

А.В. Косенко, О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко

# НОВІТНІ ТЕХНОЛОГІЇ ПІДПОВЕРХОВОГО ОБВАЛЕННЯ У ВИДОБУВАННІ ЗАЛІЗНИХ РУД



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»



**ДНІПРОВСЬКА  
ПОЛІТЕХНІКА**  
1899

**А.В. Косенко, О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко**

**НОВІТНІ ТЕХНОЛОГІЇ ПІДПОВЕРХОВОГО ОБВАЛЕННЯ  
У ВИДОБУВАННІ ЗАЛІЗНИХ РУД**

Монографія

Дніпро  
Журфонд  
2023

УДК 622.274.53

К71

Рекомендовано до друку Вченою радою Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» як монографія для фахівців і студентів спеціальності 184 «Гірництво» (протокол №12 від 30.11.2023).

**Рецензенти:**

**О.М. Молчанов** – д-р техн. наук, професор, директор відділення фізики гірничих процесів Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України;

**Н.Ю. Швагер** – д-р техн. наук, професор, професор кафедри охорони праці та цивільної безпеки Криворізького національного університету;

**С.М. Гапєєв** – д-р техн. наук, професор, завідувач кафедри будівництва, геотехніки і геомеханіки Національного технічного університету «Дніпровська політехніка».

**Косенко А.В.**

**К71** Новітні технології підповерхового обвалення у видобуванні залізних руд: монографія / А.В. Косенко, О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: Журфонд, 2023. – 112 с.

Монографія присвячена питанням підвищення конкурентоздатності гірничодобувних підприємств, що розробляють залізрудні родовища підземним способом у складних геомеханічних умовах. Наведено гірничо-геологічну характеристику та існуючий стан технології підземної розробки залізрудних родовищ Кривбасу. Розкриті можливості удосконалення технологічних процесів підготовки та розробки покладів на видобувних дільницях шахт. Запропоновано раціональні й ефективні варіанти систем підповерхового обвалення, що забезпечують підвищення кількісних та якісних показників вилучення руди, використання самохідного гірничого обладнання в усіх технологічних процесах очисних робіт, а також підвищення техніко-економічних показників видобутку.

Монографія призначена для широкого кола інженерно-технічних працівників, гірничих інженерів гірничорудної промисловості, науково-дослідних і проектних організацій. Може бути використана у навчальному процесі закладів вищої та середньої професійної освіти при викладанні дисциплін з гірництва.

Друкується у редакційній обробці авторів

ISBN 978-966-934-515-8

DOI: 10.33271/DUT.003

© А.В. Косенко, О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, 2023  
© НТУ «Дніпровська політехніка», 2023



## ЗМІСТ

<b>ВСТУП</b> .....	4
<b>1. АНАЛІЗ СТАНУ ПИТАННЯ, МЕТА ТА ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕННЯ</b> .....	5
1.1. Гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови розробки багатих залізних руд Криворізького басейну .....	5
1.2. Геомеханічний аналіз технології розробки багатих залізних руд на глибоких горизонтах шахт Кривбасу .....	14
1.3. Аналіз результатів досліджень впливу процесів відбивання, випуску та доставки руди на показники вилучення .....	17
1.4. Огляд сучасних методів дослідження процесу випуску руди .....	27
1.5. Постановка мети та формулювання завдань досліджень .....	28
<b>2. МЕТОДИ ТА МЕТОДИКИ ПРОВЕДЕННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ ВИПУСКУ РУДИ</b> .....	31
2.1. Вибір і обґрунтування ефективного методу комп'ютерного моделювання процесу випуску руди .....	31
2.2. Методика проведення чисельного моделювання за допомогою програмних комплексів RFC3D .....	34
2.3. Обґрунтування критеріїв моделювання у процесі випуску руди із застосуванням еквівалентних матеріалів на фізичних моделях .....	44
2.4. Методика підбору матеріалу, масштабу моделювання та виготовлення фізичної моделі .....	45
2.5. Висновки .....	48
<b>3. ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ ВИПУСКУ РУДИ ДЛЯ УМОВ РОЗРОБКИ ПОКЛАДІВ БАГАТИХ ЗАЛІЗНИХ РУД</b> .....	49
3.1. Дослідження параметрів технологічного процесу випуску руди на основі комп'ютерного моделювання .....	49
3.2. Фізичне моделювання випуску руди під обваленими вмісними породами, що налягають .....	57
3.3. Висновки .....	69
<b>4. РОЗРОБКА РАЦІОНАЛЬНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ОЧИСНОГО ВИЙМАННЯ БАГАТИХ ЗАЛІЗНИХ РУД В УМОВАХ ШАХТ КРИВБАСУ</b> .....	70
4.1. Розробка та обґрунтування раціональної схеми доставки руди .....	70
4.2. Розробка раціональних варіантів технології очисного виймання багатих залізних руд .....	85
4.3. Техніко-економічна ефективність розроблених варіантів технології очисного виймання багатих залізних руд в умовах глибоких горизонтів шахт Кривбасу .....	91
4.4. Висновки .....	96
<b>ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ</b> .....	98
<b>СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ</b> .....	100



*До 125-річчя Національного технічного університету  
«Дніпровська політехніка»*

## **ВСТУП**

Основна частина запасів багатих залізних руд України, які становлять близько 1,6 млрд т, зосереджена в Кривому Розі, що визначає особливе значення гірничодобувних підприємств Кривбасу в економіці нашої держави. Гірничодобувна промисловість України є однією з основних галузей формування бюджету країни, а використання сучасних механізмів державного регулювання та комплексного освоєння мінерально-сировинної бази басейну забезпечує конкурентоспроможність національної економіки. Розробка покладів багатих залізних руд Кривбасу, приблизно половина з яких характеризуються середньою та нижче середньої міцністю і стійкістю, ведеться в межах глибин 1200–1400 м, за допомогою систем розробки з обваленням вмисних порід.

Варіанти систем розробки підповерхового обвалення з донним випуском руди і застосуванням стаціонарного та переносного гірничого обладнання, маючи і без того суттєву питому вагу (понад 50%), у процесі видобування багатих залізних руд Кривбасу, зі зростанням глибини набувають ще більшого поширення. Вони характеризуються значним терміном підготовчих робіт (4–6 міс.) і відпрацюванням очисних панелей (3,5–5 міс.) та, як наслідок, дво-, триразовим перекріпленням виробок доставки та повторним бурінням 30–40% глибоких свердловин, недостатнім для ефективного процесу відбивання, об'ємом компенсаційних камер (до 20%), втратами руди в межах 17–25% та домішуванням до відбитої руди близько 14–18% вмисних порід. Такі показники відпрацювання запасів видобувних блоків не відповідають сучасним вимогам щодо раціональної розробки покладів багатих залізних руд.

Обґрунтуванню раціональних параметрів систем підповерхового обвалення та закономірностей руху сипких середовищ присвячені праці таких вітчизняних і закордонних науковців як: Агошкова М.І., Абрамова В.Ф., Барона Л.І., Вольфсона П.М., Дубиніна Н.Г., Іменітова В.Р., Коржа В.А., Кудрявцева М.І., Кулікова В.В., Малахова Г.М., Черненко А.Р., Черненко В.А., Brown E., Castro R., Chitombo G., Pierce M. та ін. Але в їх працях основну увагу сконцентровано на вивченні впливу ряду конструктивних і технологічних параметрів цих систем розробки на кількісні та якісні показники вилучення руди. Розрахунок параметрів процесу випуску здійснюється за теорією Малахова Г.М., яка є основною і не враховує інтенсивність процесу випуску, фізико-механічні властивості руди та глибину ведення гірничих робіт. Водночас розробці нових режимів випуску не приділялася увага протягом майже 50 років. Тому удосконалення систем розробки підповерхового обвалення на основі встановлення закономірностей зміни показників вилучення руди і параметрів конструктивних елементів днищ приймальних горизонтів від інтенсивності та режиму процесу випуску є актуальним науковим завданням, яке має велике комерційне значення для України.

## 1. АНАЛІЗ СТАНУ ПИТАННЯ, МЕТА ТА ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕННЯ

### 1.1. Гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови розробки багатих залізних руд Криворізького басейну

На території України розвідані значні запаси залізних руд, які складають близько 16836 млн т [1], [2], що дає їй змогу посідати третє місце в світі за підтвердженими запасами після Австралії [3], [4] (табл. 1.1).

Таблиця 1.1 – Підтвержені запаси залізної руди у світі на 2020 рік

Місце у рейтингу	Країна	Кількість запасів, млн т	Кількість світових запасів, %	Середній вміст заліза в рудах, %	Вміст заліза в загальних запасах руди, %
1	рф	29281	22,5	48–67	32–65 і більше
2	Австралія	18000	13,8	64	56–70
3	Україна	16836	12,9	46–70	25–60 і більше
4	США	16000	12,3	50	49–57
5	Канада	12000	9,2	61–63	46–65
6	Бразилія	11000	8,5	68	35–60
7	Китай	9000	6,9	42–50	33
8	Казахстан	5504	4,2	48–55	39
9	Індія	5400	4,2	63	55–62
10	ПАР	4000	3,1	60–65	62
11	Швеція	3000	2,3	60–65	53

Як видно з табл. 1.1, середній вміст заліза в рудах України коливається в межах 46–70%, перевищуючи якість руд Китаю, Казахстану і в незначній мірі США, прирівнюючись до руд родовищ рф та істотно програє рудним родовищам Бразилії, ПАР, Індії і Австралії. Тому реалізація товарної руди на міжнародному ринку становить лише 2,5% від загального світового продажу.

