будь-якого гранулометричного складу руди, у тому числі і при абразивній руді.

Навантаження руди здійснюється одразу у вагонетки ВГ-4,5 ВГ-9. Відкочування здійснюється контактними електровозами К-14 або спареними К-14 із зчіпною вагою 14 і 28 т.

1.4. Аналіз технології та механізації при використанні самохідної техніки на рудних шахтах

Застосування самохідного обладнання у світовій практиці займає при підземному видобутку дедалі більше й у час близько 35% світового видобутку руд розробляється з цієї технології [1-3].

За кордоном шахти проектуються тільки на самохідне обладнання однак переносна техніка залишається на 10-15% шахт, що розробляють, як правило, малопотужні рудні тіла [4-6].

Досвід використання самохідної техніки показує, що значне зростання техніко-економічних показників можливе лише за комплексної механізації всіх основних, підготовчих та допоміжних процесів. Застосування такого

устаткування тільки одному з процесів підземних робіт не дає ефекту, оскільки виникають різні простої через відсутність відбитої руди, фронту робіт, очікування доставних чи транспортних засобів та інші. Використання однотипного самохідного обладнання на основних, підготовчих та допоміжних роботах полегшує обслуговування, ремонт та резервування самохідної техніки.

Нині самохідна техніка поширюється у широкому діапазоні систем розробки, а виробнича потужність рудників коливається від 0,1 до 30 [7-9].

Поширення самохідного обладнання пояснюється такими його перевагами, як висока продуктивність праці, механізація та автоматизація трудомістких робіт, безпека праці, висока маневреність та автономність дії. Ці переваги дозволяють знизити темпи зростання собівартості видобутку, що викликається експлуатацією дорогого обладнання та використанням у ряді випадків гідравлічної закладки [10-15].

Принципи відбору структур технології та комплексів самохідного обладнання базуються на технічних та експлуатаційних показниках систем розробки та залежать від таких гірничо-геологічних умов родовища, як кут падіння покладів, потужності рудного тіла, цінності корисних копалин, можливість самозаймання руд, міцність рудного тіла та порід, що вміщують. Ці умови визначають порядок та термін бачення підготовчих, нарізних та очисних робіт, що забезпечують економічну та безпечну експлуатацію рудних покладів.

При стійких породах і рудах і великих розмірах очисного простору зазвичай прагнуть застосування великогабаритного потужного обладнання, такого як екскаватори, автосамоскиди та інші [16].

У породах і рудах середньої стійкості при порівняно невеликій висоті виробленого простору застосовують низькі вантажні машини ковшового типу і з лапами, що нагрібають, а також саме вали і вантажно-доставні агрегати. При нестійких породах і малих допустимих відшарувань порід прагнуть застосовувати малогабаритні вантажно-доставні машини шириною до 0,8 м. [17-20].

Поширення систем розробки, що використовують самохідне обладнання, а також деякі показники зарубіжних шах, наведено в табл. 1.3 та 1.4 [20-25].

Таблиця 1.3

Системи розробки, при яких застосовують п самохідну техніку

Система розробки	Питома вага застосування системи розробки, %
1. Камерно-стовпова	30
2. Поверхово-камерна та підповерхових штреків	31
3. Шарова з закладкою	15
4. Підповерхове обвалення	4
5. Інші	20

Таблиця 1.4

Показники роботи деяких західних рудників із застосуванням самохідного устаткування

Рудник	Річна продуктивність, млн.т	Система розробки	Продуктивність праці робітника, т/зміну		
			на навантаженні та доставці	по вибою	по шахті
Гаспе (Канада)	1,5	Камерно-стовпова	600-800	40	25
Лейк Дюфолт (Канада)	0,5	Підповерхові штреки	600	80	
Геко (Канада)	2,7	Підповерхові штреки	300-350	50	23
Янг (США)	0,9	Камерно-стовпова	700-800	45	30-34
Нью-Маркет (США)	0,9	Камерно-стовпова	600-700	35	22-24
Флетир (США)	2,7	Камерно-стовпова	800-1000	60	
Леисваль (Швеція)	2,7	Камерно-стовпова	1100-1200	100-140	
Крайгмонт (Канада)	2,7	Підповерхове обвалення	500	60	

Рудник	Річна продуктивність, млн.т	Система розробки	Продуктивність праці робітника, т/зміну		
			на навантаженні та доставці	по вибою	по шахті
Муфулира (Замбія)	3	Підповерхове обвалення	400-650	45	26
Кируна (Швеція)	20	Підповерхове обвалення	1100-1200	250	
Маунт Айза (Австрія)	3	Шарова з закладкою	350-400	85	10-12

Значний інтерес представляє також досвід роботи із закладкою із застосуванням самохідного обладнання на деяких рудниках США, Швеції та інших.

На руднику «Уайт Пайн» у штаті Мічиган (США) розробляють пластоподібний пологий поклад мідних пісковиків потужністю 2-4 м камерно-стовповою системою розробки із застосуванням самохідних машин. Зі збільшенням глибини розробки розміри камери збільшуються від 6×6 м до 2×21 м. Однак, незважаючи на кріплення покрівлі камер штангами довжиною 2,1 м по сітці 1,2 x 1,2 м, мають місце обвалення і втрати в цілих збільшуються до 30% [26, 27].

Так, на рудниках Норильського комбінату розробляється полого рудне тіло з потужністю до 40 м, а в середньому 20 м на глибині 0,5-1,0 км. Породи покрівлі, здебільшого, мають середню стійкість, іноді нестійкі та їхнє обвалення не допускається у зв'язку з обводненням покладу. Родовище розробляється шаровою системою розробки із закладанням. На очисних роботах використовують, в основному, бурильні самохідні установки та ПДМ із ковшем вантажопідйомністю 8-12 т. Висота шару складає 3,5 м. Шпури діаметром 42-56 мм бурять завглибшки 3,5 м. Кількість цементу в закладній суміші залежить від стадії ведення закладних робіт: у середніх шарах воно досягає 250 кг/м³, а у верхніх – до 350 кг/м³. Термін затвердіння досягає 2-3 дні для того, щоб самохідна машина могла пересуватися в закладеному шарі. Продуктивність

ПДМ становить 500-700 т/зміну, а робітника 60-90 т/зміну. Витрата підготовчо-нарізних виробок досягає 22 м³ на 1000 т руди, а втрати руди 2-5%, засмічення 3-8% [28-30].

На поліметалевому родовищі Болідена (Швеція) пласт потужністю 8-12 м розробляється камерною системою розробки з наступною закладкою та застосуванням самохідного обладнання. Спочатку транспортування закладного матеріалу здійснювалося гідравлічним, потім пневматичним способом, а надалі самохідними машинами, що виявилось більш рентабельним. При цьому найбільш ефективним є застосування камерної системи розробки із закладкою з виділенням окремих технологічних ділянок, що ділянок одночасно виконують однакові процеси [31, 32].

При виборі систем розробки існує тенденція до скорочення числа послідовних ланок у технологічних схемах. із закладкою виробленого простору. Такий ефект зазвичай досягається при використанні. однойменного обладнання для виконання кількох процесів. При застосуванні самохідної техніки основними критеріями вибору бурових машин є системи розробки, площа перерізу виробок та міцність руди [33-37].

При комплексному використанні самохідного обладнання для проведення виробок, що включає бурові установки, продуктивність прохідників на рудниках Джеккаган збільшується приблизно в 2,0 рази [34].

Продуктивність доставочно-навантажувальних машин залежить від відстані доставки, швидкості руху та ефективності вибухового дроблення руди. За даними шахт використання ковшових вантажно-доставних машин дозволяє, порівняно зі скреперною доставкою, збільшити продуктивність вибійного робітника в 2,23 рази. Продуктивність обладнання тісно пов'язана з розміром середнього шматка (див.табл. 1.5).

Таблиця 1.5

Залежність продуктивності доставочно-навантажувального обладнання від довжини доставки та розміру середнього шматка на Гайському підприємстві

Тип доставного обладнання	Відстань доставки, м	Середній діаметр шматка, м			
		0,1	0,2	0,3	0,4
1К-1	50	101,5	64	42	30
СТ-5А	50	225	167	125	97
1К-1	100	79	54	38	28
СТ-5А	100	168	139	105	84
1К-1	200	46	37	28	22
СТ-5А	200	92	80	69	60

Схема транспортування гірничої маси самохідним обладнанням залежить від глибини гірничих робіт. При глибині менше 300 м можна транспортувати гірську масу від вантажного пункту до поверхні. При цьому, продуктивність самохідного підземного транспорту великою мірою залежить від стану доріг, на влаштування яких повинні витратитися значні кошти.

При відстані доставки 300-400 м та середньому розмірі шматка 0,3 м при розробці малопотужних покладів з використанням ПДМ «Каво» та фірми «Ерігос» з ємністю ковша від 0,125 - 1,000 м можна досягти продуктивності 30-40 т/год.

При транспортуванні гірської маси автосамоскидами в підземних умовах оптимальний ухил становить 5-7%, іноді при короткій відстані може досягати 18°. Зазвичай самоскиди застосовуються з відривом 0,6-1,2 км. При застосуванні автомобільного транспорту відстань транспортування сягає не більше 6-7 км. Продуктивність автосамоскидів залежить від вантажопідйомності та відстані. При великих відстанях транспортування зазвичай використовуються потужніші машини.

З викладеного слід зауважити, що ефективність застосування самохідного устаткування на шахтах визначається послідовністю технологічних ланок, і станом устаткування очисних робіт. Залежно від гірничо-геологічних умов і характеристики порід, що вміщують, можливе використання більшої кількості технологічних схем. Тому виникає необхідність створення єдиної структури технології та механізації при використанні техніки, що дозволяє узагальненому вигляді виявити всі визначальні особливості технологічних схем.

За кордоном більше ніж на 120 рудниках застосовують власне та імпортоване самохідне обладнання з ефективністю їх застосування до 60-85%. Так, ефективність використання самохідного обладнання на 27 рудниках в Європі складає 83,8%, на 12 рудниках в Австралії – 85%, в США на 14 рудниках – 80% у Канаді – 62,5%.

Річний обсяг видобутку самохідними машинами на цих рудниках досягає Імпортоване самохідне устаткування також застосовують у Франції, Польщі, Ірландії, в Замбії та в інших країнах світу з загальним річним обсягом видобутку понад 122,8 млн т [38-40].

При застосуванні самохідного устаткування використовують системи з відкритим очисним простором або з масовим обваленням. Так на залізних рудниках «Гарпенберг» і «Кіруна» використовують системи підповерхового обвалення з торцевим випуском руди, рис. 1.4. Дана технологія забезпечує видобуток понад 64% [41-43].

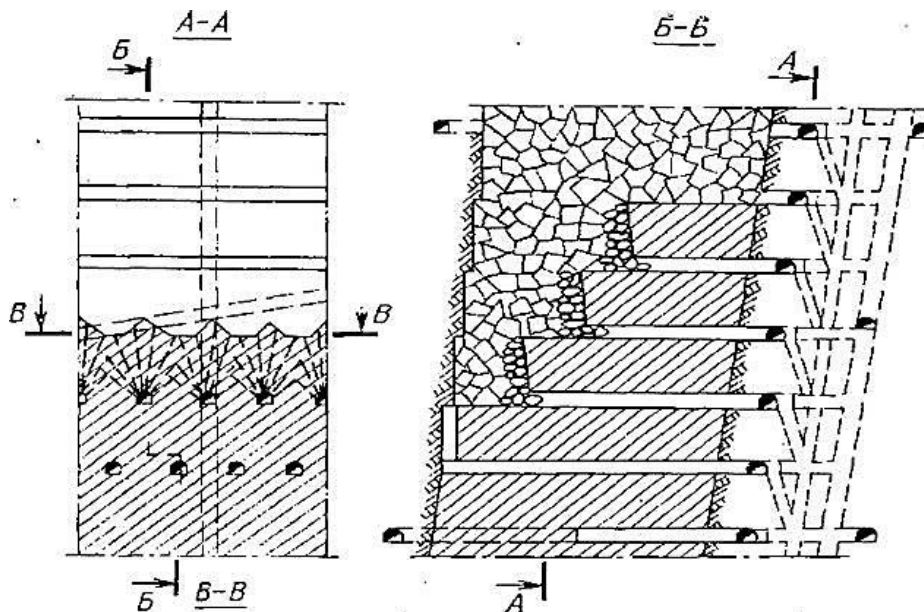


Рис. 1.4. Система підповерхового обвалення руди «Шведський варіант»

На руднику «Кіруна» при відпрацюванні ділянок стійких руд, гірничі виробки проводяться площею поперечного перерізу 10-18 м² з використанням торкрет-бетонного чи штангового кріплення або без кріплення [15-22].

Підготовка рудного тіла виконана похилими спіральними з'їздами під

кутом 12-20°, який обслуговує ділянку довжиною від 300 до 400 м [20, 22]. Зі спіральних з'їздів проходять рудні транспортні штреки з яких проводять бурові доставні орти в обидві сторони довжиною 20-30 м.

При навантаженні та доставці руди використовують навантажувальні машини з нагрібаючими лапами «Джой-19 НР» разом із автосамоскидами або самохідними вагонами. Продуктивність комплексу складає 2,0 тис.т/зм при довжині доставки руди 300-400 м та двох автосамоскидах вантажопідйомністю 21-35 т.

На теперішній час на шахтах застосовують навантажувально-доставні машини з електричним приводом TORO-2500E та TORO 400E. Доставка руди та розвантаження руди здійснюється в рудоспуски які розташовані через кожні 200-250 м.

При видобутку руду різних сортів на підповерху здійснюється розділення руди шляхом проходки 2-4 рудоспусків. Згідно даним практики продуктивність машини TORO-400E досягає 730,6 т/зм.

Аналізуючи досвід використання НДМ на руднику «Кіруна» при застосуванні системи підповерхового обвалення руди та вміщуючих порід ефективність досягається шляхом застосування на доставці рудної маси електричних машин типу TORO-400E.

На руднику «Крайгмонд» використовують систему підповерхового обвалення руди яка забезпечує продуктивність 270 т/зміну при відстані доставки 225 м навантажувально-транспортними машинами [40].

Останнім часом на рудниках «Муфуліра», «Барвіо», «МаунтАйза» при відпрацюванні кольорових руд застосовуються системи розробки з підповерховим примусовим обваленням. Так, на руднику «Барвіо» навантажувачами «Еймко-105» з ємністю ковша 1,0 м³ та автосамоскидами вантажопідйомністю 22 т продуктивність складає 400 т/зміну [40-42].

На руднику «Лайсвал» застосовується камерно-стовпова система розробки зі застосуванням підземних екскаваторів К-250 або НДМ «Катерпіллер-966» та

двох підземних автосамоскидів з довжиною на доставці до 700 м. За рахунок даної комбінації продуктивність на доставці складає 1100-1200 т/зміну [42-45].

На рудниках Ачисайського та Джекказганського комбінатів застосовують різні варіанти камерно-стовпової системи розробки. Так, на Ачисайського комбінату самохідними машинами добувають 80% руди, а продуктивність праці досягла 220 т/зміну, а на Джекказганському комбінаті доставка руди самохідними машинами забезпечує транспортування руди понад 70% з продуктивністю 300 т/зміну [44-46].

Змінна продуктивність на скреперній доставці (довжиною до 50 м) складала 155 т/зміну, а при застосуванні навантажувальних машин в комплексі з автосамоскидами – 258 т/зміну, а при використанні ковшових НДМ – 433 т.

Оленегорський рудник здійснює відпрацювання залізистих кварцитів відкрито-підземним способом з підповерховим примусовим обваленням руди та вміщуючих порід з торцевим випуском рудної маси (Шведський варіант).

Доставка гірничої маси здійснюється НДМ: TORO-400D, TORO-7M, TORO-301D, TORO-1400E, TORO-400E Sandvik з дизельними та електричним приводами до рудоспусків. Транспортування гірничої маси з підземного рудника на борт кар'єру здійснюється самоскидами TORO-40D та EJC-530 з продуктивністю 380-420 т/зміну.

Завдяки масовому впровадженню самохідної техніки об'єм видобутку руди на деяких ділянках досягав 130-140 тис.т/міс., а на ПНР – вище 450 м/міс, що доводить ефективність використання даного обладнання [47].

За результатами виконаного аналізу застосування самохідного обладнання по рудникам досягли значних результатів (табл. 1.3).

Таблиця 1.3

Застосування самохідного обладнання на зарубіжних рудниках

Рудник	Система розробки	Продуктивність праці робітника, т/зміну		
		вибійного	підземного	по руднику

«Грандвью» (США), «Лармантьєр» (Франція)	Камерно- стовпова	90-120	60-110	20-40
«Брансуїк», «Маттагамі», «Ульс-бек», «Титл Коув» (Канада)	Підповерхових штреків	60-172	27-37	20-50
«Страсса» (Швеція)	Поверхово- камерна	–	70	–
«Муфулира»(Замбія), «Кируна» (Швеція)	Підповерхового обвалення	70-320	50-70	30-35
«Кобар» (Австралія), «Гарпенберг», «Лангдал», «Кристенберг» (Швеція), «Норт», «Гандерсон» (Канада)	Горизонтальним и шарами із закладкою	26-64	16-25	22

Питома вага систем розробки залежить від гірничотехнічних, гірничо-геологічних умов та тенденцій розвитку конкретного рудниках. Впровадження інноваційних систем розробки зі застосуванням самохідної техніки призводить до зміни питомої ваги відомих способів руйнування масиву та доставки руди, а також до збільшення продуктивності праці робітників.

Вантажні машини з технічною продуктивністю на завантаженні з-під рудоспусків 120-150 м³/год під час промислових випробувань на проходці горизонтальних виробок знижувала технічну продуктивність приблизно на 30-50%. Це пояснюється тим, що «пасивне» завантаження машин з конуса руди значною мірою залежить від висоти останнього, внутрішнього тертя та зчеплення гірської маси. На навантаженні гірничої маси, що має зв'язність, більш ефективними є вантажні машини ковшового, гребкового або барабанно-лопатевого типу, що забезпечують активне завантаження. Обмеження крупності шматків і «пасивне» завантаження машини типу «нагрібаючі лапи» під час роботи з укусу роблять її менш продуктивною, ніж ковшові машини (однакової технічної продуктивності) під час використання в камерно-стовпових системах розробки. Ефективність застосування вантажної машини типу «нагрібаючі лапи» в порівнянні з ковшовими машинами, при однаковому виході негабариту, більш

висока при навантаженні руди з-під рудоспусків [48-53].

Перевагою самохідних вантажних машин є універсальність сфери застосування. Вантажні машини одного типу застосовуються при проходженні виробок, очисному виїмці та погашенні днища. Усі основні технологічні процеси можуть бути найповніше механізовані та інтенсифіковані.

Коли при використанні засобів механізації питома вага робочого часу, що витрачається на виконання операцій вручну, висока, збільшення інтенсифікації робіт у вибою прямо-пропорційна цим витратам, що знижують загальну продуктивність праці. При повній механізації процесів інтенсифікація робіт і продуктивність праці перебувають у зворотній залежності від частки витрат на допоміжні операції [50-55].

Зі зростанням технічної продуктивності знижується коефіцієнт використання вантажних машин. Однак це не виключає можливості відносного зменшення витрат на допоміжні операції з поліпшенням дроблення рудного масиву та прохідності потоку. Для зменшення витрат часу випуск руди навантаження доцільно проводити з випускних щілин (рис. 1.5).

На рис. 1.6 показано варіант поверхово-камерної системи розробки, що застосовується у покладах невеликої потужності.

Доставка руди в очисних вибоях можлива за допомогою самохідних машин, які забезпечують продуктивність 300-400 т/зміну. Застосування вантажних машин дозволяє ефективно відпрацювати днище блоку. Тупики вантажних вибоїв виходять у підсічну траншею, яка розташована на рівні горизонту доставки.

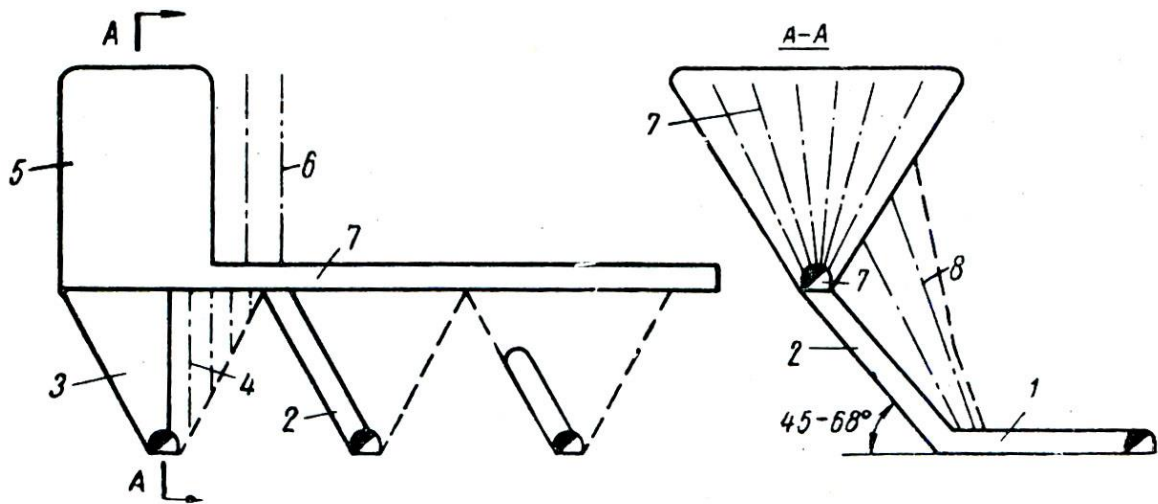


Рис. 1.5. Схема утворення випускних щілин для перепуску руди на підшву виробки та подальшим її транспортуванням ПДМ:

1 – очисний вибій; 2 – рудоспуск; 3 – випускна щілина; 4 - шпури для утворення щілини; 5 – підсічна траншея; 6 – свердловини для утворення траншейної підсічки; 7 – виробка для підсікання блоку; 8 – шпури для розширення щілини.

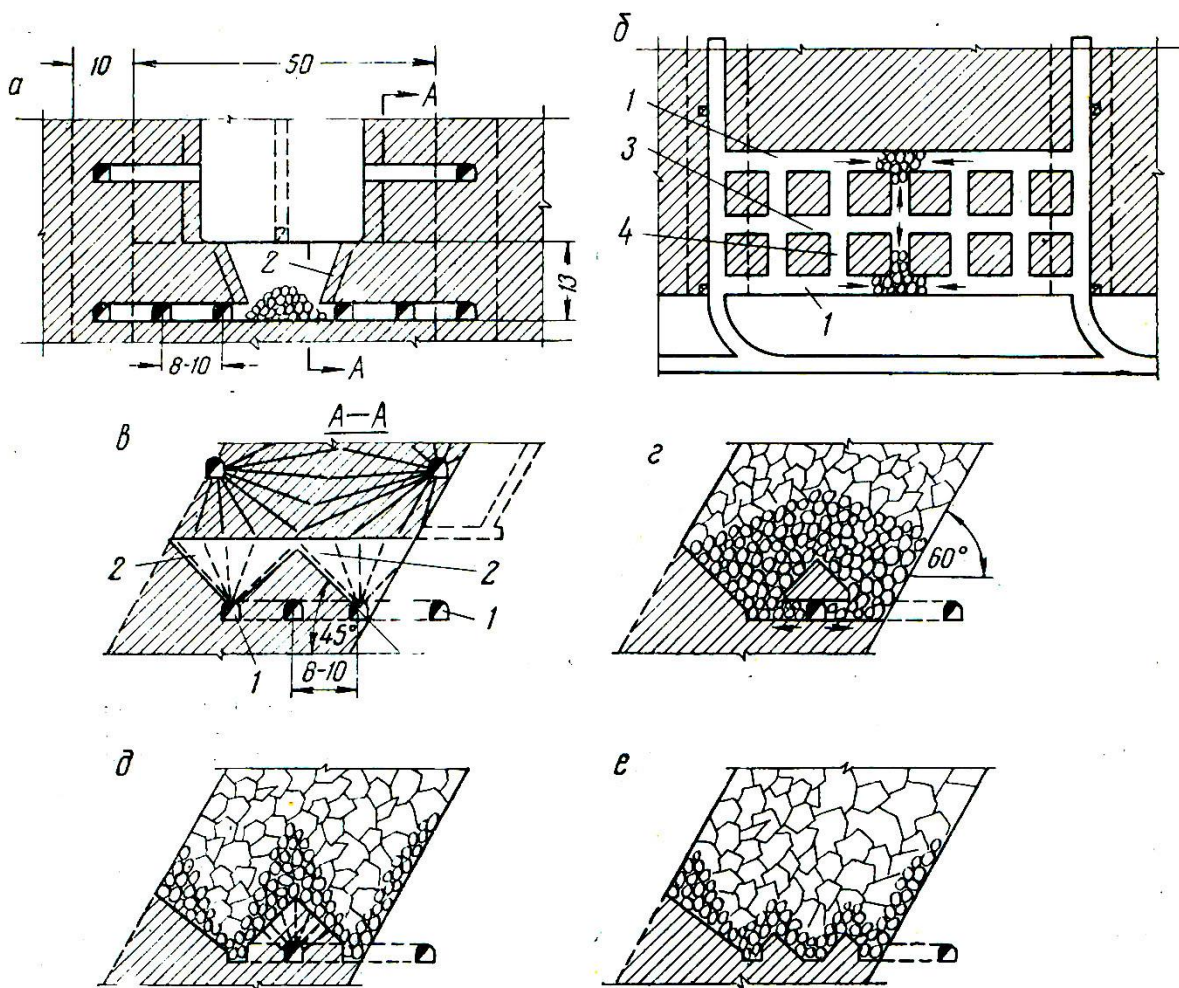


Рис. 1.6. Днище блоку поверхнево-камерної системи розробки для навантаження руди машинами типу

a – вертикальна проекція; *б* – план відкатного горизонту; *в* – утворення підсічних траншів; *г* – виїмка стелини; *д* – погашення днища; *е* – кінцева стадія після відпрацювання днища блоку; 1 – штрек підсічки; 2 – траншея; 3 – штрек доставки; 4 - навантажувальні вибої.

Великий практичний інтерес представляє безцеликова підповерхово-камерна система розробки, що дозволяє суттєво зменшити втрати руди та трудомісткість робіт. Принцип роботи застосовано на шахті «Муфуліра». Поверх поділяється на підповерхи висотою 20-35 м. Очисна камера має трикутну форму, як показано на рис. 1.7. Висота поверху залежить від стійкості порід висячого боку.

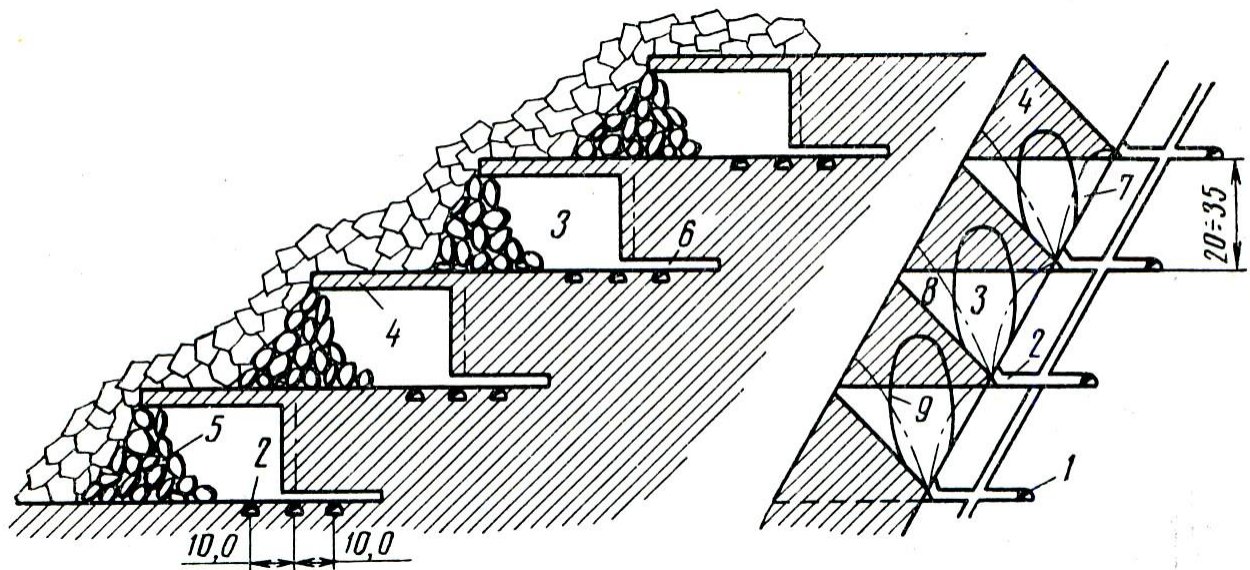


Рис. 1.7. Підповерхово-камерна система розробки без залишення міжкамерних ціликів з доставкою руди вантажними машинами:

1 – відкотний штрек; 2 – вантажні очисні вибої; 3 – камера; 4 – стелина; 5 – конус руди для запобігання розбіжності; 6 – виробка для обвалення масиву; 7 – запас руди, що залишається на лежачому боці камери; 8 – запас руди, що видобувається зі стелини нижньою камерою; 9 – еліпсоїди випуску, що утворюються після погашення стелини.

Форма стелини та днища забезпечує мінімальне оголення порід висячого боку, якщо це необхідно для запобігання обвалу порід середньої стійкості. Випуск та доставка руди здійснюються через очисні вибої, що пройшли біля лежачого боку камери.

Зі зменшенням висоти підповерху об'єм камери щодо стелини зменшується. Зменшується обсяг запобіжного конуса руди. Тому зі збільшенням потужності рудного тіла оптимальні межі, в яких може змінюватись висота підповерху залежно від гірничо-геологічних умов, збільшується. Навантаження руди може бути здійснено навантажувальними машинами в самохідні вагони або на конвеєр. Один конвеєр може обслужити 3 очисних вибою, розташованих у лежачому боці камери завдовжки 30-36 м.

Вантажно-доставні машини ефективно можуть бути використані при відпрацюванні покладів системою підповерхового обвалення ромбоподібними панелями. Досліджуючи оптимальні параметри днищ блоків, канд. техн. наук Д.З. Гельман і Ф.З. Френкель [35] звернули увагу на можливість використання закономірностей руху сипких тіл у воронках з метою надання шару рудної маси, що випускається, форми, близької до еліпсоїда випуску, що, цілком очевидно, є оптимальним. У практиці подібну форму сипучого тіла можна утворити, як пропонують автори, у вигляді ромбоподібних панелей, нижня частина яких знаходиться в масиві (траншея), а верхня – з обваленими породами (рис. 1.8). Конструкція та розташування днищ ромбоподібних панелей показані на рис. 1.9.

Для повнішого використання високопродуктивних бурових і вантажних машин (що досягається збільшенням тривалості основних процесів) та створення надійних умов ритмічної роботи підприємства за високої концентрації та інтенсифікації гірничих робіт можливий наступний варіант системи поверхового обвалення з відпрацюванням родовища полями.

Ділянка або все шахтне поле від центру до флангів: відпрацьовується панелями на всю висоту поверху (рис. 1.10). Запаси руди в панелях витягуються за допомогою самохідних вантажних машин або очисних щитів, самохідних вагонів або конвеєрів, що пересуваються, які працюють у виробках ступінчастого днища [55-57].

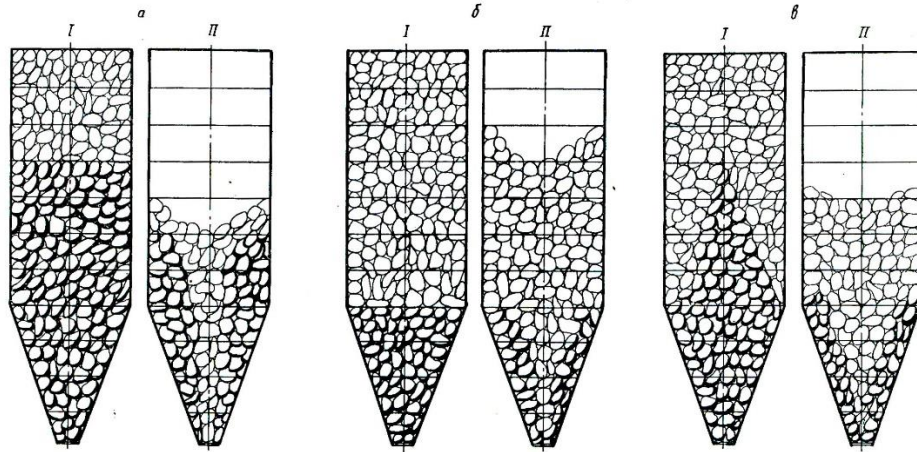


Рис. 1.8. Схеми випуску рудної маси з очисних блоків:
 а – у формі паралелепіпеду; б – трапецієподібної форми; в – ромбовидної форми; I – до випуску руди; II – після випуску.