Водночас основна частина запасів залізних руд сконцентрована на Українському кристалічному щиті в Криворізькому залізорудному басейні (Кривбас), котрий разом з Кременчуцьким та Білозерським залізорудними районами утворюють район Великого Кривого Рогу [1].

Уся територія Криворізького регіону знаходиться в центральній частині Українського щита, що являє собою гостроподібний вихід на поверхню докембрійських утворень фундаменту Східно-Європейської платформи [5]. Він простежується у вигляді своєрідної смуги протяжністю майже на 1000 км і шириною 150–450 км від Полісся в південно-східному напрямку до берегів Азовського моря та слугує тектоноосною для Придніпровської і Приазовської

височин. Його площа разом зі схилами складає 255,6 тис. км<sup>2</sup>, а площа виходу на поверхню докембрійських порід не перевищує 136,5 тис. км<sup>2</sup> [5].

Внутрішню будову щита визначає поєднання протоплатформних мегаблоків розділених шовними зонами. В межах регіону виділяється шість, складених різновіковими породними комплексами, мегаблоків (рис. 1.1) [6].

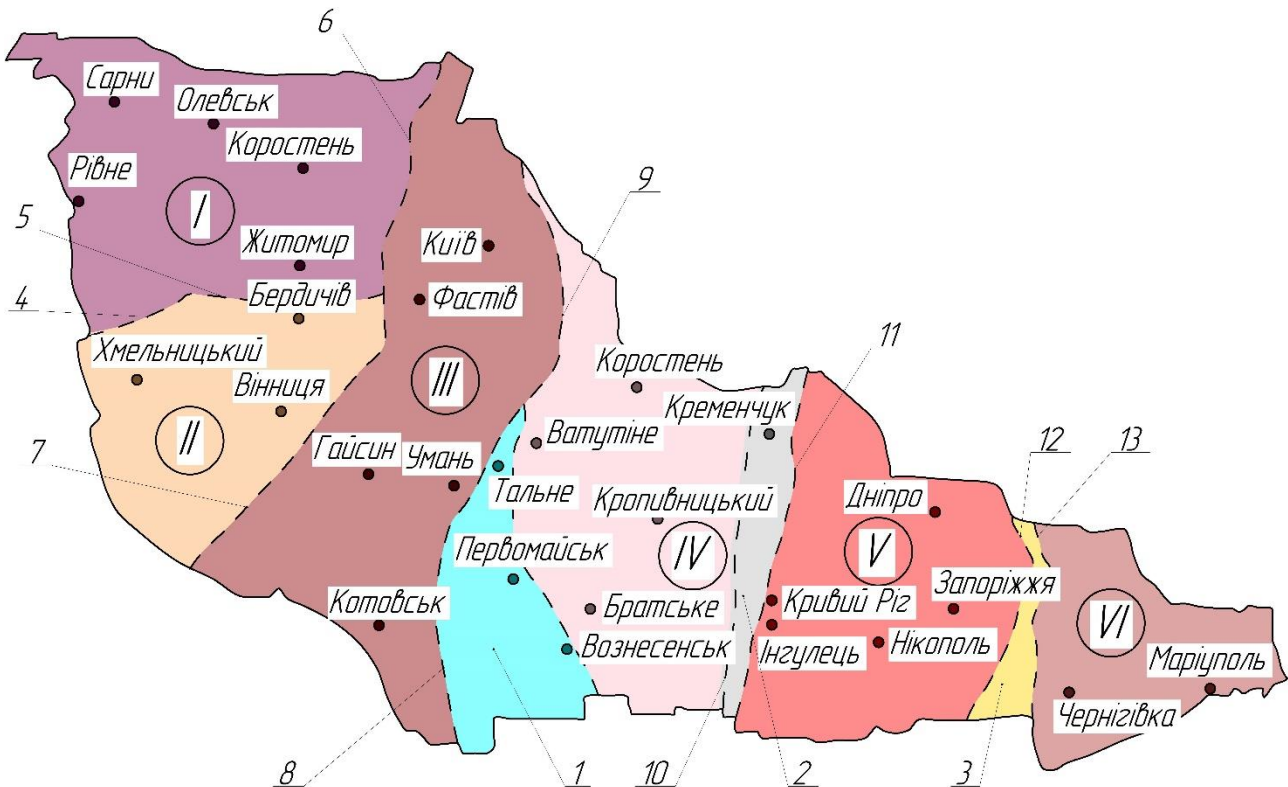


Рисунок 1.1 – Положення Криворізького залізорудного басейну в структурі Українського щита [6]: I – Волинський мегаблок; II – Подільський мегаблок; III – Бузько-Росинський мегаблок; IV – Кіровоградський мегаблок; V – Придніпровський мегаблок; VI – Приазовський мегаблок; 1 – Голованська шовна зона; 2 – Криворізько-Кременчуцька шовна зона; 3 – Оріховсько-Павлоградська шовна зона; 4 – Тетерівський розлом; 5 – Андрушівський розлом; 6 – Брусилівський розлом; 7 – Немирівський розлом; 8 – Тальнівський розлом; 9 – Ядлово-Трахтемирівським розломом; 10 – Західно-Інгулецький розлом; 11 – Криворізько-Кременчуцький розлом; 12 – Оріховсько-Павлоградський розлом; 13 – Азово-Павлоградський розлом

Основним геологічним елементом Криворізького залізорудного басейну є однойменна структура, що являє собою один з найцікавіших об'єктів Українського щита, як у відношенні локалізації корисних копалин, так і в плані геологічної будови [7].

Криворізька структура приурочена до межі двох різновікових блоків – Кіровоградського, складеного метаморфічними вулканогенно-осадовими та гранітоїдними утвореннями раннього протерозою, і Придніпровського, геологічний фон якого визначають плагіогранітоїди середнього архею, що



вміщують зеленокам'яні структури пізньоархейського часу (рис. 1.1) [7]. Кристалічні утворення перекриваються малопотужним чохлам, що складений відкладами палеогенової та неогенової систем. Така позиція Криворізького залізорудного басейну, в загальній структурі Українського щита, відповідно позначилася на його будові й історії геологічного розвитку [5]–[7].

Криворізький залізорудний басейн у геологічному відношенні є вузькою смугою докембрійських метаморфічних залізорудних порід в Українському кристалічному масиві, що простягається в субмеридіональному напрямку з півдня на північ і є складовою частиною Криворізько-Кременчуцької структурно-фаціальної зони [7].

Комплекс метаморфічних порід криворізької серії, який зібраний у складну складчасту структуру субмеридіонального простягання, що називається Криворізьким синклінорієм і є структурою першого порядку [7]. Криворізький синклінорій ускладнений структурами більш високих порядків, основними з яких є Основна та Саксаганська синклінали, Тарапако-Ліхмановська та Саксаганська антиклінали, західні крила яких зрізані насувами та скидами.

У надрах Криворізького залізорудного басейну зосереджено понад 50 видів металевих і неметалевих корисних копалин різних генетичних типів [5]–[7]. Основне значення серед них, упродовж вже більше 100 років, належить залізним рудам. Інші ж корисні копалини належить до супутніх і практично не використовуються у народному господарстві.

Залізні руди Криворізького басейну відносяться до типу метаморфогенних корисних копалин [7]. За вмістом заліза вони діляться на два класи: бідні залізні руди, що підлягають збагаченню (вміст заліза 20–46%) та багаті залізні руди (вміст заліза 46–70%).

Бідні залізні руди за мінеральним складом та умовами утворення поділяються на два види: магнетитові та гематитові кварцити.

Магнетитові кварцити складають пластові поклади, що приурочені до залізистих горизонтів саксаганської світи криворізької серії. Вони здебільшого розробляються відкритим способом і переробляються збагачувальними фабриками п'яти гірничо-збагачувальних комбінатів Кривбасу, з отриманням магнетитового концентрату, агломерату та обкотишів. Серед них виділяється близько 30 мінеральних відмінностей: магнетитові, гематит-магнетитові, карбонат-магнетитові, карбонат-хлорит-магнетитові, кумінгтоніт-магнетитові, рибекіт-магнетитові та інші [7]–[9].

Гематитові кварцити є продуктом гіпергенних змін магнетитових кварцитів в процесі яких магнетит заміщується мартитом, залізисті карбонати та силікати – дисперсним гематитом («гідрогематитом»), а кварц зберігається як реліктовий мінерал. Гематитовими кварцитами складені верхні (глибина поширення досягає до 20–100 м і більше) приконтактові, з кайнозойськими відкладами, частини залізистих горизонтів саксаганської світи. Сьогодні дані руди не розробляються, а розглядаються як сировина для Криворізького гірничозбагачувального комбінату окислених руд (КГЗКОР).

У надрах Криворізького залізорудного басейну зосереджено, до глибини 1500 м, близько 1,6 млрд т запасів багатих залізних руд, що відносяться до типу метаморфогенних корисних копалин [7], [10], [11].

Багаті залізні руди відносяться до найбільш повно та всебічно вивчених геологічних об'єктів Кривбасу [11], [12]. За мінеральним складом та умовами утворення їх поділено на три види: гідрогетит-гематитові (бурозалізнякаві), суттєво магнетитові з силікатами та карбонатами і гематитові. Всі руди успадкували основні риси залізистих кварцитів: мікрошаровість, мінеральний і хімічний склад, а також структуру агрегатів рудних мінералів [13], [14]. Послідовне накладення седиментації, метаморфізму, гідротермальних і гіпергенних процесів зумовило появу безлічі генерацій основних мінеральних видів і новоутворених структур, різноманітність фізико-механічних властивостей і речовинного складу руд [15]–[17].

Бурозалізнякаві багаті руди приурочені до верхньої частини кори вивітрювання залізистих порід і сьогодні не розробляються.

Суттєво магнетитові руди, що зустрічаються в межах рудних полів Інгулецького та Первомайського родовищ на доступних для експлуатації глибинах вичерпані, а ті що залягають глибше 1000–1500 м не розробляються.

Багаті гематитові руди за мінеральним складом поділяються на три види: мартитові та залізнослюдко-мартитові («синьки»), дисперсногематит-мартитові і дисперсногематит-залізнослюдко-мартитові («фарбо-синьки») та каолініт-дисперсногематитові і мартит-каолініт-дисперсногематитові («фарбові»).

Мартитові та залізнослюдко-мартитові руди – це продукт впливу лужних розчинів гіпергенного або гідротермально-метасоматичного походження на первинні магнетитові або гематит-магнетитові кварцити залізистих горизонтів саксаганської світи [7]–[9]. Основними мінералами цих руд є мартит, реліктові кварц і залізна слюдка, а також дисперсний гематит, вміст якого не перевищує 5 % об'ємних. На нижніх гіпсометричних рівнях рудних покладів (глибини більше 500–700 м), руди містять домішки епігенетичних мінералів, таких як тальк, мінесотаїт, серпентин, апатит, пірит, марказит, а також вторинного кварцу та карбонатів [7].

Дисперсногематит-мартитові та дисперсногематит-залізнослюдко-мартитові руди утворилися шляхом заміщення різних за складом силікат-карбонат-магнетитових кварцитів. Вони містять до 5–7 % об'ємних і більше каолініту, що є продуктом розкладення в процесі рудоутворення глинозем-вмісних силікатів (хлориту, біотиту тощо). Епігенетичні мінерали цього виду руд аналогічні мартитовим рудам. Основними рудоутворюючими мінералами даних руд є мартит і дисперсний гематит. В підпорядкованій кількості зустрічаються реліктовий кварц і залізна слюдка. Групу другорядних мінералів складають гетит, дисперсний гематит, карбонати, серпентин, каолініт, апатит, пірит, марказит тощо.

Каолініт-дисперсногематитові та мартит-каолініт-дисперсногематитові руди утворилися завдяки гіпергенним утворенням сланців різного складу, а також силікатних, магнетит-силікатних і магнетит-карбонат-силікатних кварцитів. Переважною в рудах є дисперсногематитова складова. Вміст каоліну

складає від 3–5 до 15–20 % об'ємних. Вміст збільшеного реліктового кварцу не перевищує 7–10 % об'ємних, а до другорядних мінералів належать мартит, гетит, дисперсний гетит, марказит, пірит тощо.

У реальних умовах в межах рудних покладів, що розробляються, присутні всі три мінеральні різновиди руд разом. Внаслідок цього товарні багаті залізні руди характеризуються проміжним мінеральним складом, що обумовлений кількісними співвідношеннями цих різновидів у рудному тілі, який підлягає експлуатації.

У гірничо-геологічному відношенні родовища багатих залізних руд шахт Кривбасу – це ендегенні родовища, що характеризуються крутоспадними макрошаруватими неоднорідними рудо-породними масивами, які відрізняються складною морфологією та структурою рудних тіл, мінливістю їх фізико-геологічних параметрів і характеру зруденіння, з великою різноманітністю генетичних типів руд [14]–[16].

Основну масу запасів покладів (до 70%) складають мартитові руди, що здебільшого представлені агрегати гематиту і кремнезему. З них до 20–25% запасів становлять дуже пористі маломіцні різновиди, що складені на 95–98% чистим гематитом (64–69% *Fe*) [17]. Найбільш багаті пористі руди вилюговування займають центральну частину покладів.

У зв'язку з генетичними особливостями рудоутворення, вмісні породи зазвичай представлені більш міцними стійкими породами аналогічного рудам складу, мають плавний перехід до руд, або породами сланцевих стратиграфічних горизонтів, що мають з рудами різкі стратиграфічні контакти.

Багаті залізні руди (слабкі та середньої міцності) поділяють на три основні різновиди [16]: мартитові (34%), гетит-гематит-мартитові (51%) і гетит-гематитові (15%).

Показники міцності руд змінюються в широких межах. Близько 51% покладів багатих руд мають межу міцності на одновісне стискання менше 40 МПа, 32% – від 40 до 60 МПа, 13% – від 60 до 80 МПа і лише 4% більше 80 МПа. Мінімальні значення тимчасового опору на одновісне стискання, характерні для тендітних вилюжених руд – 3–28 МПа [13].

Середня питома вага руд в масиві становить [13]: мартитових – 3,65 т/м<sup>3</sup>; гетит-гематит-мартитових – 3,5 т/м<sup>3</sup>; гетит-гематитових – 3,2 т / м<sup>3</sup>.

Середнє значення пористості: для мартитових руд 20-25%, гетит-гематит-мартитові – 12–18% і гетит-гематитових – 15–20% [17].

Середні фізико-механічні властивості основних різновидів гірських порід, що складають стратиграфічні горизонти родовища, подано в табл.1.2.

За гранулометричним складом багаті залізні руди, що видобуваються шахтами, поділяються на фракції [18]: до 10 мм – 51,3–57,0%; від 10 мм до 25 мм – 9,8–18,1%; від 25 мм до 50 мм – 9,9–12,2%; від 50 мм до 100 мм – 6,8–8,9%; більше 100 мм – 12,7– 17,7%.

Коефіцієнт розпушення руд в насипному вигляді змінюється від 1,4 до 1,6, а середні параметри насипної питомої ваги руд 2,6–2,7 т/м<sup>3</sup> [13], [16].

У процесі відбивання запасів очисних панелей насипна питома вага відбитої руди залежить від її маси та динамічних навантажень, збільшуючись на 15–20%,



що знижує коефіцієнт її розпушення. Останнє зумовлює зростання на 10–15% кута внутрішнього тертя, що в свою чергу знижує сипкість (рухливість) відбитої руди [13], [16].

Таблиця 1.2 – Середні фізико-механічні властивості основних різновидів гірських порід Кривбасу

Петрографічний склад гірських порід	Модуль Юнга, $E$ , ГПа	Коефіцієнт Пуассона, $\mu$	Питома вага, $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	Межа міцності на одновісне стискання, МПа
Роговики магнетит-мартитові	100	0,19	3,5	100–140
Роговики мартитові і магнетит-сидерит-хлоритові	80	0,19	3,4	100–140
Сланці кварцево-серицитові, хлоритові та хлорит-біотитові	39	0,20	2,8	70–90
Сланці талькові, тальк-хлоритові, тальк-карбонатні	9	0,28	2,6	20–30
Аркозові піщаники	63	0,21	2,6	100–120
Філіти серецит-хлоритові та біотитові	50	0,23	2,6	50–60
Сланці графіто-кварцито-серицитові та хлорит-серицитові	58	0,25	2,7	30–40
Руди гематит-мартитові	23	0,30	3,6	40–60
Роговики краскові	26	0,23	2,9	60
Сланці хлорит-серицитові та графіт-кварц-серицитові	38	0,20	2,8	60–80

У разі вмісту в рудній масі води більше 7% і тонкодисперсних глиноземних частинок проявляється її злежування. Мінімальною злежуваністю характеризуються мартитові руди, а максимальною – руди у складі яких присутні дрібні фракції гетит-гематитових і гетит-гематит-мартитових руд [13], [16].

Продуктивною товщею Кривбасу є саксаганська світа, що проявляється у вигляді синкліналі та складається із семи горизонтів залізистих кварцитів ( $PR1sk^f$ ) і кварцито-сланців ( $PR1sk^s$ ) загальною потужністю до 1500 м, які закономірно чергуються між собою, часом зливаються та виклинюються [7]. Перший ( $PR1sk^{1f}$ ) та другий ( $PR1sk^{2f}$ ) залізисті горизонти представлені магнетитовими роговиками, з великим змістом залізистих силікатів і карбонатів та червоносмугастих магнетит-мартитових роговиків із силікатами і карбонатами. Третій залізистий горизонт ( $PR1sk^{3f}$ ) представлений магнетит-

карбонатними та магнетитовими роговиками з численними прошарками сланців. Четвертий залізистий горизонт ( $PR1sk^{4f}$ ) представлений середньосмугастими магнетитовими та карбонат-силікат-магнетитовими роговиками. П'ятий залізистий горизонт ( $PR1sk^{5f}$ ) представлений тонкошаровими «синіми» джеспілітами, з включеннями рудних мінералів мартиту та розсіяного дуже дрібного гематиту Шостий залізистий горизонт ( $PR1sk^{6f}$ ) представлений середньо-грубошаровими мартитовими роговиками, з окремими ділянками неокиснених магнетитових роговиків і пачками мартит-гематитових джеспілітів. Сьомий залізистий горизонт ( $PR1sk^{7f}$ ) представлений червоно-мартитовими і мартитовими роговиками, з пачками червоних роговиків і ділянками магнетитових роговиків з включеннями карбонатів та силікатів.