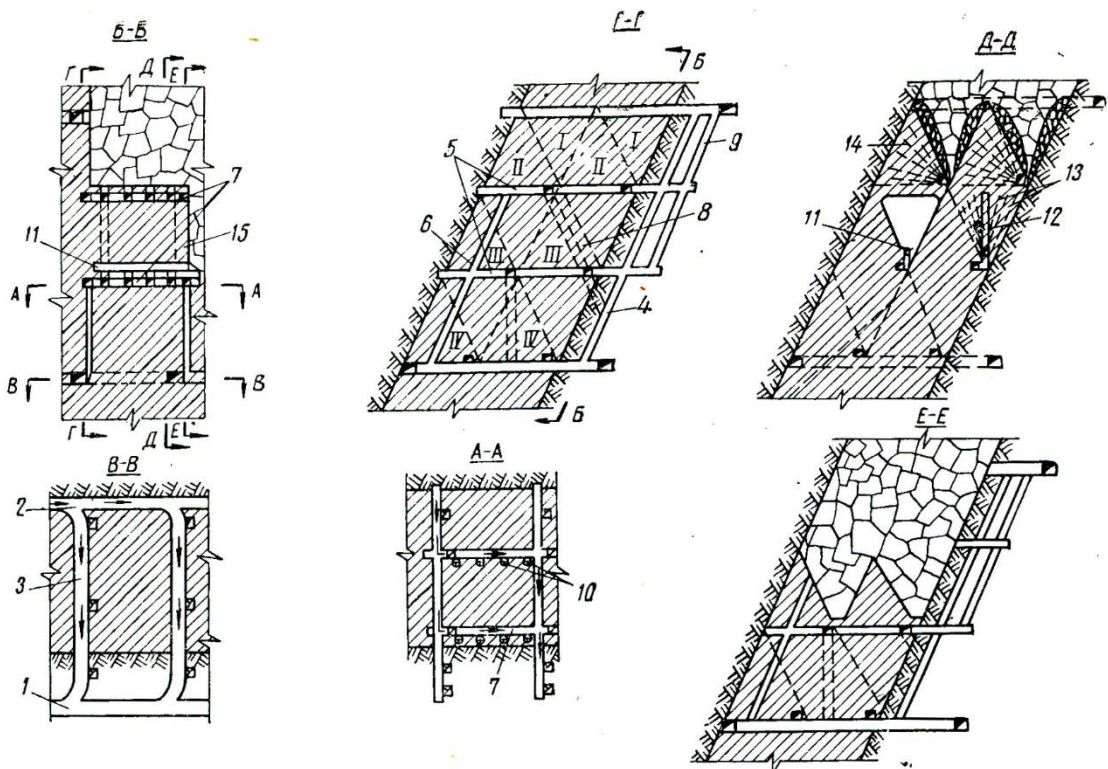


Рис. 1.9. Схема підготовки та відпрацювання блоків системою підповерхового обвалення руди з її вийманням ромбоподібними панелями

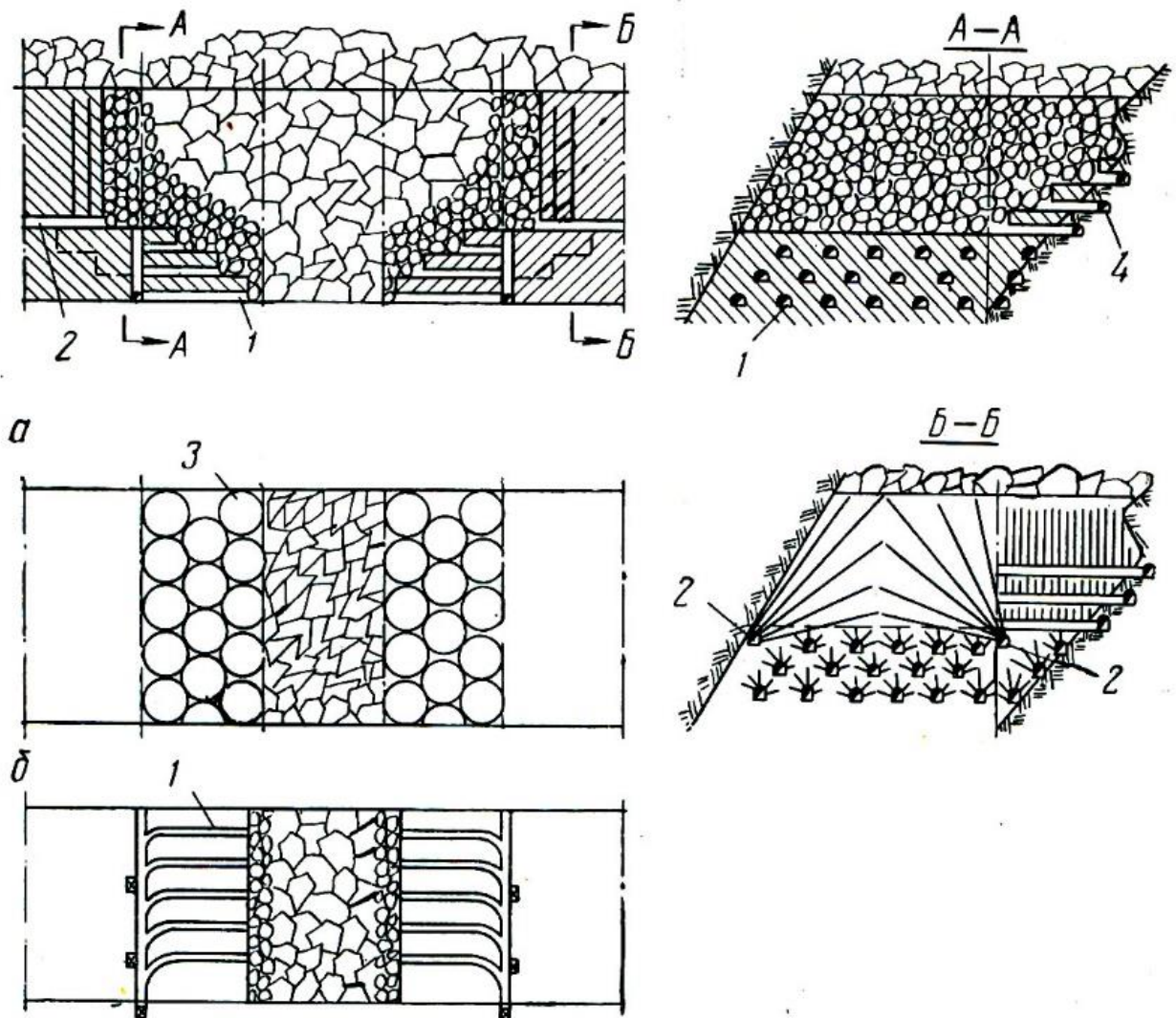


Рис. 1.10. Варіант системи поверхового обвалення із ступінчастим дном із застосуванням самохідних вантажних та бурових машин («кар'єрний» спосіб підземної розробки):

a – поєднання зон впливу очисних забоез; *б* – план горизонту доставки;
 1 – навантажувальні вибої; 2 – бурові штреки; 3 – зони впливу навантажувальних вибоїв; 4 – очисні вибої на борту лежачого боку.

Ступінчасте днище складається з декількох горизонтальних ярусів; в ньому проходять вантажні штреки на відстані 9-10 м між осями. Відстань між ярусами 8-10 м. Вантажні виробки в суміжних ярусах розташовані відносно один одного в шаховому порядку.

Перешкодою засмічення служить конус руди, залишеної над очисними вибоями найнижчого ярусу. Стінка панелі у лежачого боку вертикальна, оскільки трикутник лежачого боку повинен бути заздалегідь витягнутий системою підповерхового обвалення із застосуванням самохідних машин. Повне вилучення гребенів досягається за рахунок шахового розташування очисних вибоїв у вертикальній площині, так як гребінець між очисними вибоями на верхньому ярусі є для очисного вибою, розташованого по відношенню до них у шаховому порядку, форму сипучого тіла, близьку до фігури випуску.

Особливостями системи розробки зі застосуванням самохідного устаткування є:

- 1) простота та міцність конструкції системи, що дозволяють застосувати потужну самохідну техніку;
- 2) можливість найкращого контролю над режимом випуску руди з очисних вибоїв по всій площі панелі;
- 3) великий обсяг відбитої руди в панелі, що створює умови ритмічної роботи ділянки за обсягом та якістю руди, що видобувається;
- 4) незалежність обвалення рудного масиву в новій панелі від випуску та навантаження в діючій.

Система робіт і засоби механізації дозволяють механізувати всі основні процеси з проходки, обвалення та доставки рудної маси. При відпрацюванні шахтного поля від центру до флангів необхідно мати дві панелі. лежачого боку повинні відпрацьовуватися з випередженням або одночасно системою підповерхового обвалення із застосуванням самохідних машин. дозволяє створити найбільш високу концентрацію та інтенсифікацію всіх гірничих робіт і забезпечити високу надійність роботи підприємства.

Встановлення вантажних засобів у кожному очисному вибої дозволяє застосувати дистанційне та автоматичне керування роботою забійних машин за програмою, що відповідає прийнятому режиму випуску. Слід зазначити, що великі перерізи випускних отворів у навантажувальних вибоях забезпечать нормальне закінчення рудної маси, і перешкодою, що порушує безперервність процесу вилучення рудної маси з очисного простору, будуть самі машини, що обмежують кондицію шматка. Тому вертикальна відбійка рудного масиву, що дозволяє вдосконалювати параметри буровибухових робіт, у цьому випадку з'явиться найбільш доцільною та відповідною методу ведення гірничих робіт. Продуктивність праці одного робітника за системою (набій-люк) складе не менше 90-100 т/зміну.

Основною тенденцією у вдосконаленні методів підземної розробки потужних родовищ є наближення їх до умов робіт, аналогічним до відкритого способу, з тим, щоб ефективно використовувати потужні самохідні машини.

Концентрація гірничих робіт, що є неминучим у зв'язку з зниженням гірничих робіт на глибину, залежить від інтенсивності основних процесів.

Процес формування сипучого тіла - рудної маси в очисному просторі визначає ступінь використання компенсаційної камери при обваленні рудного масиву.

При високій інтенсивності та концентрації очисних робіт першорядне значення має дотримання планомірного режиму випуску, тому що при великих втратах та засміченні руди такий метод робіт здійснити дуже важко. Дотримання планомірного режиму випуску по всій площі блоку дозволяє мінімізувати вплив бічних контактів з порожніми породами на вилучення чистої руди. Здійснення планомірного режиму випуску можливе при видачі руди за сортами кількома потоками.

Застосування навантажувальних машин на доставці дозволить докорінно змінити технологію гірничих робіт.

Основною тенденцією у розвитку методів ведення гірничих робіт є

наближення технології підземного видобутку до відкритих для того, щоб найбільш повно використовувати високопродуктивне обладнання з найменшими трудовими витратами

Таким чином, існуючі системи розробки підповерхового обвалення з випуском руди через дучки на теперішній час потребують суттєвого удосконалення для зменшення засмічення руди та труднощами підтримки виробок горизонту випуску.

1.5. Мета та завдання дослідження

З пониженням гірничих робіт суттєво знижується продуктивність праці на підземних гірничих роботах при відпрацюванні залізородних родовищ корисних копалин. Це пов'язано з погіршенням гірничо-геологічних умов, а також зі зменшенням загальної кількості очисних блоків при застосуванні звичайного випуску рудної маси з блоку. На теперішній час на залізородних підприємствах України з видобутку залізних руд застосовують скреперну доставку або віброживильники.

Згідно виконаного аналізу досліджень, випуск обваленої руди суттєво не впливає на формування зони випуску. Однак скреперна доставка або доставка віброживильниками обмежує продуктивність праці, яка не перевищує 150-400 т/зміну.

Виконані наукові дослідження Ступніком М. І., Калініченком В. О., Сторчаком С. О., Андрєєвим Б. М., Федьком М. Б., Письменним С. В., Хоменком О. Є., Тарасютіним В. М., Хівренком О. Я., Кудрявцев М. І., Щекановим В. О. та ін. доведено, що для подальшого удосконалення технології очисного виймання в умовах залізородних родовищ є застосування систем розробки з закладкою виробленого простору та більш широкого впровадження імпортного самохідного устаткування.

Підвищити продуктивність праці на доставці можна шляхом застосування

імпортного самохідного навантажувально-доставного устаткування. При цьому, існує декілька варіантів транспортування руди з навантаженням руди з очисних блоків НДМ та перевантажуванням їх у: підземні автосамоскиди, думпкари, вагонетки, рудоспуски.

Таким чином, збільшити продуктивність праці на випуску руди без збільшення кількості очисних вибоїв можливо за рахунок застосування імпортного самохідного навантажувально-доставного устаткування.

Основною задачею даного дослідження є удосконалення технології випуску руди з виймальних блоків в умовах ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат» за допомогою самохідних навантажувально-доставочних машин.

Тому *метою роботи* є дослідження та удосконалення технології випуску руди з виймальних блоків в умовах ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат» за допомогою самохідних навантажувально-доставочних машин, що дозволить підвищити продуктивність на випуску руди без суттєвих змін параметрів підземних виробок.

Для досягнення поставленої мети в роботі вирішувались такі завдання:

1. Проаналізувати сучасний стан гірничих виробок при підземній розробці залізорудних родовищ із застосуванням самохідного устаткування.
2. Виконати аналіз технічних характеристик імпортного самохідного навантажувально-доставного устаткування, що застосовується на підземних гірничих підприємствах.
3. Дослідження продуктивності самохідних НДМ від довжини транспортування, куту уклону транспортної виробки та вантажопідйомності машини.

РОЗДІЛ 2

МЕТОДИКА ДОСЛІДЖЕНЬ

2.1. Перспективи та методи удосконалення застосування самохідного устаткування

При створенні високопродуктивних технологій у більшості випадків підприємства переходять на застосування імпоротної самохідної техніки, яка дозволяє збільшити технологічні показники.

Так на доставці руди при застосуванні імпоротної самохідної техніки намагаються збільшити довжину доставки за рахунок створення меншої кількості перевантажувальних вузлів. Слід зазначити, що при збільшенні довжини доставки до 400 м принципово змінюється підготовка горизонту, а саме зменшення кількості підготовчо-доставних виробок, та їх проходка безпосередньо по рудному тілу.

Застосування на проходці самохідного імпортного обладнання дозволяє скоротити час на проходку виробок, а також створювати їх великого перетину за один цикл, це дозволяє скоротити кількість працівників на проходці виробок та скоротити трудомісткість гірничо-підготовчих й нарізних робіт. Це в свою чергу дає змогу відмовитись від застосування переносного обладнання при створенні гірничих виробок.

Можливість досягнення високого рівня механізації та значного полегшення праці гірників здійснюється за допомогою застосування імпортного самохідного обладнання, яке позбавляє важких зусиль при проходці гірничих виробок та на очисних роботах. Висока продуктивність імпортного самохідного обладнання та їх мобільність дозволяють сконцентрувати гірничі роботи в межах виймального блоку. Створення у підземних умовах операторських пунктів, дозволяє дистанційно управляти буровими та навантажувально-доставочними машинами, які оснащені програмним управлінням. Це дозволить не лише

скоротити до мінімуму перебування людини у вибою, а й суттєво покращити умови праці за рахунок створення високого рівня комфорту.

За результатами виконаного аналізу встановлено, що:

4. Застосування імпоротної самохідної техніки в підземних умовах є перспективним для розробки залізних родовищ України та потребує вирішення ряд питань теоретичного і експлуатаційного характеру;
5. Впровадження самохідної техніки на шахтах дозволить здійснити суттєвий прорив у механізації підземних гірничих робіт, які дозволять підвищити не тільки продуктивність праці, а й основні показники вилучення рудної маси.

При системах розробки з підповерховим обваленням руди та вміщуючих порід застосування електричних машин (типу TORO-400E) на доставці дозволяють зменшити витрати на проходку підготовчо-нарізних виробок, збільшити продуктивність праці по системі.

Одним з основних видів доставки є випуск і доставка руди за допомогою навантажувально-випускних заходок або випускних виробок (рис. 2.1).