Основна частина покладів багатих залізних руд зосереджена в межах четвертого, п'ятого та шостого залізистих горизонтів і майже повністю складена залишковими гематитовими рудами. Водночас основною продуктивною рудною товщею, що розробляється в умовах Криворізького басейну, є поклади п'ятого – (основна смуга) і шостого (паралельна смуга) – залізистих стратиграфічних горизонтів синклінальної частини Саксаганської світи [2], [7].

За мінералогічними ознаками виділяють п'ять основних типів руд, що подано в табл. 1.3 [16].

Таблиця 1.3 – Основні мінералогічні типи окислених залізних руд Кривбасу

Тип руди	Дольова частина, %	Стратиграфічний горизонт	Характеристика			
			Вміст заліза, Fe, %	Діоксид кремнію, SiO <sub>2</sub> , %	Пористість, П, %	Межа міцності на одновісне стискання $\sigma_{cm}$ , МПа
Залізнослюдко-мартитові («синьки»)	30	$PR1sk^{5f}$ , $PR1sk^{6f}$	60–70	1–8	25–40	1–20
Мартитові («синьки»)	40	$PR1sk^{5f}$ , $PR1sk^{6f}$	55–69	20	3–25	5–120
Дисперсногематит-мартитові («фарбо-синьки»)	25	$PR1sk^{4f}$	60–65	4–6	13–30	10–40
Дисперсногематитові («фарбові»)	5	$PR1sk^{5s}$ , $PR1sk^{4s}$ , $PR1sk^{6s}$	55–60	2–6	15–30	20–60
Високоякісні пухкопов'язані руди	20–25	$PR1sk^{5f}$ , $PR1sk^{6f}$	67–69	0,9–1,5	25–39	1–10

З табл. 1.3 видно, що основну масу багатих окислених руд у басейні представляють мартитові та залізнослюдко-мартитові руди. Так як хімічний склад і фізико-механічні властивості їх практично однакові, то вони зазвичай розглядаються як мартитові.

П'ятий залізистий горизонт є найбільш продуктивним. Поклади, що до нього відносяться зазвичай пластоподібні, рідше лінзоподібні та стовпоподібні, ускладнені тектонічними порушеннями з різкою зміною потужності і наявністю всередині включень пустих порід. Потужність покладів коливається від 4–8 до 35–40 м, кут падіння – від 35–45° до 46–60°.

Шостий залізистий горизонт є другою продуктивною товщею та зазвичай складений мартитовими кварцитами. Потужність їх вельми непостійна та змінюється від 3–4 м до 40 м. Морфологія рудних покладів ускладнена наявністю всередині рудних включень пустих порід із розривами суцільності структури зруденіння.

Аналіз науково-технічного рівня [13], [19]–[21] та практики розробки родовищ залізних руд Кривбасу дозволив встановити, що у гірничотехнічному відношенні родовища багатих залізних руд шахт Кривбасу – це глибоко залягаючи родовища скельних і пухкопов'язаних геотехнологічних типів руд, які мають середню та високу якість, і різноманітні переробно-технологічні властивості.

Сьогодні розробка багатих залізних руд ведеться шахтами: «Артем-1» ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», що здійснює очисні роботи на гор. 1045 м; «Криворізька» АТ «Криворізький залізорудний комбінат» – на гор. 1315 м, «Покровська» АТ «Криворізький залізорудний комбінат» – на гор. 1265 м, ім. Фрунзе ПрАТ «Суха Балка» – на гор. 1135 м, «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка» – на гор. 1260 м, «Козацька» АТ «Криворізький залізорудний комбінат» – на гор. 1270 м, «Тернівська» АТ «Криворізький залізорудний комбінат» – на гор. 1350 м [22].

Рудні поля шахт розкриті до глибини 1500–1700 м розташованими в лежачому боці родовищ вертикальними стволами та поверховими квершлагами через 75–90 м [23]. Підготовка поверхів і нарізні роботи ведуться на глибинах 1135–1425 м відкотними штреками й ортами-заїздами, що розділяють горизонти рудних покладів за простяганням на окремі видобувні блоки довжиною 50–60 м, а також проміжними технологічними горизонтами на два-три підповерхи висотою 30–40 м. Ведення гірничих робіт на таких глибинах здійснюється під значною дією гравітаційних полів напружень у складних геомеханічних умовах [24].

Для розробки запасів рудних покладів застосовують такі системи розробки [25], [26]: поверхового примусового обвалення – 1,6%; поверхово-камерна – 12,5%; підповерхово-камерна – 34,5%; підповерхового обвалення – 51,4%, відсоток яких зі зростанням глибини ведення гірничих робіт набуває більшого розповсюдження.

Варіанти системи підповерхового обвалення характеризуються значним терміном підготовки (4–6 міс.) і відпрацюванням очисних панелей (3,5–5,0 міс.) і, як наслідок, дво-, триразовим перекріпленням виробок доставки та повторним



бурінням 30–40% глибоких свердловин, недостатнім для ефективного відбивання, об'ємом компенсаційних камер (до 20%), втратами руди в межах 17–25% та домішуванням до рудної маси близько 14–18% обвалених вмесних порід [25]–[31]. Такі показники відпрацювання запасів очисних панелей не відповідають сучасним вимогам раціональної розробки покладів багатих залізних руд [27]. Це зумовлено тим, що відпрацювання очисних блоків і проведення підготовчо-нарізних виробок здійснюється за допомогою морально застарілого, малопродуктивного гірничого обладнання, в небезпечних та вельми незадовільних санітарно-гігієнічних умовах праці [27]. Основні технологічні параметри відпрацювання панелей змінюються в діапазоні: вихід руди з 1 м свердловини – 13–25 т/м [28], [29], [31]; питомі витрати вибухових речовин (ВР) на відбивання – 0,3–0,55 кг/т [32]; вихід негабариту – 4–25% [33]; продуктивність бурового верстату – 15–25 м/зміну; продуктивність скреперної доставки – 150–190 т/зміну [25]–[31].

Таким чином, з аналізу гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов розробки багатих руд Криворізького залізорудного басейну встановлено, що властивості рудних покладів родовища вельми непостійні: коефіцієнт міцності за шкалою проф. Протодьяконова М.М. в середньому коливається від 4 до 10; стійкість руд, залежно від тріщинуватості, низька і вельми низька; вміст *Fe* в рудах коливається від 46 % до 70 %; кут падіння в середньому знаходиться в межах 50–55°; середня потужність складає 20–30 м.

Розробка покладів переважно здійснюється різними варіантами системи підповерхового обвалення, яка характеризується значними кількісними і якісними показниками втрат сирової руди у процесі її видобутку, а також високими показниками трудомісткості виконання гірничих робіт, що здійснюють негативний вплив на продуктивність праці та безпеку ведення гірничих робіт. Так як конструкції різних варіантів систем розробки вельми складні та характеризуються: підвищеними витратами підготовчо-нарізних виробок (до 13 м/1000т), 45–72% з яких складають вертикальні, і трудомісткістю їхньої проходки, яка складає 40–45% від витрат за системою розробки; трудомісткістю випуску і доставки руди – 30–40% від витрат за системою розробки; низьким рівнем механізації праці – 33–45%; низькою продуктивністю праці робітника за системою розробки – 27–43 т/чол. змін.

Тому подальше відпрацювання залізорудних покладів відомими варіантами системи підповерхового обвалення не сприятиме поліпшенню техніко-економічних показників ведення гірничих робіт на глибоких горизонтах шахт. Водночас основними технологічними способами підвищення ефективності розробки, а саме, підвищення якості рудної маси та зниження собівартості, у цьому випадку, є пошук умов і можливостей збільшення обсягу вилучення чистої руди, що може бути забезпечено, або збільшеним компенсаційним простором, або раціональним порядком випуску рудної маси та підвищення інтенсивності відпрацювання очисних панелей завдяки використанню високопродуктивного гірничого обладнання і спрощення конструкцій варіантів систем розробки.

## **1.2. Геомеханічний аналіз технології розробки багатих залізних руд на глибоких горизонтах шахт Кривбасу**

Одним із основних способів підвищення якості залізорудної сировини, у процесі її видобування підземним способом, є збільшення об'ємів компенсаційних (очисних) камер [26], [34], [35], що дозволяє видобувати руду переважно природної якості. Створенню камер збільшених об'ємів, у процесі розробки покладів багатих залізних руд Кривбасу, заважають проблеми, що носять геомеханічний характер [35]–[37].

З практичного досвіду підземної розробки покладів багатих залізних руд встановлено, що починаючи з глибини 900–1000 м величина гірського тиску значно і нелінійно зростає, порівняно з меншими глибинами, і досягає значень 200–400 т/м<sup>2</sup> [36]. Тому зі зниженням глибини ведення очисних робіт це призводить до нелінійного зменшення об'ємів компенсаційних камер [26].

Ведення очисних робіт призводить до перерозподілу природного поля напружень на глибині ведення гірничих робіт і формування зон концентрації напружень та зон розвантаження [38], [39].