Питома вага систем розробки зі застосуванням навантажувально-випускних заходок або випускних виробок залежить від гірничо-технічних та гірничо-геологічних умов, а також від тенденції їх розвитку підприємства (рудниках, шахти).

Конструкція підземних гірничих виробок, навантажувальних і розвантажувальних камер суттєво спрощується в наслідок застосування підземних автосамоскидів замість електровозного транспорту. В результаті чого у конструкцію системи розробки додаються нові елементи, які складаються з навантажувальних заїздів та похилих транспортних з'їздів. Таким чином, застосування самохідного обладнання призводить до зміни технології, зростання продуктивності праці, а також якісних та кількісних показників технології видобутку.

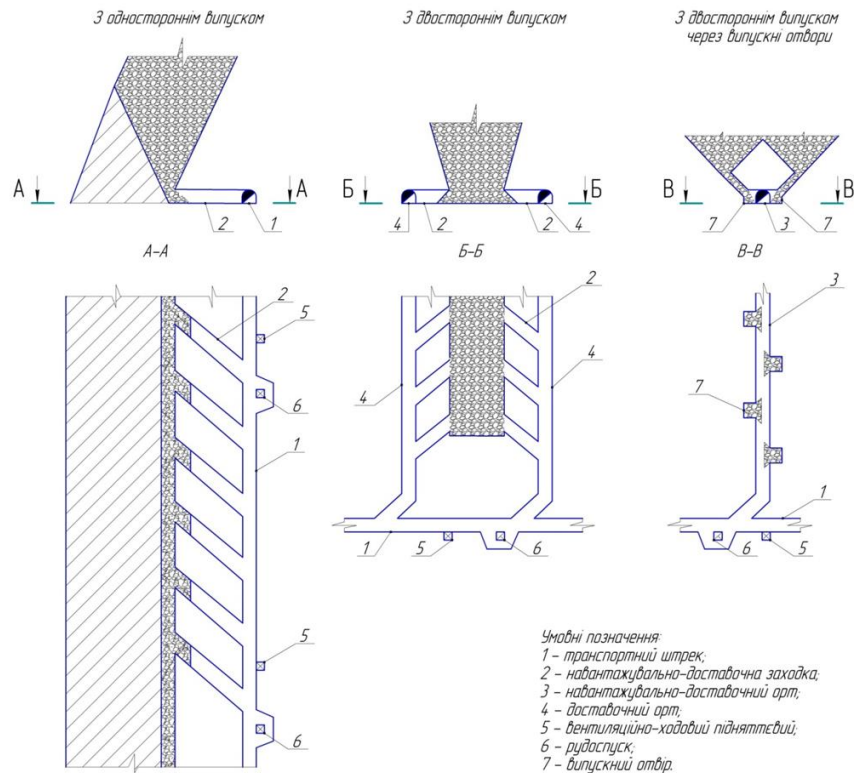


Рис. 2.1. Випуск і доставка відбитої руди з випускних траншей

Доставка руди при застосуванні самохідного обладнання дозволяє принципово змінити підготовку родовищ до відпрацювання збільшив її довжину до 600-700 м і більше. Це дозволяє сконцентрувати транспорт в обмеженому числі виробок в межах рудного тіла з урахуванням особливостей його залягання.

Ефективність проходки похилих виробок дозволяє скоротити трудомісткість гірничо-підготовчих і нарізних робіт та відмовитись від застосування переносного обладнання за рахунок високого ступеню механізації.

Найбільш істотною якісною зміною в технології є можливість досягнення високого рівня механізації як основних, так і допоміжних робіт при застосуванні самохідного обладнання. Мобільність і висока продуктивність самохідного устаткування дозволяють підвищити культуру виробництва, сконцентрувати гірничі роботи, скоротити трудомісткість та час на виконання гірничих робіт.

Таким чином, на основі виконаного аналізу встановлено, що:

впровадження самохідної техніки на рудниках, є прогресивним напрямком у механізації підземних гірничих робіт; застосування електричних машин дає змогу суттєво збільшити продуктивність робочих по системі.

2.2. Застосування самохідної техніки на шахті ЗАТ «ЗЗРК»

Проведення всіх підготовчо-нарізних виробок здійснюється буропідричним способом, за винятком вентиляційних та матеріальних підняттяєвих, які проходять буровою установкою «Robbins 73RM-AC» шарошечним бурінням діаметром 2,14 м. Усі горизонтальні виробки мають склепінну форму, кріплення їх при необхідності здійснюється торкретбетоном завтовшки 50-100 мм, табл. 2.1. При проходці горизонтальних виробок переважно застосовується клинова форма врубу, шпури буряться коронками діаметром 64 і 43 мм. Довжина шпуру переважно 1,4-2,8 м.

Таблиця 2.1

Основні розміри горизонтальних виробок пройдених у поверсі гор.740-840 м

Найменування виробок	Розміри			
	B , м	H , м	$S_{св}$, м ²	$S_{пр}$, м ²
Відкотні орти	3,75	3,33	10,5	11,4
Відкотні штреки висячого та лежачого боків	3,75	3,33	10,5	11,4
Підсічні орти	2,7	2,7	6,4	6,7
Відрізні заходки	2,7	2,7	6,4	6,7
Підповерхові штреки в/б та л/б	3,8	3,2	10,7	11,0
Бурові орти:				
по руді	3,7	3,65	12,0	12,4
по породі	3,45	3,45	10,6	11,0
Відрізний штрек	4,0	3,65	13,0	13,4
Вентиляційно-складальний штрек	2,7	2,7	6,4	6,7

Проходка виробок здійснюється з використанням гірничих машин, які серійно випускаються та приведені в табл. 2.2.

Таблиця 2.2

Обладнання, що застосовується на підприємстві

Найменування виробок	Устаткування	
	на бурінні	на прибиранні
Відкотні орти	Ахега, Boomer-252	PNE-2500
Відкотні штреки в/б та л/б	Ахега, Boomer-252	PNE-2500
Підсічні орти	ППВ-50	17ЛС
Відрізнi заходки	ПМГО-50	ПТ-4
Підповерхові штреки в/б та л/б	Ахега	PNE-2500
Бурові орти та відрізнiй штрек	Boomer-252	PNE-2500
Вентиляційно-складальний штрек	УБШ-221	ТТТ_4

Провітрювання підготовчих, доставних та нарізних виробок здійснюється нагнітальним способом за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання ВМ-5м, ВМ-6м.

Таблиця 2.3

Технічні характеристики обладнання бурової установки АХЕРА

Найменування	Характеристика
Перфоратор	ГЛ 510 С-38
Вага	130 кг
Гідравлічна система контролю	ТГС500
Контроль потужності	Регульована повна потужність
	Регульована потужність забурювання
	Регульована швидкість обертання
Контроль обертання	Реверсивне обертання
Ударна частота	59 Гц
Ударний тиск	175 Бар
Ударна потужність	16 кВт
Контроль промивання	Водяне промивання
Бурова сталь	32, 35 мм
Джерело живлення	електродвигун 45кВт
Вага	1900 кг

Найменування	Характеристика
Напруга	380-660
Кут повороту податчика	360°
Телескоп стріли	1200 мм
Висунення податчика	1200 мм
Швидкість переміщення	5-12 км/год
Максимальний долаючий ухил	35%
Вага	11000 кг

Таблиця 2.4

Характеристика бурових установок

Параметри	Основні агрегати установки	
	BOOMER 252	BOOMER 251
Бурові стріли-маніпулятори	BUT 25	
Податчик	BMH 1100	
Перфоратор	COP1238ME	
Бурова стріла	BUT 25	
Маса (без податчика), кг	1325	
Хід телескопічного циліндра податчику, мм	1250	
Кут обороту податчику, град	360	
Тип	DC15	DC10
Двигун	Дизельний	
Електросистема, В	24	
Максимальна швидкість ходу, км/год	13	10
Трансмiсія	Гiдродинамiчна типу Clark12000o	
Подоланий ухил	1:4	
	Бурова система DCS 12	

Параметри	Основні агрегати установки		
	BOOMER 252	BOOMER 251	
Двигуни гідронасосів, КВт	45		
Напруга, V	380		
Частота, Гц	50		
Тиск у контурі ударного механізму, Бар	150-240		
Нормальний заправний об'єм гідравлічного бака, л	160	130	
Тип гідравлічної рідини	Мінеральні олії HFB, HFC		
Тип компресора	LE8 LE8		
Автоподатчики	Для перфоратора типу COP 1032HD		
	BMH1112	BMH1114	
Повна довжина, мм	4886	5472	
Глибина шпуру, мм	3457	4063	
Довжина бурової штанги, мм	3700	4305	
	Для перфоратора типу COP 1238ME		
	BMH1312	BMH1314	BMH1313
Повна довжина, мм	5207	5812	5248
Глибина шпуру, мм	3446	4051	3730
Довжина бурової штанги, мм	3741	4346	4045

2.3. Висновки

1. Впровадження та застосування імпортової самохідної навантажувально-

доставного обладнання в підземних умовах є перспективним але потребує вирішення ряд питань теоретичного і експлуатаційного характеру, які дозволять підвищити не тільки продуктивність праці, а й основні показники вилучення рудної маси..

2. Згідно аналізу технічних характеристик імпортного самохідного обладнання встановлено, що в середньому вони мають однакові технічні характеристики.

РОЗДІЛ 3

ДОСЛІДЖЕННЯ ЗАСТОСУВАННЯ САМОХІДНОЇ ТЕХНІКИ ПРИ ВУПУСКУ ТА НА ДОСТАВЦІ РУДИ

3.1. Існуюча технологія відпрацювання рудних покладів в умовах ЗАТ «ЗЗРК»

ЗАТ «ЗЗРК» відпрацьовує Південно-Білозерське родовище. Поклад «Головна» поширено по всьому родовищі довжиною до 2,5 км з кутом падіння 56-77° та коефіцієнтом міцності 3-5. Залізні руди родовища приурочені до західного крила основної синклінальної структури та розміщені в горизонті залізистих кварцитів потужністю 150-300 м. Особливістю залізних руд те, що вміст заліза у руді змінюється від 61% до 69%. Отже, комбінат видобуває тільки руду, яка не потребує подальшого її збагачення.

Проектна потужність рудника з видобутку сирової руди становить 4 млн.т на рік, освоєно 3,7 млн. т на рік. За останні роки обсяг виробництва знижено до 3,0 млн. т на рік, табл. 3.1.

На руднику прийнята камерна система розробки з наступним заповненням очисного простору сумішами, що твердіють.

Спочатку родовище відпрацьовували системою з обваленням порід, що налягають, а пізніше для зменшення водозниження Буцацького горизонту, була прийнята камерна система з подальшим заповненням відпрацьованого простору твердіючою закладкою, рис. 3.1.

Застосування закладки надає переваги при порівнянні з системою з відкритим очисним простором:

6. значно менші втрати та засмічення руди;
7. зберігається екологічна обстановка в районі (збереження поверхні, водних запасів тощо) .)
8. низький коефіцієнт фільтраційні від 0,0001 до 0,0208 м/добу.

Таблиця 3.1

Запаси залізних руд

Поверх	Річне знижен ня робіт	Вихідні запаси у проектних контурах шахти	Зміна вихідних запасів з початку експлуатації	
			за рахунок зміни контурів, об'ємної ваги, тис. т	Погашення запасів, тис. т
301-330	1,3	2717,0		101,6
				107,6
325-400	0,0	27243,0	-541,2	22840,8
				23886,3
400-480	0,4	34563,0	-2801,5	25188,1
				26356,6
480-640	5,0	55763,0	6370,1	43206,1
				45475,8
640-740	5,8	29652,0	865,5	2245,9
				2349,7
740-840	0,2	30069,0		
				93582,5
Разом	11,9	180007,0	3892,9	98176,0

Відпрацьовані камери у суміжних поверхах завжди знаходяться за зоною загального впливу камер, що відпрацьовуються. Камери відпрацьовуються через щілики, що дорівнює ширині камери і розташовані в хрест простягання рудного тіла.

Відбійка основних камерних запасів проводиться на компенсаційні вертикальні або похилі відрізки щілини віяловими комплектами висхідних і низхідних свердловин діаметром 105 мм.

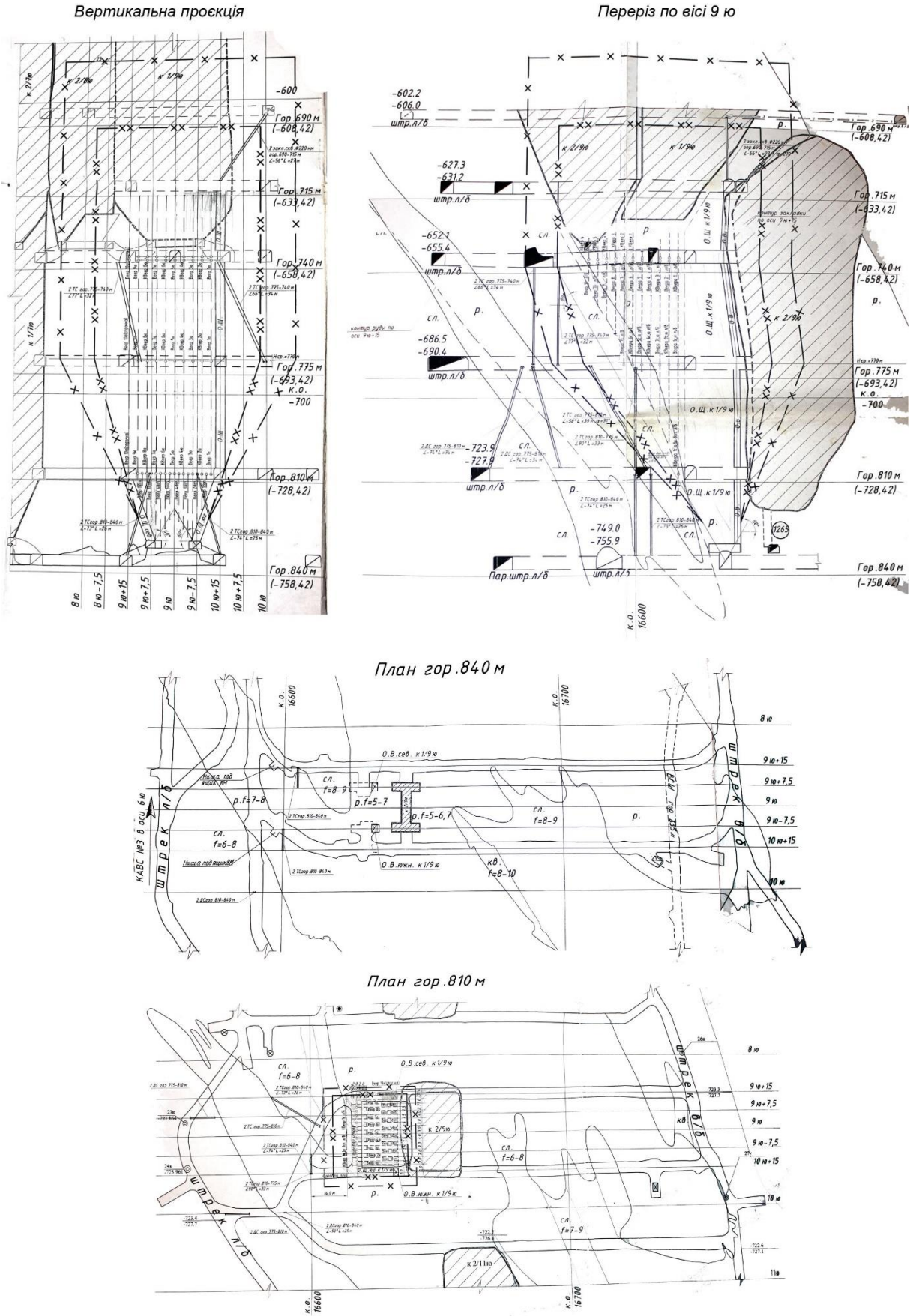


Рис. 3.1. Камерна система розробки з закладкою виробленого простору

Основний запас камер обурюється висхідними віялами свердловин довжиною до 35 м бурової установкою «Simba H1352», яка на відміну від верстата НКР-100М при бурінні глибоких свердловин дозволяє досягти високої точності та високої швидкості буріння. Відрізні підняттеві проходять буровим комбайном «Роббінс» 73PM-AC.

Сітка буріння свердловин у камері підібрана досвідченим шляхом. Віяла, ряди свердловин розташовуються одна від одної (і свердловини теж) по периферії з відривом 2,5-3,0 м один від одного, залежно від міцності і в'язкості руди. Нижні віяла, ряди свердловин перекривають верхні на 1,5-2,0 м, щоб забезпечити опрацювання вибухом шару руди, що відбивається в камері по вертикалі, на випадок осідання колонки розсипаного ВР у свердловинах. Після повного відпрацювання камери вироблений простір підлягає закладці.

Очисні роботи і прохідка виробок здійснюється із застосуванням гірничих машин. Буріння свердловин проводиться самохідними установками «Simba H1352», а заряджання свердловин - доставними-зарядними машинами.

Випуск руди – віброустановками типу ВВДР-5 або самохідними машинами ковшового типу. Відкочування руди здійснюється залізничними складами з глухих вагонеток ВГ-4 та ВГ-9 контактними електровозами К-14.

На проходці виробок для навантаження гірничої маси використовуються породонавантажувальні машини - марки ПМБ, ППН, ПТ-4, а також скреперні лебідки, на відкатці використовуються вагони з донним розвантаженням типу ВПК-7, ВПК-9, вагонетки з боковим кузовом перекидним.

Після відпрацювання 80% запасів камери решта запасів повинна відпрацьовуватися не більше ніж за 6 місяців. Закладка камери проводиться за 1-2 місяці, залежно від її обсягу та місцезнаходження у шахтному полі.

З переходом на глибокі горизонти, тобто. при відпрацюванні поверху гор. 640-740 і 740-840 м в умовах підвищеного гірського тиску, у складніших гідрогеологічних і температурних умовах використання застосовуваної в поверхах гор. 480-640 м технології та параметрів відпрацювання покладів

ставить під сумнів досягнення такої економічної ефективності видобутку руди, за якої буде забезпечуватиметься рентабельна робота комбінату.

З погіршенням гідрологічних та гірничотехнічних умов відпрацювання поверху гор. 640-740 м ускладнилися виробничі процеси на капітальних, гірничо-підготовчих, нарізних та очисних роботах, осушення покладів, провітрювання гірничих виробок та ін. Аналіз відпрацювання камер показує, що на ефективність видобутку руди з камер, а також на порядок відпрацювання їх у штатному полі істотно впливає ступінь осушення гірського масиву.

Прохідка виробок по закладці через недостатню її міцність і відсутність технологічного ланцюга з видачі закладки окремо від руди становить значну технічну складність, що поряд з витратами на транспортування руди до рудоспусків для її перепуску на концентраційний горизонт 640 м, знижує ефективність відпрацювання.

Зі збільшенням відпрацювання камер консервуються поруч розташовані із нею рудні запаси. Це звужує фронт гірничих робіт та призводить до зниження продуктивності шахти загалом.

Технологія видобутку руди, що застосовується на комбінаті, створена на основі використання переносного гірничого обладнання, технологічні та технічні можливості якого повністю вичерпані, що по суті є головним фактором, що стримує подальше вдосконалення гірничих робіт і підвищення їх ефективності.

Руда з камер доставляється комбінованим способом по очисному простору до місця випуску руда доставляється самопливом, далі за підготовчими виробками до рудоспусків або по нарізним до пунктів навантаження електровозний транспорт її доставляють механізованим способом. Механізована доставка руди здійснюється самохідними машинами.

Провітрювання очисних блоків здійснюється за рахунок загальношахтної депресії.

3.2. Дослідження продуктивності самохідної техніки

Доставка руди навантажувальними машинами на залізородних та поліметалевих рудниках здійснюється в основному з очисних вибоїв, розташованих на рівні горизонту. Продуктивність навантажувальних машин складає від 120-150 до 300 т/зміну.

Вантажні машини дуже маневрені і завдяки невеликим розмірам отримують широке застосування в очисних вибоях для навантаження руди середньої кусковатості.

Досвід показав, що розміри очисного вибою для нормальної роботи машини ширина виробки повинна складати не менш ніж 1,5 ширини ковша. При русі потоку при навантаженні кут укосу руди залишається постійним та коливається залежно від гранулометричного складу та фізико-механічних властивостей порід і змінюється від 38 до 55°. Взагалі, для умов розробки залізних руд кут руху потоку складає від 40 до 52°.

При плавному закінченні потоку вантажна машина працює, безперервно впроваджуючись в середньому на 0,7 м. Як тільки рух рудної маси в горловині рудоспуску припиняється, кут укосу стає крутішим. При критичному куті укосу руда обвалюється та починає рухатися в горловині і воронці.

Величина критичного кута залежить не тільки від фізико-механічних властивостей рудної маси, а й від розмірів випускного отвору. Зі збільшенням розміру випускного отвору кут випуску зменшується. Для покращення прохідності потоку бажано утворити укис у «козирка» рис. 3.2.

Загальна відстань від точки розвантаження до основи укосу, при якому відбувається його обвалення, повинна дорівнювати довжині вантажної машини. Тому загальна довжина вибою від точки розвантаження до основи рудоспуску дорівнює

$$l_3 = l_m + \frac{h}{\operatorname{tg} \alpha_2}, \text{ м.} \quad (3.1)$$

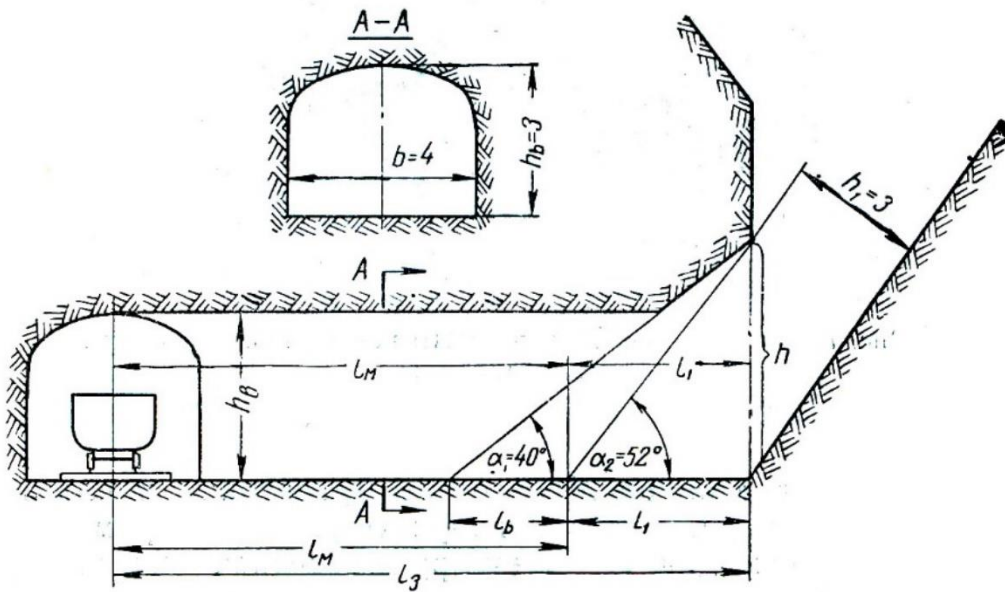


Рис. 3.2. Схема навантаження руди самохідними машинами в самохідні вагони

Глибина переміщення носіння машини по підшві укосу визначається за формулою

$$l_b = \frac{h - l_1 \times \operatorname{tg} \alpha_1}{\operatorname{tg} \alpha_1} \quad (3.2)$$

Для нормальної роботи навантажувальної машини ширина випускного отвору повинна бути не менше 4 м, або не менше 1 м зі сторони приймального укосу. На основі даних, отриманих у промислових умовах, виявилось можливим встановити ряд залежностей, що впливають на ефективність застосування вантажних машин.

На рис. 3.3 приведено зміну продуктивності вантажної машини та продуктивності праці робітника з навантаження та транспортування руди. Характерно, що прямі ділянки графіка, паралельні осі абсцис, характеризують те положення, коли час обміну між двома складами менше часу навантаження одного складу. Зі збільшенням потужності вантажних машин машинний час знижується.

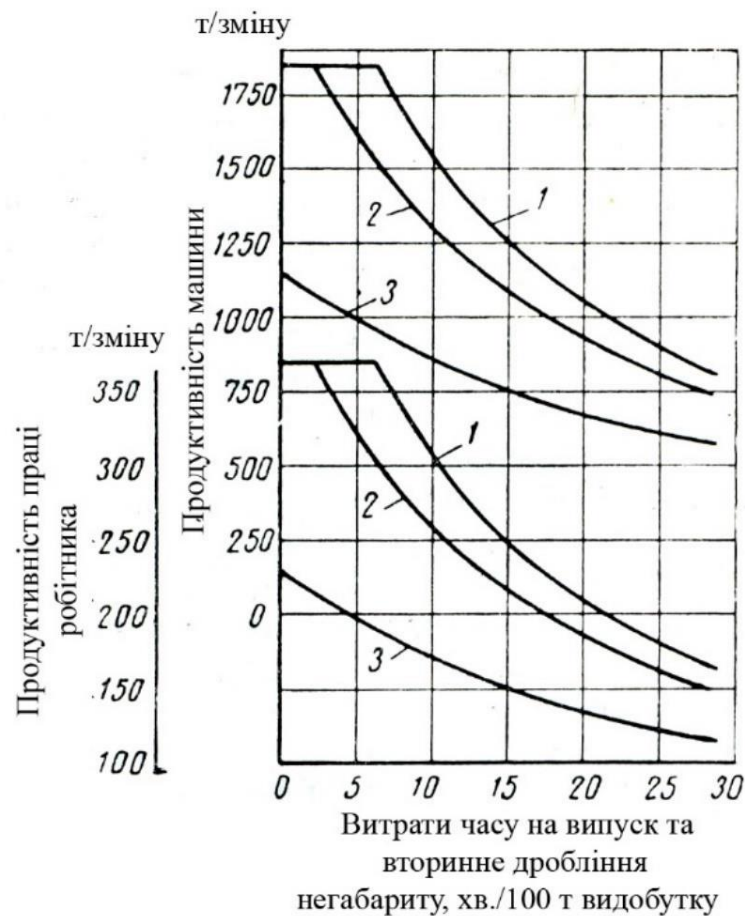


Рис. 3.3. Залежності продуктивності навантажувальної машини та продуктивності праці робітника по навантаженню та транспортуванню руди:

1, 2, 3 – технічна продуктивність машини навантажувальної машини відповідно 750, 500 та 240 т/год.

З рис. 3.3 видно, що застосування навантажувальних машин продуктивністю понад 500 т/год при завантаженні в електровозні склади вантажопідйомністю 90-100 т не дає суттєвого збільшення продуктивності. Підвищити ефективність вантажних самохідних машин можливо при застосуванні дистанційного керування електровозом на внутрішньошахтному транспорті.

На рис. 3.4. показано зміну продуктивність навантажувальної машини та продуктивності праці одного робітника з навантаження та транспортування руди в залежності від ємності вагона.

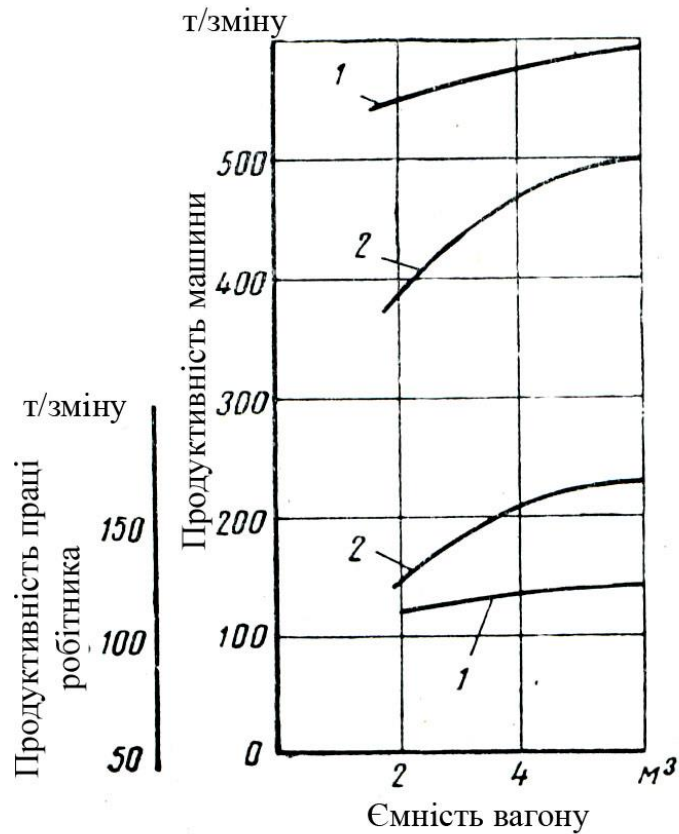


Рис. 3.4. Залежності продуктивності навантажувальної машини та продуктивності праці робітника по навантаженню та транспортуванню руди від ємності вагону

З графіку приведенного на рис. 3.4 видно, що зі збільшенням числа складів, що обслуговують вантажну машину, та ємності вагонів продуктивність вантажної машини та продуктивність праці робітника, зайнятого на завантаженні та транспортуванні руди, збільшуються незначно.

Зміна продуктивності вантажної машини та продуктивності праці робітника з навантаження та доставки залежно від кількості самохідних вагонів ємністю 8-10 м³, які обслуговують один очисний вибій, наведено на рис. 3.5.

З рис. 3.5 видно, що оптимальна кількість самохідних вагонів, що обслуговують одну вантажну машину, залежить від паузи, що утворюється при обміні вагонів.

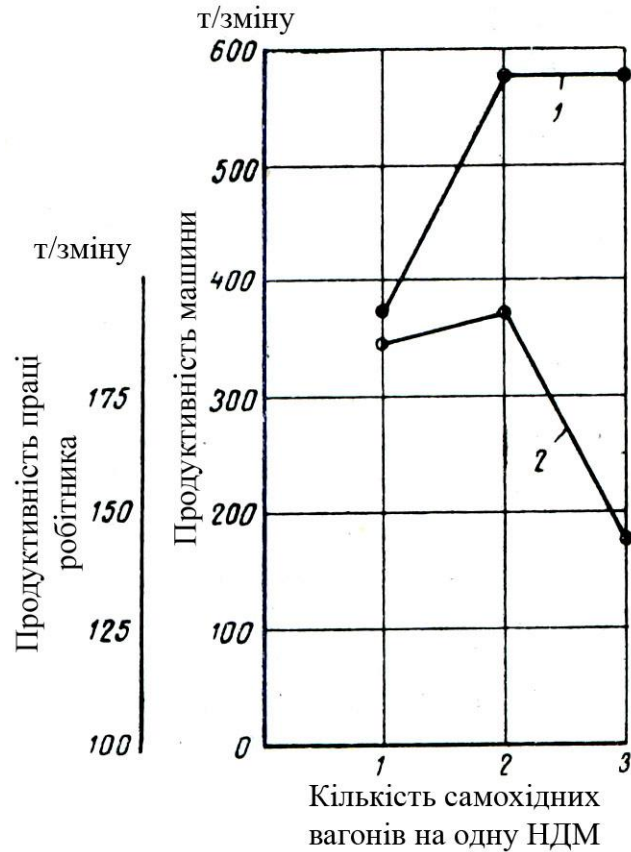


Рис. 3.5. Залежності продуктивності навантажувально-доставних машин та продуктивність праці робітника від кількості самохідних вагонів, що обслуговують одну НДМ

Порівнюючи можливості інтенсивності очисних робіт під час використання вантажних машин коїться з іншими засобами механізації, можна зробити такі висновки:

9. Продуктивність вантажних машин і конвеєрів буде однаковою за рівних витрат на допоміжні операції (за відповідністю технічної продуктивності).

10. Зі збільшенням виходу негабаритної руди можливості вантажних машин знижуються більшою мірою, ніж у конвеєрів.

11. Найбільший економічний ефект від застосування навантажувальних машин типу «нагрібаючі лапи» слід очікувати при доставці руди середньої кускуватості.

12. Для навантаження руди з гранулометричним складом, що

характеризується високим вмістом великих фракцій, економічними будуть вантажні ковшові машини і віброконвеєри.

13. Найбільша економічна ефективність від застосування самохідних вантажних машин досягається в системах розробки з фронтом очисних робіт, що безперервно переміщається.

Для визначення економічної ефективності застосування навантажувально-доставних машин доцільно дослідити фактори які впливають на продуктивність НДМ.