Видобування руд різними варіантами системи підповерхового обвалення супроводжується розвитком деформацій в масиві, що оточує очисну панель. Зона цієї деформації дорівнює трикратному розміру очисної панелі [40]. Найбільш інтенсивно гірський тиск проявляється у центральній частині рудних покладів, де формується зона концентрації підвищених напружень [35], [39]. Також ця зона залежить і від обсягу вмісних порід, що обвалюються [35], та потужності рудного покладу [41].

Першопричина виникнення гірського тиску – напружений стан гірських порід по контуру підготовчо-нарізної чи очисної виробки та в масиві, що оточує її. Тому породи можуть зміщуватись в межах зони пружних деформацій, або навколо виробок може утворюватись приконтурна зона порід, що перейшли в стадію непружних деформацій. У першому випадку, для умов системи підготовчо-нарізних виробок, деформації зникають відразу ж після проведення виробок, тому кріплення їх практично не сприймає, у другому – зміна контуру виробок пов'язана з утворенням зон непружних деформацій (зон розшарувань), що безпосередньо створюють навантаження на кріплення [41]. У результаті дії напружень, що значно перевищують межу міцності руд і порід на стискання, кріплення та приконтурна зона порід працює в режимі постійного руйнування [39], що зумовлює пошуки нових видів кріплення, які дозволять досягти рівноваги. Так як виникає деформація повзучості масиву, а її утримання завдяки реальному кріпленню неможливо. В умовах активної повзучості роль кріплення полягає тільки в утриманні на заданий час масиву порід навколо виробки від значних переміщень і вивалів [36], [39], [40].

За даними практики розробки покладів багатих залізних руд в умовах шахт Кривбасу щорічно виводиться із ладу 700–1100 тис. т підготовлених до очисних робіт руд, для «повторного» введення в експлуатацію яких необхідно перекріпити 3–4,5 тис. м і заново пройти 2,5–3,5 тис. м підповерхових виробок.

Це зумовлюється зниженням стійкості гірських порід під впливом напружено-деформованого стану.

Стійкість гірських порід залежить від їх фізико-механічних властивостей, найважливішими з яких є мінеральний склад, міцність, пористість, тріщинуватість тощо [41]–[44]. Тобто природні явища на які не можливо вплинути інженерно-технічним шляхом.

З огляду джерел [45]–[47] встановлено, що в умовах глибоких горизонтів шахт Кривбасу під впливом напружено-деформованого стану зони очисного виймання рудних покладів супроводжуються руйнуванням і повзучістю. Це зумовлює основні геометричні параметри системи розробки підповерхового обвалення, такі як висота підповерхів, розміри очисних панелей в плані, відстань між виробками випуску та доставки, товщина днища панелі, допустимі розміри відслонень компенсаційних камер і огорожувальних ціликів, досягти граничних значень навіть в рудах середньої та вище середньої міцності і стійкості.

Схеми підготовки очисних блоків і панелей, що застосовуються на підповерхах, вимагають значних обсягів проведення підготовчо-нарізних виробок, які виконуються буропідривними роботами. Водночас багаторічними дослідженнями інституту НДГРІ [48] встановлено, що вже на етапі проходки навколо підготовчо-нарізних виробок створюється замкнута зона інтенсивного руйнування, в межах якої в 3–5 разів знижується несуча здатність рудного масиву. Ширина зони техногенного руйнування досягає 0,9–1,5 м, і вона зростає у разі збільшення глибини ведення очисних робіт та зниження стійкості руди. Зниження міцнісних властивостей масиву руд в зоні впливу виробок викликає його пластичну деформацію в часі і, як наслідок, необхідність установаження у виробках нових видів кріплення з підвищеною реакцією опору [49]–[51]. Далі в процесі проходки дучок і формування воронок їх зони руйнування об'єднуються, в результаті чого рудний масив днища навколо виробок випуску і доставки вже на стадії підготовки панелі можна розглядати як слабо пов'язане, високодеформоване середовище [51], тобто днище очисної панелі являє собою значно деформований контрастно-напружений рудний шар, підстилаючий основну частину рудного масиву і сприяє активізації процесів повзучості в ньому ще до його вибухового руйнування. Необхідно зазначити, що проходка дучок та оформлення випускних воронок характеризується низьким рівнем безпеки і санітарно-гігієнічних умов праці, високою вартістю робіт, значними витратами матеріалів і ручної праці та невисокою продуктивністю проходки, складністю виконання робіт в обмежених умовах [49], [52], [53].

Таким чином, вже на стадії підготовки панелі до очисного виймання фактичні розміри випускних виробок і сітки розподілу виробок випуску за площею панелі, в переважній більшості випадків, не відповідають проєктним, що зменшує кількість вилученої чистої руди не менш ніж у 1,5 рази [20].

Утворення компенсаційного простору в масивах панелей пов'язане з проходкою тупикових відрізних підняттях, що здійснюється з переносних полків в надзвичайно небезпечних умовах роботи гірників [53]. У процесі формування компенсаційного простору глибокими свердловинами, в межах проєктного контуру відслонень, створюється зона інтенсивного порушення



рудного масиву глибиною до 3 м, що, особливо в нестійких рудах, призводить до часткового або повного самообвалення відслоненого масиву і розвитку в ньому деформацій повзучості [47]. Ці геомеханічні процеси призводять або до значних (до 40–50%) втрат пробурених підривних свердловин, або до заповнення камер обваленими пустими породами і втрат основної частини підготовлених до виймання запасів руди. У переважній більшості випадків, через нестійкість рудного масиву об'єм компенсаційних камер не перевищує 15%, що не забезпечує навіть нормативні кількісні та якісні показники вилучення. Позитивний досвід підвищення стійкості відслонень камер за рахунок надання їм склепінчастої форми, отриманий у процесі відпрацювання крутоспадних покладів камерними системами розробки, в технологічних схемах підповерхового обвалення розвитку не отримав [54].

Відбивання руди в сучасних варіантах системи підповерхового обвалення здійснюється вертикальними або крутоспадними віялами глибоких свердловин на компенсаційні простори різної форми. У разі такого розташування свердловин неможливо домогтися якісного подрібнення руди за обсягом панелі, що різко погіршує її сипкі властивості і сприяє активній фільтрації в руду пустих порід, особливо сланців, які легко піддаються здвигу [45], [46]. Істотним для цих систем розробки є свердловинне відбивання і, як наслідок, те що зона найбільш інтенсивного сейсмічного впливу підривних свердловин розташована у днищах панелей, тим самим ще більше знижуючи несучу здатність масиву навколо виробок днища очисної панелі. У разі почергового підривання комплектів свердловин в рудному масиві днищ панелей розвиток деформацій розтягування та стискання відбувається в межах 0,1–0,3 мм/м, що викликають сколення і руйнування вільної поверхні відслонень всієї системи підповерхових виробок [48]. У слабких рудах це веде до 2–3 разового збільшення витрат на їх підтримання і відновлення [45], [46].

Дослідженнями НДГРІ встановлено, що у процесі розробки рудних покладів значної потужності, виробки, які розташовані на відстані 10–20 м від контуру рудного масиву, що обвалюється, піддаються суттєвій деформації протягом довгострокового періоду зі швидкістю конвергенції в межах 0,3–0,8 мм/добу.

Швидкість конвергенції виробки значно збільшиться у разі розташування її в зоні робіт, чи поблизу неї і складає приблизно 5–9 мм/добу. Через це аркове металеве кріплення дуже швидко вичерпує свої податливі можливості, що призводить до необхідності перекріплення виробки. З метою зменшення об'ємів робіт з перекріплення виробок, очисні роботи необхідно вести з такою інтенсивністю, щоб забезпечити стійкість виробок доставки до закінчення випуску руди. Аналізом статистичних даних, отриманих в промислових умовах, встановлено, що зі збільшенням інтенсивності технологічного процесу випуску руди обсяг перекріплення виробок доставки зменшується в декілька разів [19], тобто відбувається зменшення матеріальних і трудових витрат на перекріплення виробок у разі пропорційного зменшення терміну відробки очисних панелей.

Високі, вкрай контрастні, силові поля в обваленій руді, зумовлені її нерівномірним подрібненням, вологістю, тиском обвалених вмісних порід,

періодичністю процесу руйнування ущільненої руди, різко погіршують її сипкі властивості і роблять випуск практично некерованим процесом [21].

Таким чином, підземна розробка родовищ багатих залізних руд в умовах глибоких горизонтів шахт Кривбасу призводить до порушення геомеханічної рівноваги масиву гірських порід в межах шахтних полів, зрушення і руйнування гірських порід. Основним недоліком очисних робіт із застосуванням системи підповерхового обвалення є невідповідність гірничо-геологічних характеристик і гірничо-технологічних властивостей, а також геомеханічного стану рудного масиву можливостям традиційного конструктивно-технологічного та організаційного здійснення технологічних процесів на глибоких горизонтах ведення гірничих робіт. Також необхідно зазначити, що об'єктивно притаманні системі розробки невисокі показники якісного вилучення руди – знижують цінність залізородної продукції, а різке погіршення техніко-економічних умов розробки глибоких горизонтів (обсяги кріплення підготовчо-нарізних виробок досягають 80–85%, а обсяги перекріплення виробок зростають до 40–60%; трудовитрати на підтримку виробок збільшуються на 10–15% від загальних трудових витрат, а на перекріплення – на 50–100% від витрат на їх підтримку; руйнується понад 30% пробурених підривних свердловин; втрати руди в середньому перевищують 25%), збільшують собівартість продукції.