Згідно аналізу виконаного аналізу встановлено, що на змінну продуктивність НДМ впливає швидкість руху машини. Швидкість руху НДМ в першу чергу залежить від куту нахилу гірничої виробки та вантажопідйомності ковша.

Технічна продуктивність ковшових НДМ

$$Q_m = \frac{60 \times V_k \times K_n \times \gamma_p}{t_{\text{ц}} \times K_p}, \text{ т/зміну}, \quad (3.3)$$

де V_k – місткість ковша, м^3 ; K_n – коефіцієнт заповнення ковша; γ_p – об’ємна вага руди, $\text{т}/\text{м}^3$; $t_{\text{ц}}$ – тривалість циклу, хв.; K_p - коефіцієнт розрихлення руди.

Експлуатаційна продуктивність НДМ (т/зміну).

$$Q_e = Q_m \times T_{\text{зм}} \times k_{e1} \times k_{e2}, \text{ т/ зміну}, \quad (3.4)$$

де $T_{\text{зм}}$ – тривалість робочої зміни, годин; k_{e1} – коефіцієнт використання машини у продовж робочої зміни; k_{e2} – коефіцієнт використання вантажопідйомності машини.

Згідно виконаних розрахунків на рис. 3.6 приведено залежності швидкості руху навантаженого НДМ від вантажопідйомності ковша та куту нахилу гірничої виробки.

З рис. 3.6 видно, що зі збільшенням куту нахилу гірничої виробки від 0 до 30 град. швидкість руху зменшується з 24,8-22,8 км/год до 4,5-2,5 км/год при збільшенні вантажопідйомності ковша від 6,5 до 17,5 т.

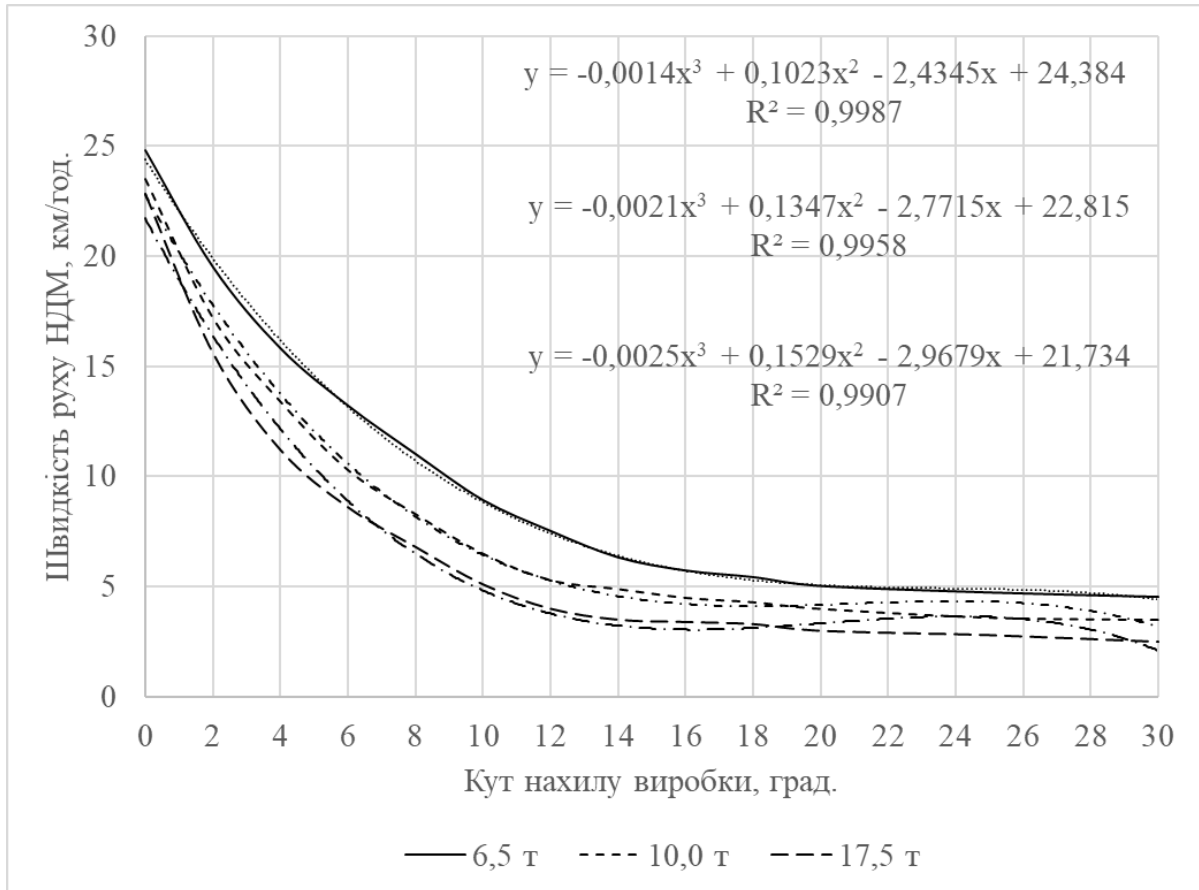


Рис. 3.6. Залежності швидкості руху навантаженої НДМ від куту нахилу гірничої виробки та вантажопідйомності ковша

За результатами розрахунків запропоновані емпіричні формули за якими можна визначити швидкість руху навантаженої НДМ:

- при вантажопідйомності ковша 6,5 т:

$$V_{НДМ} = 24,384 - 0,0014 \times \alpha_{вир}^3 + 0,1023 \times \alpha_{вир}^2 - 2,4345 \times \alpha_{вир}, \text{ км/год.} \quad (3.5)$$

кофіцієнт кореляції $R = 0,9987$;

- при вантажопідйомності ковша 10,0 т:

$$V_{НДМ} = 22,815 - 0,0021 \times \alpha_{вир}^3 + 0,1347 \times \alpha_{вир}^2 - 2,7715 \times \alpha_{вир} \quad (3.6)$$

кофіцієнт кореляції $R = 0,9958$;

- при вантажопідйомності ковша 17,5 т:

$$V_{НДМ} = 21,734 - 0,0025 \times \alpha_{вир}^3 + 0,159 \times \alpha_{вир}^2 - 2,9679 \times \alpha_{вир} \quad (3.7)$$

кофіцієнт кореляції $R = 0,9907$.

На рис. 3.7 приведено залежності швидкості руху порожньої НДМ від вантажопідйомності машини та куту нахилу гірничої виробки.

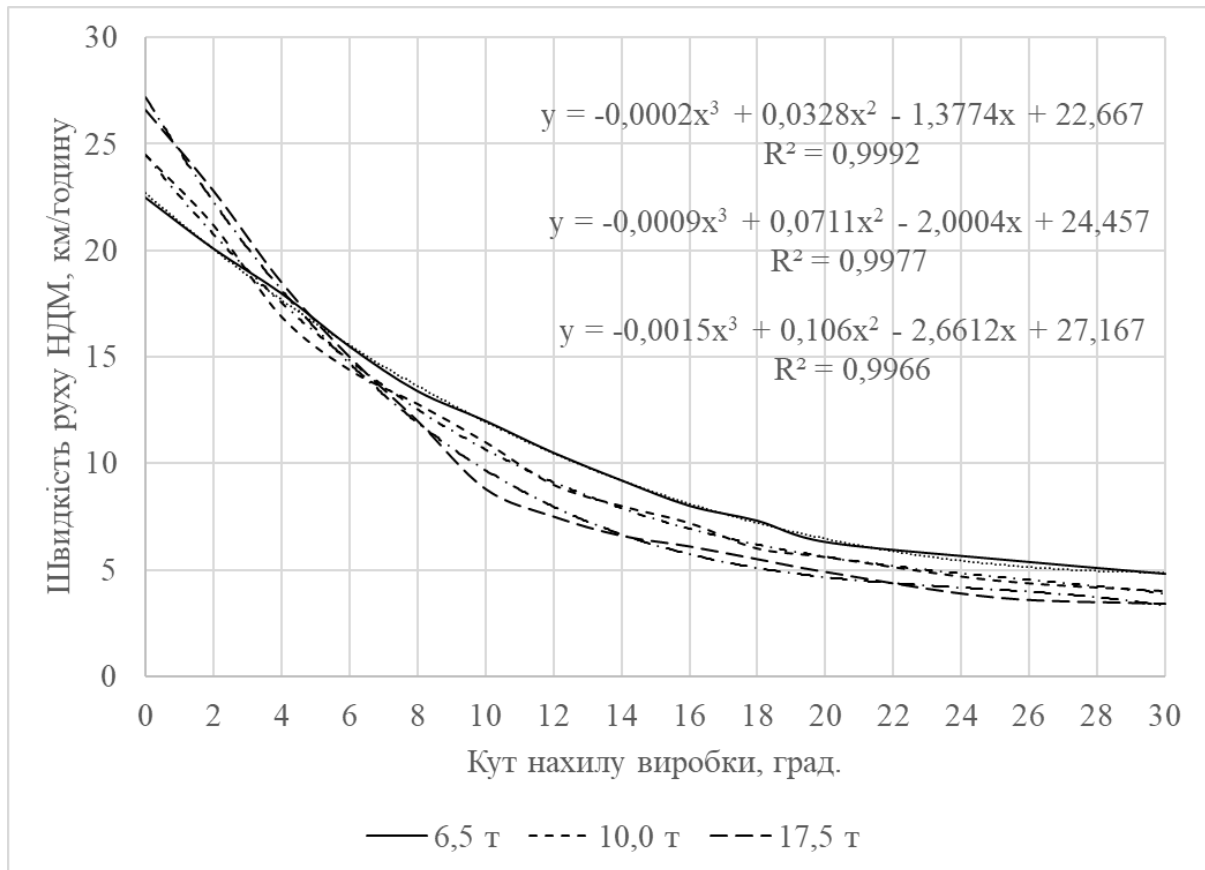


Рис. 3.7. Залежності швидкості руху порожньої НДМ від куту нахилу гірничої виробки та вантажопідйомності ковша

З рис. 3.7 видно, що зі збільшенням куту нахилу гірничої виробки від 0 до 30 град. швидкість руху порожньої НДМ зменшується з 22,5-26,6 км/год до 4,8-3,4 км/год при збільшенні вантажопідйомності ковша від 6,5 до 17,5 т.

За результатами розрахунків запропоновані емпіричні формули за якими можна визначити швидкість руху порожньої НДМ:

- при вантажопідйомності ковша 6,5 т:

$$V_{НДМ} = 22,667 - 0,0002 \times \alpha_{вир}^3 + 0,0328 \times \alpha_{вир}^2 - 1,3774 \times \alpha_{вир} \quad (3.8)$$

коефіцієнт кореляції $R = 0,9992$;

- при вантажопідйомності ковша 10,0 т:

$$V_{НДМ} = 24,457 - 0,0009 \times \alpha_{вир}^3 + 0,0711 \times \alpha_{вир}^2 - 2,0004 \times \alpha_{вир} \quad (3.9)$$

коефіцієнт кореляції $R = 0,9977$;

- при вантажопідйомності ковша 17,5 т:

$$V_{НДМ} = 27,167 - 0,0015 \times \alpha_{вир}^3 + 0,106 \times \alpha_{вир}^2 - 2,6612 \times \alpha_{вир} \quad (3.10)$$

коефіцієнт кореляції $R = 0,9966$.

Аналізуючи швидкості навантажувально-доставних машин по похилій площині у завантаженому та порожньому стані встановлено, що швидкість руху порожньої НДМ вище ніж завантаженої на 0,9-3 км/год. Таким чином, забезпечення однакової швидкості руху НДМ можливо при створенні уклону від навантаженого пункту до вузлу перевантаження. Слід зауважити, що кут уклону доцільно створювати не біле ніж 8-10 град.

На рис. 3.8 представлено залежності змінної продуктивності НДМ від довжини доставки та куту нахилу виробки.

З графіків приведених на рис. 3.8 видно, що зі збільшенням довжини транспортування з 40 до 400 м змінна продуктивність зменшується з 720-990 до 100-190 т/зміну. Слід зауважити, що інтенсивне зниження продуктивності відбувається з 40 до 120 м. В подальшому зниження змінної продуктивності НДМ відбувається менш інтенсивно. Так, при куту уклону виробки від 0 до 10 град. та відстані транспортування більше ніж 200 м зміна продуктивність зменшується з 200-310 до 100-150 т/зміну.

За результатами розрахунків запропоновані емпіричні формули за якими можна визначити продуктивність НДМ:

- при уклоні виробки 0 град.:

$$P_{НДМ} = 15502 \times L^{-0,737} \quad (3.11)$$

коефіцієнт кореляції $R = 0,9973$;

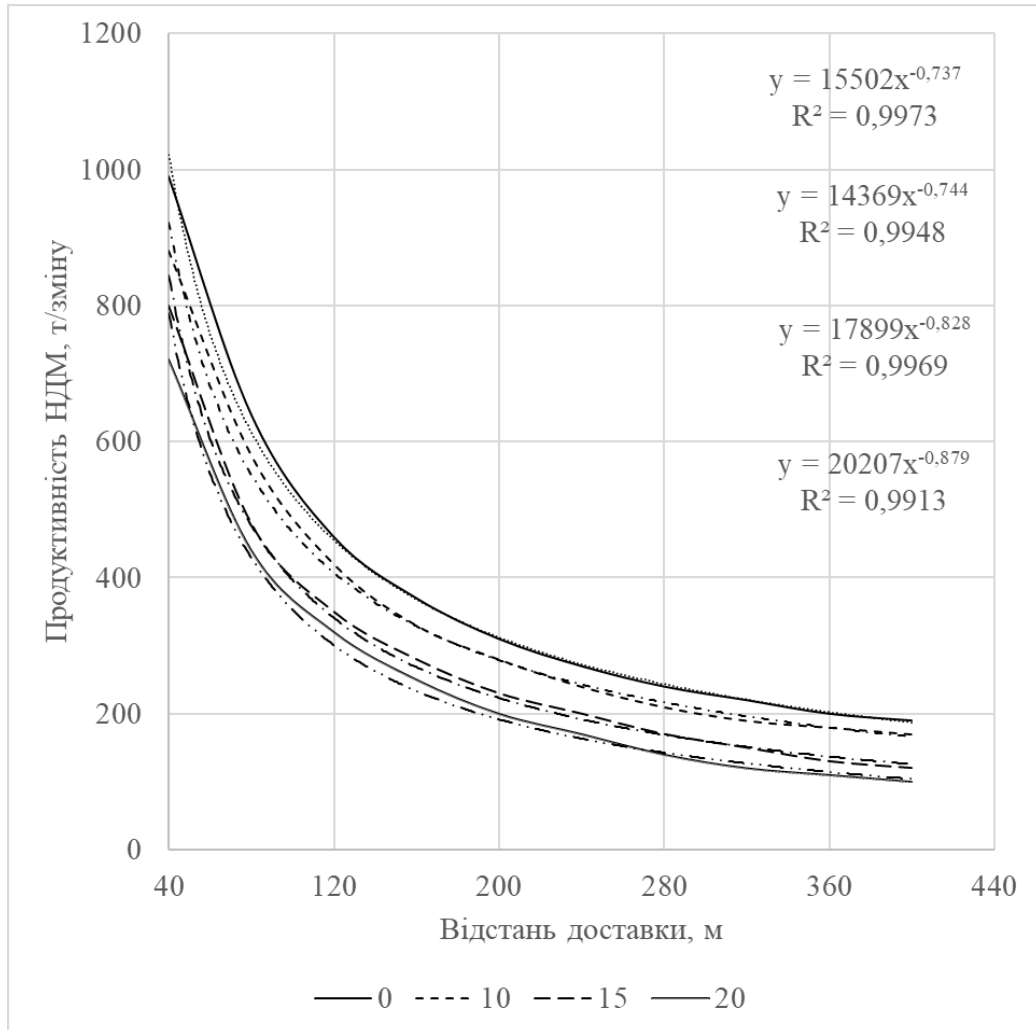


Рис. 3.8. Залежності змінної продуктивності навантажувально-доставної машини від довжини доставки та куту нахилу виробки

- при уклоні виробки 10 град.:

$$P_{НДМ} = 14369 \times L^{-0.744} \quad (3.12)$$

коефіцієнт кореляції $R = 0,9948$;

- при уклоні виробки 15 град.:

$$P_{НДМ} = 17899 \times L^{-0.828} \quad (3.13)$$

коефіцієнт кореляції $R = 0,9969$;

- при уклоні виробки 20 град.:

$$P_{НДМ} = 20207 \times L^{-0.879} \quad (3.14)$$

коефіцієнт кореляції $R = 0,9913$.