Отже, резерви подальшого конструктивного і технологічного вдосконалення системи підповерхового обвалення, з відбиванням руд низької міцності та стійкості глибокими підривними свердловинами і традиційним випуском рудної маси через дучки, в умовах глибоких горизонтів шахт, практично вичерпані. Водночас істотне зниження глибини та погіршення гірничо-геологічних умов ведення очисних робіт створює необхідність пошуку нових підходів до вдосконалення технології відпрацювання рудних покладів вище означеною системою розробки.

### **1.3. Аналіз результатів досліджень впливу процесів відбивання, випуску та доставки руди на показники вилучення**

Очисні роботи містять в собі процеси: буріння, пошарового відбивання рудного покладу, випуску руди через випускні виробки та її доставки до дільничного рудоспуску. Ці процеси взаємопов'язані між собою, а їх зв'язок визначається методами та параметрами буропідривних робіт, фізико-механічними властивостями руди і вмісних порід, виходом негабариту та гранулометричним складом відбитої рудної маси, а також продуктивністю обладнання, що застосовується на доставці [55].

Руда, що обвалюється, за своїми фізико-механічними властивостями відрізняється від ідеального сипкого матеріалу, по-перше, неоднорідністю розміру кусків, і по-друге, взаємозв'язком між частинками. Сили зчеплення окремих частинок значно зростають у разі зменшення їх розмірів до 0,05 мм і особливо, коли вони менше 0,005 мм (глинисті частинки) [56]. Цьому сприяє відбивання рудного масиву свердловинними зарядами, що розташовані у віялах глибоких свердловин. Для віялового розташування свердловин характерне

найбільше подрібнення руди у їх устя, а у вибоях свердловин, на межі контакту їх з обваленими вмісними породами – неякісне подрібнення [13].

Значний вплив на вихід негабаритних кусків руди, особливо у вибою свердловин, за умов їх віялового розташування, створює їх викривлення (рис. 1.2) [33]. Величина цього викривлення залежить від бурового інструменту, що використовується, довжини свердловини, кута нахилу її до горизонталі, анізотропності масиву, кута нахилу пластів до горизонту і їх тріщинуватості та міцності [33], [57]–[59].

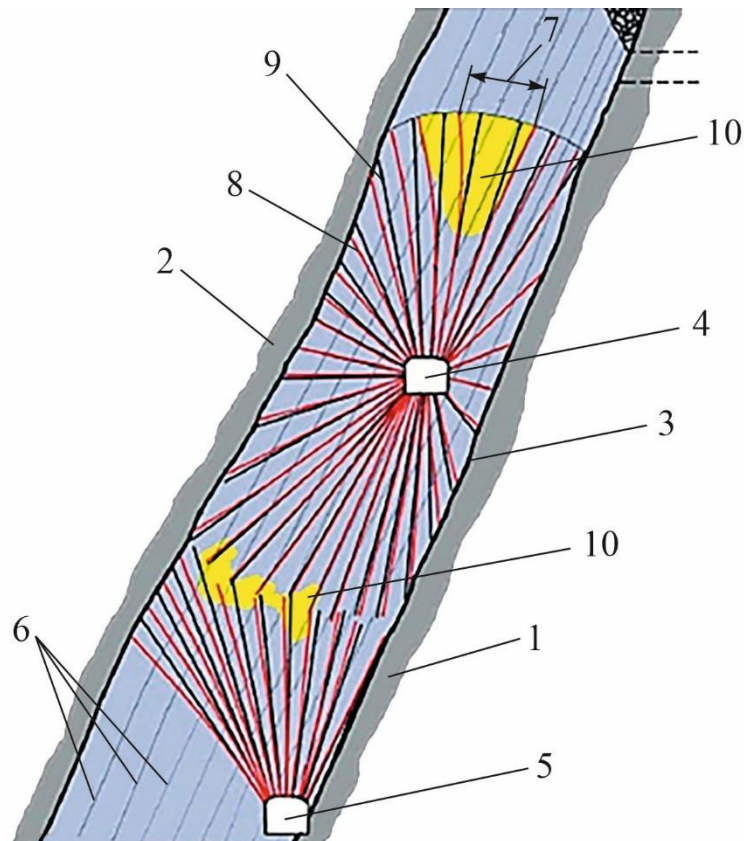


Рисунок 1.2 – Схема проектного та фактичного розташування підрильних свердловин та зон ймовірного утворення негабаритних кусків руди [33]:  
1 і 2 – відповідно породи лежачого і висячого боків; 3 – межа рудного покладу;  
4 – бурова виробка; 5 – виробка горизонту підсікання; 6 – напрямок шаруватості; 7 – відхилення свердловин; 8 – фактичне розташування свердловини; 9 – проектна вісь свердловини; 10 – зони нерівномірного подрібнення руди

Так у процесі буріння верстатами вітчизняного виробництва (НКР-100МПА) коли довжина свердловини становить 30 м відхилення може досягати позначки 3 м, а у процесі буріння верстатами закордонного виробництва (Simba, DL) із застосуванням занурюваних пневмоударників, дозволяє зменшити можливе відхилення майже в 4 рази (рис 1.3) [59].

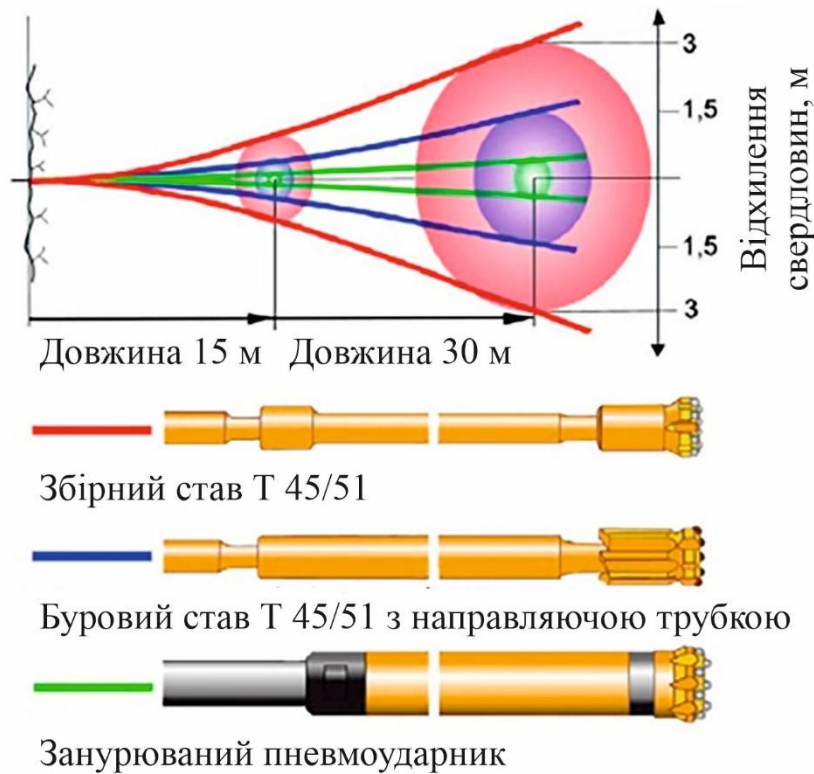


Рисунок. 1.3 – Ступінь відхилення свердловини у разі використання різного бурового обладнання [33]

Дотримуватися проектного розташування свердловин з достатньою точністю простіше у разі вертикального положення віял. Проте інколи доцільно нахилити віяла під кутом  $45\text{--}80^\circ$ . Вибір кута нахилу віял свердловин може залежати від тріщинуватості руди, яка за напрямом тріщин часто пов'язана із шаруватістю руди (якщо вона явно виражена), а також кутом падіння покладу [57], [58]. Адже на прямолінійність буріння свердловини впливають кути її закладання та падіння рудного покладу. Так проникаючи буровим інструментом в структуру масиву гірських порід з явно вираженою шаруватістю може бути викликано відхилення до  $5\text{--}10\%$  (рис. 1.4).

Коли кут нахилу свердловини ( $\alpha$ ) більше ніж на  $15^\circ$  від перпендикуляра до шаруватості масиву, то бурова коронка має властивість відрикошечувати.

Водночас у разі переходу з менш твердої породи викривлення осі свердловини буде залежати від величини кута падіння пластів гірської породи. Якщо кут падіння пластів менше  $45^\circ\text{--}50^\circ$ , то викривлення буде відбуватися вгору за підняттям пласта. Якщо поклади мають анізотропію, ефект викривлення буде посилюватися внаслідок прагнення бурового інструменту зайняти напрямок перпендикулярний шаруватості. Якщо ж кут падіння пластів більше  $50^\circ$ , то вісь свердловини буде викривлятися вниз за падінням пласта. Водночас змінюється також азимут свердловини. В разі зворотного переходу (з твердих порід в м'які) свердловина викривляється також в сторону твердих порід, але в значно меншій мірі. Це пояснюється тим, що на кінцевій стадії переходу породоруйнуючий інструмент під дією осьового навантаження сколює частину твердої породи. Коли відбувається перетин шарів масиву, що чергуються твердими та м'якими

породами, вертикальною або похилою свердловиною під гострим кутом, ствол свердловини прагне поступово зайняти перпендикулярне положення до шаруватості масиву. В цьому випадку викривлення свердловини буде більш інтенсивнішим, якщо частіше чергуються шари та надто відрізняється міцність порід у суміжних шарах.