3.3 Розрахунок економічних показників застосування технологічної схеми доставки руди

Для визначення економічної ефективності застосування імпортного самохідного навантажувально-доставного устаткування була прийнята економіко-математична модель (рис. 3.9.), яка була реалізована за допомогою Excel програмного комплексу Microsoft Office [57].

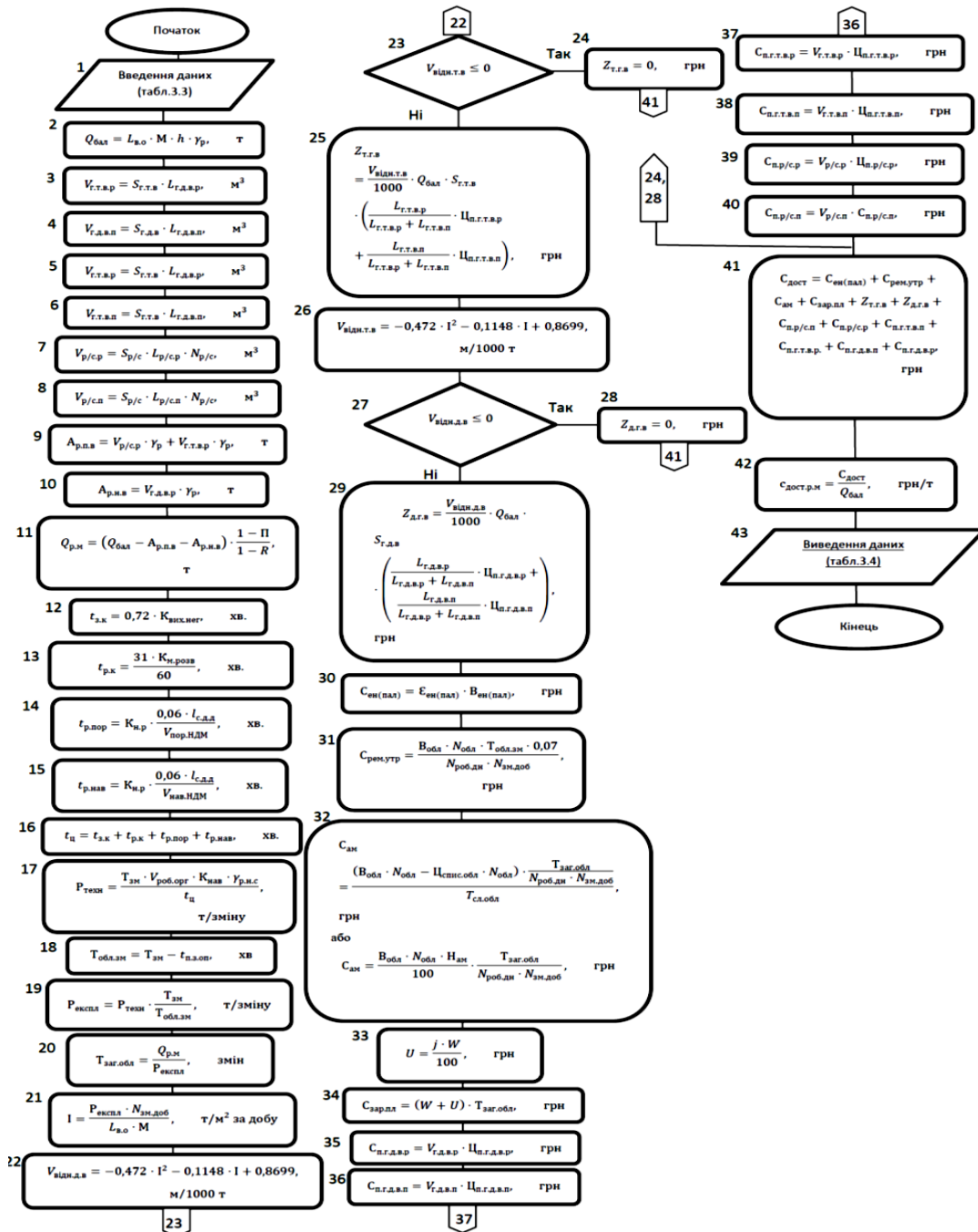


Рис. 3.9. Блок-схема алгоритму економіко-математичної моделі

Дана економіко-математична модель враховує вплив часу на виконання допоміжних операцій, а також швидкість та кут уклону гірничої виробки. Вихідними умовами для виконання розрахунків були прийняті згідно гірничо-геологічних умов Запорізького залізорудного басейну.

Згідно виконаних розрахунків побудовані залежності питомих витрат в залежності від відстані між навантажувальним та розвантажувальним пунктами, кутом уклону виробки та вантажопідйомності НДМ, рис. 3.10-3.12.

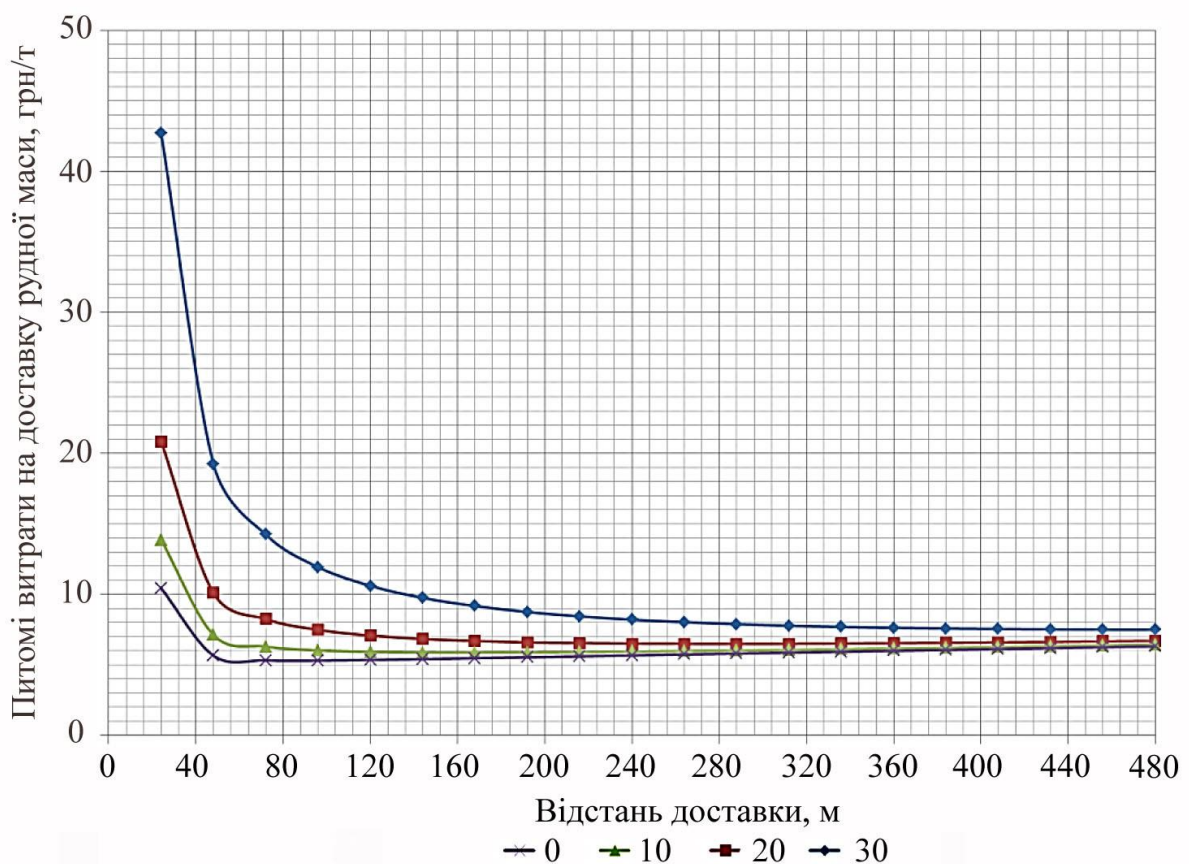


Рис. 3.10. Графіки залежності питомих витрат на доставку рудної маси від навантажувального пункту до місця розвантаження при змін куту уклону підземної гірничої виробки від 0 до 30 град та вантажопідйомності самохідної НДМ 6,5 т

З графіків представлених на рис. 3.10 видно, що при застосуванні НДМ вантажопідйомністю 6,5 т зі збільшенням відстані доставки рудної маси від 20 до 480 м питомі витрати на транспортування руди зменшуються з 10-43 до 6-

8 грн/т без урахування кількості машин. В розрахунках витрати визначені на одну НДМ, однак для збереження річної продуктивності на рівні 3,3 млн.т/рік в одночасній роботі при довжині доставки 300-350 м необхідно мати від 4 до 5 машин, що призведе до збільшення питомих витрат від 24 40 грн/т.

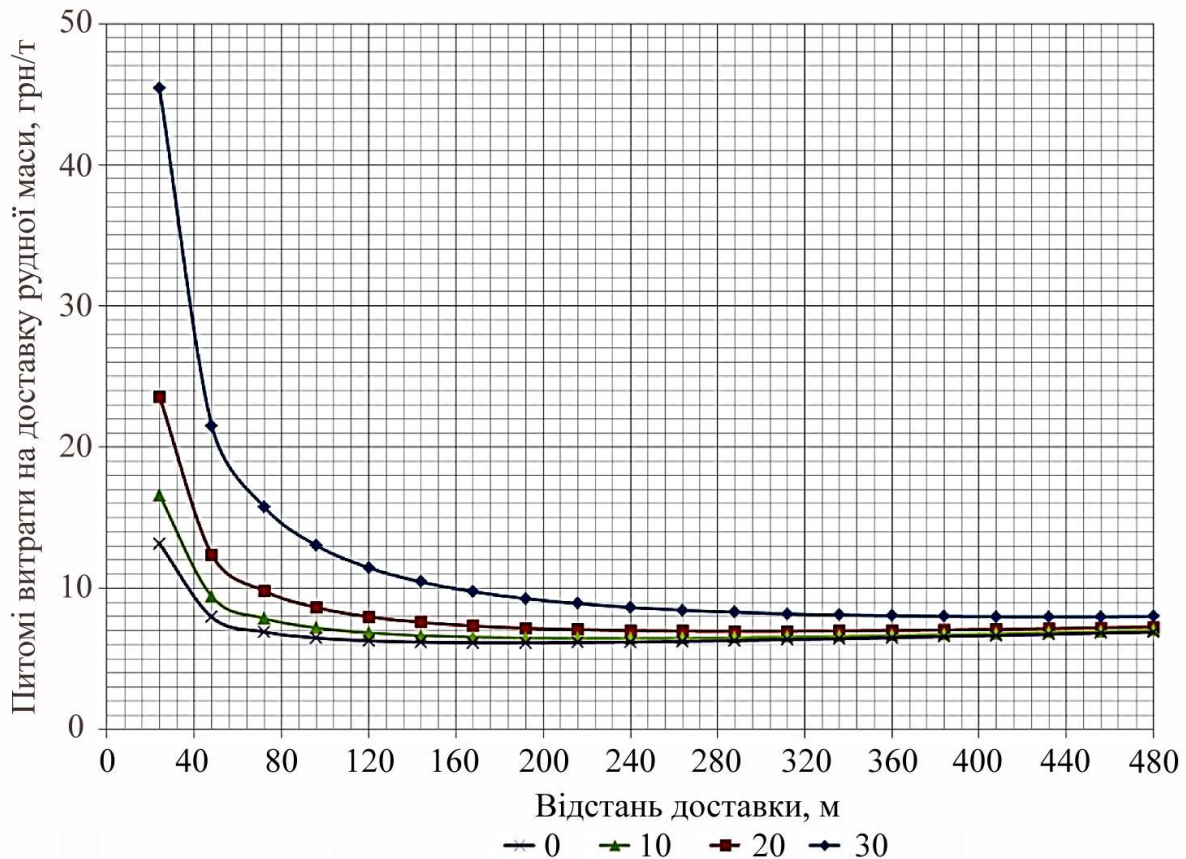


Рис. 3.11. Графіки залежності питомих витрат на доставку рудної маси від навантажувального пункту до місця розвантаження при змін куту уклону підземної гірничої виробки від 0 до 30 град та вантажопідйомності НДМ 10,0 т

З графіків представлених на рис. 3.11 видно, що при застосуванні НДМ вантажопідйомністю 10,0 т зі збільшенням відстані доставки рудної маси від 20 до 480 м питомі витрати на транспортування руди зменшуються з 13-46 до 7-8 грн/т без урахування кількості машин. Слід зауважити, що зі збільшенням вантажопідйомності НДМ з 6,5 до 10 т при відстані доставки 20 м питомі витрати збільшуються на 3 грн/т. Це пояснюється різницею у вартості машин та експлуатаційних витрат на їх обслуговування.

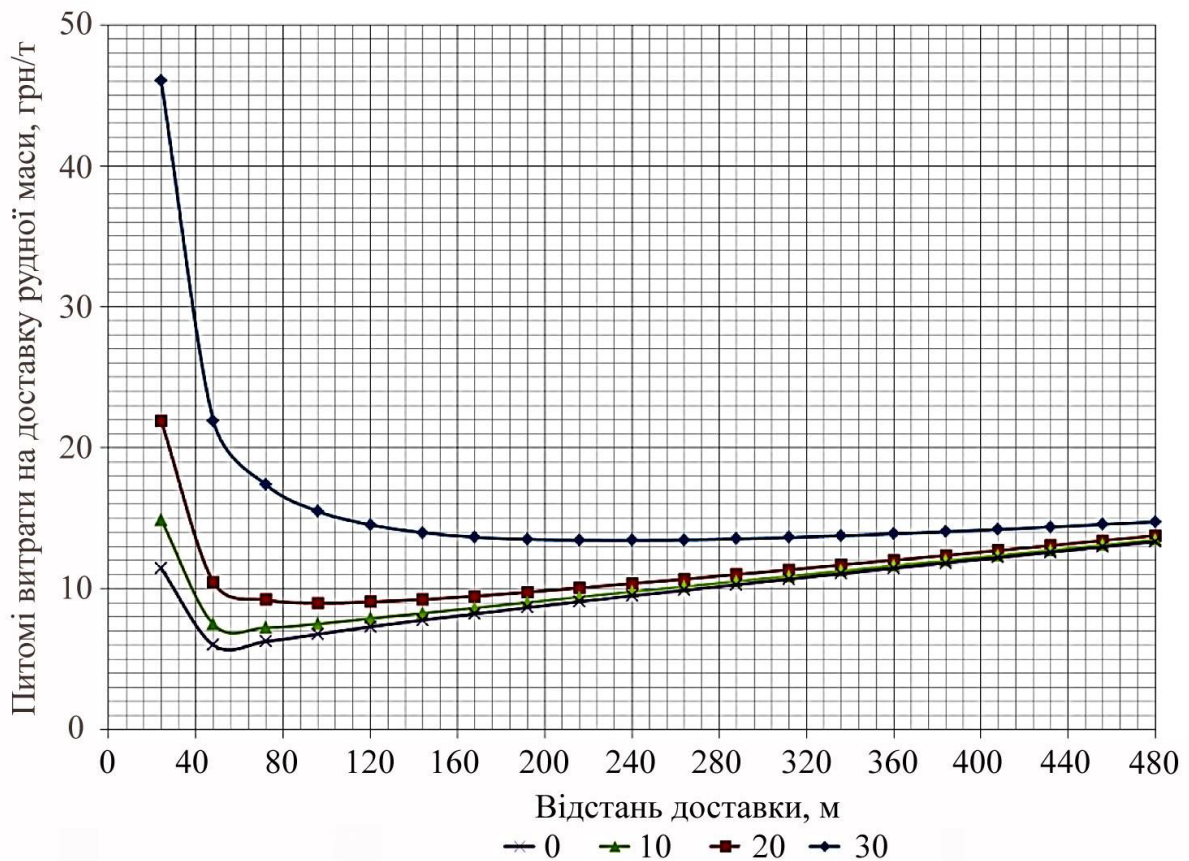


Рис. 3.12. Графіки залежності питомих витрат на доставку рудної маси від навантажувального пункту до місця розвантаження при змін куту уклону підземної гірничої виробки від 0 до 30 град та вантажопідйомності самохідної НДМ 17,5 т

Аналізуючи графік приведений на рис. 3.12 видно, що мінімальні питомі витрати на доставку рудної маси складають при відстані транспортування від 40 до 120 м. Слід відмітити, що при зміні кута уклону виробки від 0 до 20 град мінімальні приведені витрати будуть при довжині транспортування 50 м при умові, що на доставці застосовується одна НДМ.

З графіків (рис. 3.10-3.12) видно, що при мінімальному куту уклону виробки (10 град.) питомі витрати на доставку рудної маси зменшуються в 2 рази. При збільшенні дальності транспортування понад 200 м питомі витрати стабілізуються й суттєво не залежать від кута уклону виробки та вантажопідйомності.

3.4 Висновки до розділу 3

1. На основі виконаного аналізу гірничо-геологічних умов ЗАТ «ЗРК» застосування імпортного самохідного навантажувально-доставного обладнання дозволяє вилучати руду з виймальних блоків.

2. Встановлено, що на продуктивність навантажувально-доставних машин впливає кут уклону гірничої виробки. Зі збільшенням куту нахилу виробки зменшується продуктивність самохідної НДМ.

3. Встановлено, що зі збільшенням дальності транспортування понад 200 м питомі витрати стабілізуються й суттєво не залежать від куту уклону виробки однак при цьому зменшується продуктивність на доставці незалежно від вантажопідйомності машини.

ЗАКЛЮЧЕННЯ

Магістерська робота є завершеною науково-дослідною роботою, у якій виконано дослідження та удосконалення технології випуску руди з виймальних блоків в умовах ЗАТ «Запорізький залізорудний комбінат» за результатами яких визначені та встановлені залежності по визначенню продуктивності праці самохідного навантажувально-доставного устаткування від куту уклону гірничої виробки.

В результаті дослідження можемо зробити основні наступні висновки:

1. За результатами виконаного аналізу встановлено, що суттєво підвищити продуктивність праці на випуску відбитої руди з очисного блоку можливо при застосуванні імпортного самохідного навантажувально-доставного устаткування. Досвід відпрацювання родовищ корисних копалин показав ефективність використання НДМ при підземній розробці родовищ корисних копалин. Однак, як впливає кут уклону гірничої виробки на продуктивність праці на випуску та доставці руд не досліджувалось.

2. Аналіз технічних характеристик імпортних самохідних навантажувально-доставних машин різних фірм виробників показав, що показники, які впливають на продуктивність праці майже однакові. Тому впровадження та застосування імпортної самохідної навантажувально-доставного обладнання в підземних умовах є перспективним не залежно від виробника але потребують вирішення ряд питань теоретичного і експлуатаційного характеру, які дозволять підвищити не тільки продуктивність праці.

3. Встановлено, що на продуктивність навантажувально-доставних машин впливає кут уклону гірничої виробки, дальність транспортування та вантажопідйомність машин. Зі збільшенням куту нахилу виробки зменшується продуктивність самохідної НДМ. Доведено, що мінімальні питомі витрати на доставку рудної маси складають при відстані транспортування від 40 до 120 м.

Слід відмітити, що при зміні кута уклону виробки від 0 до 20 град мінімальні приведені витрати будуть при довжині транспортування 50 м при умові, що на доставці застосовується одна НДМ.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Kalinichenko V. A. 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 / Kalinichenko V.A., Kosenko A.V. Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі: матеріали міжнародної науково-технічної Інтернет-конференції, (Кривий Ріг, Україна, 14 грудня 2016 р.). Кривий Ріг, 2016. С. 108.3.

2. Ступнік М. І. Комбіновані способи подальшої розробки залізрудних родовищ Криворізького басейну / М. І. Ступнік, С. В.Письменний // Гірничий вісник. – 2012. – Вип. 95(1). – С. 3-7.

2. Євтехов В. Д. Геологія і корисні копалини Криворізького залізрудного басейну: [навчальний посібник] / Євтехов В. Д., Паранько І. С., Євтехов Є. В. – Кривий Ріг: КТУ, 2001. – 102 с.

4. Тарасютин В. М. Разработка рациональных вариантов ресурсосберегающей технологии очистной выемки залежей богатых железных руд шахт с использованием самоходного горного оборудования / Тарасютин В. М., Косенко А. В. // Materials of the XI international scientific and practical conference «Modern European science – 2015» (June 30 – July 7, 2015) Technical sciences. Physical culture and sport. – Sheffield: SCIENCE AND EDUCATION LTD. – 2015. – Volume 11 – С 69-74. 14.

5. Підвищення ефективності технологічного процесу випуску і доставки руди на базі використання самохідної навантажувально-доставочної техніки / М. І. Ступнік, В. О. Калініченко, В. М. Тарасютін [та ін.] // Вісник КНУ. – Кривий Ріг – 2016. – Вип.41. – С. 141-146.

6. Проект нарезки и отработки залежи «Основная – 95» в осях 106-104 п/эт 1240-1185 в поле шахты «Родина» ОАО «КЖРК».

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» // г. Кривой Рог. – 2011 г.

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» // г. Кривой Рог. – 2011 г.

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. // г. Кривой Рог. – 2011 г.

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./ О. В.Плотніков // Кривий Ріг: Мінерал, 2006. – 247 с.

12. Славиковский О. В. Импортзамещающая техника и технология для рудных шахт / Славиковский О. В. // Известия ВУЗов. Горный журнал. – Уральский государственный горный университет. – 2015. – № 7. – С. 24-27

13. Перспективы технического и технологического перевооружения подземной добычи руды на глубоких горизонтах шахт Кривбасса / В. Я. Тарапата, Ф. И. Караманиц, В. С. Ричко, Ю. А. Плужник // Вісник КТУ. – 2011. – Вип. 28.– С. 3-6.

14. Направления развития и опыт применения подземной геотехнологии с использованием самоходной техники на уральских рудниках / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень (Научно-технический журнал). – 2013 – № 4 – С. 66-74.

15. Подземная самоходная техника для горнодобывающих предприятий: каталог. – Екатеринбург: ЗАО «Уральская горно-промышленная торговая компания» – 57 с.

16. Смирнов А. А. Методика расчета производительности самоходного горного оборудования (на примере норильских подземных рудников) / А. А. Смирнов, В. А. Чернецов, Д. В. Чернецов // Горный журнал. – 2010. – № 6. – С. 88-90.

17. Хоменко О. Є. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений: справочное пособие / О. Є. Хоменко, М. Н. Кононенко, Д. В. Мальцев // – Д.: Национальный горный университет, 2011. – 448 с.

18. Хакурате А. М. Классификация самоходного горного оборудования для подземных рудников / А. М. Хакурате // Горная Промышленность. – 2003.– № 6. – Режим доступа к журналу:

<http://mining-media.ru/ru/article/podzemn/1470>.

19. Косенко А. В. Дослідження та удосконалення технологічного процесу випуску і доставки руди на базі використання самохідної навантажувально-доставочної техніки / Косенко А. В., Мурашкін А. В. // Матеріали за XII міжнародна научна практична конференція «Будеєщите изследования – 2016» (15-22 февруари, 2016) Технологии Физическая культура и спорт – София: Бял ГРАД-БГ» ООД-2016. – 2016. – Том 11 – С. 25-31.

20. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Изд. 2 перераб. и доп. / Госгортехнадзор СССР – М.: Недра. – 1977. – 223 с.

21. Щербатюк Г. Я. Щодо питання розробки засобів підтримання гірничих виробок на глибоких горизонтах залізорудних шахт / Щербатюк Г. Я., Дердященко В. Б., Моргун О. В. // Охорона праці та навколишнього середовища на підприємствах гірничо-металургійного комплексу: Збірник наукових праць. – Кривий Ріг: ДП «НДІБПГ». – 2007. – Вип. 9. – С. 51-56.

22. Ступнік М. І. Техніко-економічне обґрунтування доцільності застосування самохідної техніки на шахтах Кривбасу / М. І. Ступнік, О. В. Калініченко, В. О. Калініченко // Науковий вісник НГУ. – 2012. – № 5. – С. 39-42.
23. Sub-level caving: engineered to perform [Electronic resource] [www. Mining magazine. com](http://www.Miningmagazine.com) – September 2013. – Pp. 67-70.
24. Brown E.T. Block Caving Geomechanics / E.T. Brown. – Queensland, 2002. – 515 p.
25. Sraj Banda Umar. Rock Mass Characterization and Conceptual Modeling of the Printzsköld Orebody of the Malmberget Mine, Sweden / Sraj Banda Umar, Jonny Sjöberg and Erling Nordlund // Journal of Earth Sciences and Geotechnical Engineering. – 2013. – vol. 3. (no. 4). – Pp. 147-173.
26. Chitombo G.P. Cave mining — 16 years after Laubscher’s 1994 paper ‘Cave mining – state of the art’ / G.P. Chitombo // Proceedings of the second International Seminar on Block and Sublevel Caving [Caving 2010], (Perth, Australia, 20–22 April 2010) – Perth, Australian Centre for Geomechanics, 2010. – Pp. 45-61.
27. Villegas T. Investigation of surface subsidence due to sublevel caving / T. Villegas, E. Nordlund // Proceedings of the second International Seminar on Block and Sublevel Caving [Caving 2010], (Perth, Australia, 20–22 April 2010) – Perth, Australian Centre for Geomechanics, 2010. – Pp. 181-188.
28. Castro R.L. Determination of drawpoint spacing in panel caving: a case study at the El Teniente Mine / Castro R.L., Vargas R., F. de la Huerta // The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. – 2012. – volume 112. – Pp. 871-876.
29. Keeping up with caving. Mining magazine. Com – June 2012. – Pp. 46-64.
30. Jan Blachowski. Numerical modelling of rock mass deformation in sublevel caving mining system / Jan Blachowski, Steinar Ellefmo // Acta Geodyn. Geomater. – 2012. – vol. 9. (no. 3 (167)). – Pp. 379-388.

31. Жуманов М. А. Очистные и проходческие комплексы самоходных машин подземных рудников. / Жуманов М. А. // Жезказган: ЖезУ, 2004. – 149 с.

32. Калиниченко В. А. Тенденции в развитии горнодобывающего комплекса и проблемы технического перевооружения подземных рудников. Монография. / Калиниченко В. А., Жуков С. А., Калиниченко Е. В. – Кривой Рог: Минерал, 2007. – 172 с.

33. Деркаева А. В. Разработка технологии выемки выклинивающихся рудных тел с доставочно-выпускными рудоспусками: на примере рудников Горной Шории и Хакасии / Деркаева Алла Владимировна // Диссертация на соискание учёной степени кандидата технических наук. – Новокузнецк., 2007. – 128 с.

34. Разработать и внедрить высокоэффективные, в том числе, одностадийные системы подземной добычи железных руд, самоходные буровые, погрузочные и транспортные горные машины, обеспечивающие поточность технологии и повышение производительности труда в 2-3 раза. Отчет (НИГРИ). Рук. темы Кунин И.К., Григорьев А.П. Тема 2-67, № гос. регистрации 68000503 инв. № Б228874, Кривой Рог, 1973.- 185 с.

35. Промышленные испытания системы подэтажного обрушения с отбойкой в зажатой среде и торцовым выпуском в крепких рудах на рудниках треста «Ленинруда». Отчет (НИГРИ). Рук. темы Григорьев А.П. Тема 10-72, № гос.регистрации 72008977, инв. Б290979, Кривой Рог, 1973. – 167 с.

36. Рекомендации по применению системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды самоходными машинами в условиях рудника им. Кирова. Составили Кунин И.К., Григорьев А.П. Предприятия п/я Г-4877, Кривой Рог, 1967.- 37 с.

37. Кунин И. К. Новая технология очистных работ с применением самоходных машин. Вопросы совершенствования систем разработки с понижением уровня горных работ. / И. К. Кунин, А. П. Григорьев // (Материалы

научно-технической конференции, состоявшейся 16-19 мая 1967 г.) НИГРИ. Кривой Рог, 1968. – С.59-67.

38. О применении погрузочно-доставочных самоходных машин на горнопроходческих и очистных работах шахты «Саксагань».- Вопросы совершенствования доставки и транспортирования руды. / А. Г. Савченко, А. П. Григорьев, В. П. Мартыненко и др.. // Материалы отраслевой научно-технической конференции молодых ученых. НИГРИ, Кривой Рог, 1971.- С. 60-62.

39. Перспективы технического перевооружения рудников Криворожского бассейна. / И. К. Кунин, Н. А. Китченко, Д. А. Попельницкий, Н. Ф. Беззубова. // Горнорудное производство (Подземная добыча железных руд). – 1974. – С.5 5-60.

40. Исследование и создание вариантов систем разработки с обрушением и камерной выемкой на базе самоходных машин. Отчет (НИГРИ). Рук. темы Кунин И.К. Тема , №гос. регистрации 74042212, инв. № Б455232, Кривой Рог,1975. – 232 с.

41. Разработать проект одностадийной системы разработки с использованием комплекса самоходных горных машин для опытно-промышленного участка на шахте Первомайского рудоуправления. Промежуточный отчет по теме. Руководители темы Кунин И. К., Григорец Н. Г. НИГРИ, Кривой Рог, 1976. – 54 с.

42. Ступник Н. И. Пути совершенствования технологии подземной разработки богатых железных руд Кривбасса / Ступник Н. И, Кудрявцев М. И., Басов А. М. // Вісник КТУ – 2010. – №26 – С. 4-6.

43. Способ разработки рудных месторождений: А. с. № 611003. СССР, МКИ Е 21 С 41/06 / В. Ф. Лавриненко, О. А. Хивренко, В. И. Пивнев, В. А. Корж, В. А. Синчевский, А. П. Панасенко (СССР) - № 1664320; Заявлено 14. 06. 71; Оpubл. 21. 02. 78. Бюл. , № 15. – 4 с.

44. Федько М. Б. Удосконалення системи розробки з підповерховим обваленням руди / Федько М. Б., Зенюк Д. Ф. // Вісник КТУ – 2011. – №29 – С. 4-6.

45. Розробка та дослідження технології відпрацювання запасів блоків із застосуванням комбінованого високоінтенсивного випуску руди / М. І. Ступнік, В. О. Калініченко, О. Я. Хівренко [та ін.] // Вісник КНУ. – Вип. 43. – С. 3-6.

46. Оборудование для подземных горных работ: каталог. – Sandvik Mining and Construction, 2010. – 84 с.

47. Тарасютін В. М. Підготовка та відпрацювання блоків глибоких горизонтів потужних залізорудних покладів / В. М. Тарасютін, В. В. Рябець, А. С. Долгий // Вісник КТУ — 2011. — №29 — С. 43-47.

48. Прогрессивные ресурсосберегающие технологии раздельной очистной выемки разносортных железных руд шахт Кривбасса / В. М. Тарасютин, А. В. Косенко, И. П. Кушнерёв, М. Б. Федько // «Innovative technologies in science and education. European experience»: International Conference, (Vienna, Austria, November 21-24, 2017) – Vienna. – 2017. – Volume 2 – Pp. 368-380.

49. Технологія підземної розробки рудних родовищ: підручник / О. Є. Хоменко, М. М. Кононенко, М. В. Савченко; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: НТУ «ДП», 2018. – 450 с.

50. Уникальный метод заполнения ковша в действии / От экспертов подземных разработок. – Tampere, Finland: Sandvik Mining and Construction Finland Corp. – 12 с.

51. Казикаев Д. М. Практический курс геомеханики подземной и комбинированной разработки руд. / Д. М. Казикаев, Г. В. Савич. – М.: МГГУ, 2012 – 224 с.

52. Геомеханика Т. 2. Геомеханические процессы / Баклашов И. В. и др. – М.: Изд-во МГГУ, 2004.- 249с.

53. Временные методические указания по определению параметров компенсационных пространств и целиков системы разработки подэтажного

обрушения на шахтах рудника им. Дзержинского. – Кривой Рог: КГРИ, 1982, – 44с.

54. Курленя М. В. Техногенные геомеханические поля напряжений / М. В. Курленя, В.М. Сериков, А. А. Еременко. – Новосибирск: Наука, 2005. – 264с.

55. Певзнер М. Е. Механика массива горных пород / Певзнер М. Е., Попов В. Н., Макаров А. Б. – М.: Горная книга, 2011. – 421 с.

56. Кузьмин Е. В. Современные тенденции в технологии подземной разработки рудных месторождений / Кузьмин Е. В. // Международная конференция «Технологии подземной разработки месторождений полезных ископаемых» – М. – 2015. – С. 2-4.

57. 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») / А. В. Косенко // Молодий вчений. — 2017. — №2 (42). – С. 183-190.