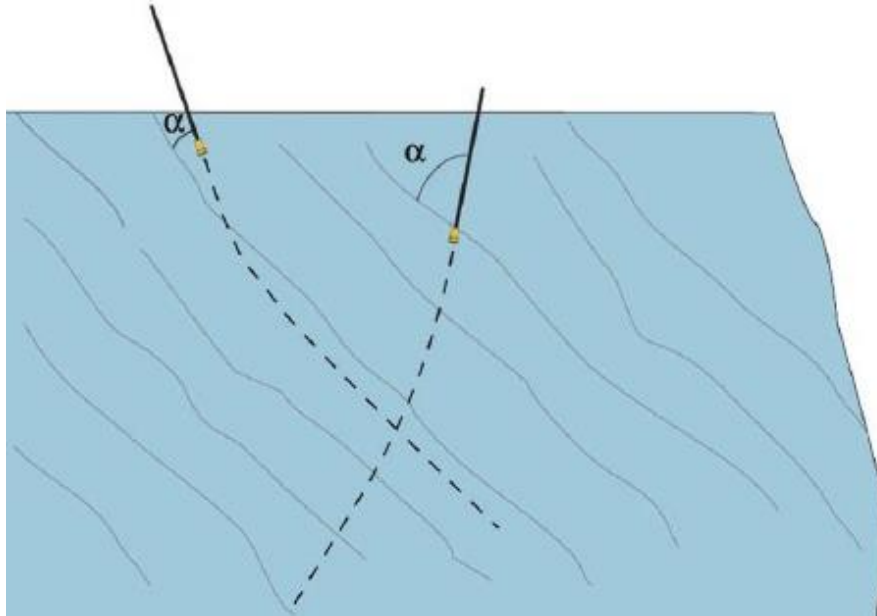


Рисунок 1.4 – Схема викривлення свердловини у разі буріння під різними кутами нахилу  $\alpha$  до шаруватості масиву

Напрямок природного викривлення свердловини визначається величиною кута між площиною нашарування та віссю свердловини, що називається кутом зустрічі. Коли величина останнього понад  $20^\circ$ , то свердловина зазвичай викривляється в напрямку, перпендикулярному площині нашарування порід, якщо кут зустрічі менше  $20^\circ$ , то викривлення відбувається в напрямку паралельному площині нашарування порід. У разі перетину каверн і пухких порід стовбур свердловини викривляється, прагнучи під дією ваги бурового інструменту зайняти вертикальне положення.

Наявність в розрізі твердих включень можуть викликати різке викривлення свердловини зі зміною напрямку її проекційної осі та зенітного й азимутального напрямку. Аналогічні незакономірні викривлення спостерігаються також у разі перетину свердловини ділянок в яких є різні тектонічні порушення.

Також встановлено, що на викривлення свердловин впливають режимні параметри буріння: осьове навантаження на бурову коронку; частота обертання бурової коронки; витрата та якість бурового розчину; спосіб буріння. Найбільші труднощі в боротьбі з викривленням свердловин виникають під час обертального буріння. Внаслідок обертання бурова колона втрачає стійкість і приймає хвилеподібну форму.

У точках контакту зі стінками свердловини бурові стави та їх сполучення найчастіше зношуються нерівномірно, що створює умови для викривлення



свердловини. Менший вплив на викривлення надає ударно-обертальний спосіб буріння, так як у разі його застосування значно знижується частота обертання бурильної колони та долота, зменшується величина статичного навантаження на долото, а ударні імпульси, які передаються на вибій, короткочасні. Ще менше викривляються свердловини, буріння яких здійснюється з використанням забійних двигунів. Але і в цьому випадку, в разі буріння масивів крутоспадних анізотропних порід, свердловини викривляються. Викривленню сприяють зазори між буровим ставом і стінками свердловини, водночас зі збільшенням згаданих зазорів зростає бічний перекис нижньої частини бурового ставу, і ймовірність відходу його осі від проектного напрямку збільшується. Процес викривлення інтенсифікується з підвищенням осьового навантаження. Надмірна витрата промивальної рідини в м'яких породах викликає розмив стінок і збільшення діаметра свердловини, а це, в свою чергу, слугує додатковим фактором, що збільшує викривлення свердловини. Усунення технологічних причин викривлення свердловин значним чином залежить від кваліфікації бурового персоналу.

Проведені дослідження фірмою Tamrock [59] дали змогу з'ясувати, що на ступінь відхилення свердловини від проектної осі, у разі використання верстатів НКР-100МПА, впливає його пневматичний привід, що характеризується низьким тиском стисненого повітря (6 бар) та його втратами під час буріння. Так навіть бурові верстати закордонного виробництва з пневматичним приводом і робочим тиском 25–28 бар мають значно менший рівень викривлення свердловин у процесі буріння, але найменшим ступенем викривлення характеризуються станки з гідروприводом [59], що характерно для самохідних бурових верстатів закордонного виробництва [60].

Продуктивність буріння по багатим рудам верстатом НКР-100МПА становить в середньому 19 м/зміну, продуктивність верстату Simva H1352 становить в середньому 76 м/зміну, водночас собівартість буріння верстатом Simva H1352 на 15 % нижча [61].

Практика відпрацювання рудних покладів в умовах Криворізького залізорудного басейну різними варіантами системи підповерхового обвалення зі скреперною доставкою руди показала, що найбільш оптимальною висотою підповерху покладів вважається 30–40 м, яка регламентується можливостями бурового обладнання за умов оптимальної якості подрібнення.

Також необхідно зазначити, що якість подрібнення, у тому числі вихід дрібних фракцій і пилових частинок, залежить від питомої витрати ВР на відбивання. Зі збільшенням енергонасичення масиву, що підривається, кількість дрібних і пилових частинок збільшується [62]. Тому не менш важливим є питання рівномірного розподілу ВР у масиві, що ускладнюється застосуванням для відбивання руди віял глибоких свердловин [13].

Стосовно параметрів буропідривних робіт, то наразі їх розрахунок здійснюється на основі показника вибуховості масиву [63], що враховує лише показник міцності порід. Але механізм руйнування масиву вибухом визначається дією хвиль напружень і дії газоподібних продуктів вибуху, які проникають в тріщини масиву [64]. У разі проходження по масиву хвиль напружень в породи



протікає процес розкривання природних та утворення нових техногенних тріщин і відкидання обваленої руди [64]–[66]. В порушеному тріщинами масиві дія хвиль напружень, викликаних вибухом, послаблюється по площинах природних екранів, на шляху поширення ударної хвилі [66].

Водночас необхідно зазначити, що характер шаруватості гірських порід впливає на швидкість поширення пружних хвиль і визначається коефіцієнтом анізотропії [16].

У Кривбасі застосовують дві основні схеми розташування віял підричних свердловин відносно рудної шаруватості та створюваних ними параметрів акустичних полів через рівні проміжки часу, коли віяла глибоких свердловин розташовані за простяганням і вхрест простягання рудного покладу [16]. Тому у разі застосування того чи іншого розташування віял параметри буропідричних робіт повинні корегуватися, так як на руйнування масиву гірських порід має вплив величина поля напружень, що викликана, як газовим, так і хвильовим факторами.

Щодо підповерху (поверху), який вже відпрацьовано, то зазвичай воронки його днища заповнені обваленими вмісними породами та збідненою рудою, що зумовлює перемішування різного за гранулометричним складом кусків руди і порід між собою, що відрізняються фізико-механічними властивостями, створюючи значний вплив на процес випуску рудної маси [16], [67]. Це суттєво впливає на показники вилучення руди в процесі її випуску [13], [56]. В цьому випадку неплановий та низькоінтенсивний випуск зумовлює дрібні обвалені вмісні породи «обтікати» більші куски руди та приходити до випускного отвору раніше, збільшуючи тим самим збіднення руди [67]. Фільтрація порід в проміжки між кусками руди відбувається вільно, коли розмір проміжків в 3–5 разів більше розміру породних частинок [13], [67].

Експериментально встановлено, що внаслідок фільтрації породи вихід чистої руди може зменшитися в 1,5–3 рази, а збіднення – зрости в 1,9 рази, що узгоджується з даними практики [62].

Фільтрації сприяють: недостатня якість подрібнення міцної та в'язкої руди, у разі низької питомої витрати ВР на відбивання; перерви у процесі випуску, що зумовлені простоями обладнання з технічних причин і ліквідацією зависань; сегрегація кусків руди за крупністю в процесі випуску [13], [62], [67], [68].

Таким чином для зменшення шкідливого впливу фільтрації порід рекомендовано здійснювати якісне подрібнення рудного масиву в процесі його відбивання.

Водночас на якість подрібнення руди значним чином впливає величина інтервалу уповільнення між послідовними вибухами рядів свердловин. Перший шар масиву, що відбивається на компенсаційний простір, знаходиться в найбільш важких для руйнування умовах. Оскільки на руйнування першого шару витрачається більше часу, ніж на руйнування кожного наступного, то для поліпшення руйнування другого шару інтервал уповільнення має бути більший, ніж між подальшими рядами [13].

Також необхідно зазначити, що величина виходу негабариту впливає на інтенсивність випуску рудної маси і, як наслідок, на якісні показники вилучення.

Так зі зменшенням виходу негабариту від 9,5% до 3,4% збіднення зменшується від 13% до 4,2% [56].

Збіднення руди починається з моменту виходу еліпсоїда випуску за межі контуру обваленого шару [69]. Водночас обсяг домішаних вмісних порід залежить від числа поверхонь контакту з ними [70].

У роботі [56] встановлено, що зі збільшенням інтенсивності випуску руди з панелі від 0,6 т/м<sup>2</sup> до 1,4 т/м<sup>2</sup> на добу, збіднення руди зменшується від 17,6% до 5%. Подальше збільшення інтенсивності випуску призводить до більш плавного зниження показника збіднення (від 5% до 4,3%).

Інтенсивність випуску руди значним чином впливає на величину переуцільнення відбитої рудної маси, що пояснюється збільшення терміну знаходження її у стані спокою. Так на основі проведених лабораторних досліджень [13] було встановлено, що переуцільнення відбитої дрібнокускової руди, за умов стану спокою, відбувається за 30 год, а крупнокускової – за 75 год. Переуцільнення руди впливає на зміну форми фігури випуску. Так у разі збільшення щільності матеріалу еліпсоїд випуску перетворюється у форму, яка називається «трубка», що призводить до погіршення показників випуску руди та, як наслідок, зменшення якісних і кількісних показників вилучення [13], [67].

Таким чином для зменшення збіднення та втрат руди необхідно підвищувати інтенсивність випуску, що дає змогу збільшити коефіцієнт розпушення відбитої руди.

Відомо, що у разі площинного випуску руди, з використанням скреперної доставки, максимальна інтенсивність випуску не перевищує 4 т/м<sup>2</sup> за добу [19], яка з виходом негабаритних кусків до 12–15% [33] зменшується до 1,2–1,8 т/м<sup>2</sup> за добу [68]. В аналогічних гірничотехнічних умовах застосування варіанту системи підповерхового обвалення з відбиванням вертикальних шарів руди на затиснене середовище, дозволяє збільшити інтенсивність випуску руди майже у 2 рази. Найбільша інтенсивність випуску обваленої руди досягається у разі застосування варіанта системи з торцевим випуском руди і доставкою самохідними вантажно-доставними машинами (ВДМ) [38], [71]–[76].

Також необхідно зазначити, що випуск руди, який характеризується режимом і дозою, в системах з масовим обваленням має значний вплив на кількісні та якісні показники вилучення видобутої руди [13], [19], [67], [68], [71], [77]–[80].

Сьогодні найкращим режимом випуску руди під обваленими пустими породами є рівномірно-послідовний, коли вилучення здійснюється мінімальними дозами (20–30 т/зміну) почергово із усіх випускних виробок з однаковою інтенсивністю по всій площі зони випуску, що дозволяє постійно утримувати горизонтальний контакт «руда – пусті породи» [67], [81]. Але у виробничих умовах черговість і режим випуску руди визначається здебільшого ситуацією, що склалася у конкретному випадку залежно від якості рудної маси та виходу негабариту [71].

У результаті випуску руди під обваленими вмісними породами її втрати складаються із об'ємів гребнів, що залишаються між воронками випуску і частини запасів на лежачому боці покладу [13], [19], [67], [82]. На формування

цих втрат значно впливає час протікання процесу випуску, режим випуску та коефіцієнт розпушення відбитої руди [13], [19], [83], [84]. У разі збільшення коефіцієнта розпушення, завдяки утворенню компенсаційного простору об'ємом 23–27% від загального запасу очисної панелі, випуск проходить без ускладнень і гребні між випускними виробками зменшуються, так як збільшується об'єм фігури впуску [13], [19], [38], [67], [79], [80], [83], [84].

Водночас необхідно зазначити, що розпушення руди також впливає на інтенсивність випуску, яка в свою чергу сприяє її розпушенню завдяки стиранню та додатковому подрібненню негабаритних кусків рудної маси у процесі випуску [13], [19], [68].

В табл. 1.4 подано залежності між коефіцієнтом розпушення обваленої руди, коефіцієнтом внутрішнього тертя та силами зчеплення [68].

Таблиця 1.4 – Залежність сил внутрішнього тертя та зчеплення від коефіцієнта розпушення [68]

Коефіцієнт розпушення	Об'ємна вага відбитої руди, т/м <sup>3</sup>	Кут внутрішнього тертя, град	Коефіцієнт внутрішнього тертя	Сила зчеплення, кг/см <sup>2</sup>
1,75	1,70	36	0,725	0
1,65	1,82	38	0,780	0
1,55	1,93	40	0,855	0,05
1,45	2,06	43	0,960	0,20
1,35	2,22	45	1,000	0,26
1,30	2,30	46	1,035	0,50

З табл. 1.4 видно, що збільшення коефіцієнта розпушення руди, в результаті її відбивання, або збільшення інтенсивності її випуску, сприяє зменшенню сил зчеплення між рудними частинками та забезпечує покращення якісних і кількісних показників вилучення.

У міру збільшення щільності обваленої руди та зменшення коефіцієнта розпушення, коефіцієнт внутрішнього тертя і сила зчеплення зростають. Це відповідним чином позначається на погіршенні сипких властивостей, особливо на перших етапах випуску [13], [16], [68].

Так у разі нерівномірного коефіцієнта розпушення руди по об'єму блока, еліпсоїд випуску буде формуватися в бік більш розпушеного сипкого середовища. Це призводить до втрати частини запасів відбитої руди, що припадає на дану випускную виробку [13], [16], [67], [68], [83], [84].

У ході проведення лабораторних досліджень [13] було встановлено, що опір зрушенню в процесі випуску підвищується приблизно в 4 рази, коли збільшується нормальний тиск в 2 рази. Тому у разі збільшення гірського тиску ущільнюється руда та сила зчеплення між частинками зростає, що призводить до збільшення опору зрушення між частинками.

Отже основним чинником, що впливає на якісні та кількісні показники вилучення є застосування самохідного гірничого обладнання на усіх технологічних процесах очисних і прохідницьких робіт, на що вказує зарубіжний досвід розробки родовищ корисних копалин [38], [59], [73]–[78].

Оскільки підземні рудники Кривбасу знаходяться на початковому етапі впровадження самохідного гірничого обладнання та достатнього досвіду роботи за подібною технологією немає [61], доцільно звернути увагу на практику закордонних підземних рудників [38], [59], [73]–[78] і вітчизняні наукові теоретичні розробки та практику роботи ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат» [27]–[31], [61], [85]–[93].

Стосовно схем доставки рудної маси у процесі розробки рудних родовищ середньої потужності та потужних рудних покладів, то найпоширенішими є застосування радіальних навантажувально-випускних заходок і випуском руди з траншеї через дучки, що розташовані у вибоях, або з їх торців [28]–[31], [38].

Але необхідно зазначити, що випуск руди з траншейного днища за допомогою ВДМ, через навантажувально-випускні заїзди, у Кривбасі вкрай ускладнений підтриманням виробок площею поперечного перетину 12–14 м<sup>2</sup> у процесі усього терміну експлуатації [92]. Так як для забезпечення максимальних показників ефективності від реалізації вилученої рудної сировини необхідно забезпечити відстань між їх осями у межах 10 м, що призводить до взаємного перетину зон концентрації напружень в ціликах між ними і, у свою чергу, руйнування в перші проміжки часу їх експлуатації [92].

У процесі виконання ремонтних робіт з відновлення гірничих виробок відбуваються простої устаткування, що знижує їх коефіцієнт використання і, у свою чергу, значним чином впливає на вартість рудної сировини, а також переущільнення рудної маси в очисному просторі, яке призводить до зниження показників вилучення [13], [20], [71], [90], [92]. Так само на коефіцієнт використання машини у часі впливають якість покриття підшви виробки та прямолінійність її трасування [38], [94].

Функціональний аналіз запропонованих схем доставки рудної маси, на основі проведеного дослідження випуску руди у роботі [92], дав змогу встановити, що втрати та збіднення за найкращих умов, коли відстань між навантажувально-випускними заходками дорівнює 10 м, відповідно становлять 18,45% і 15,23%. А вартість доставки 1 т руди, у разі застосування розглянутих схем доставки, становить 76,6 грн [95], що у 2–3 рази перевищує собівартість доставки за допомогою скреперних установок. Водночас необхідно зазначити, що навантажувально-випускні заходки довжиною до 15 м не дають ефективного наповнення ковша самохідної ВДМ за один наїзд [96]. Тому за найкращих умов коефіцієнт наповнення ковша самохідної ВДМ буде становити 0,6–0,7 ч. од. за один наїзд [30, 31]. А за найгірших умов необхідно буде здійснювати неодноразовий наїзд із зануренням ковша у навал руди, що супроводжується втратами часу на підймання й опускання ковша, переключення передач заднього та переднього ходу, зупинок і розгону [96]. Ці операції значним чином знижують експлуатаційну продуктивність засобів доставки.

Тому необхідна розробка нових варіантів технології очисного виймання на базі застосування самохідного гірничого обладнання зі змінами конкретних параметрів системи розробки [27], [30], [31], [86], [87], [91], [92].

Водночас необхідно зазначити, що в умовах Кривбасу застосування такого гірничого обладнання вимагатиме вирішення деяких додаткових проблем. Серед них можна виділити проблеми підтримання виробок значної площі поперечного перерізу (більше 12 м<sup>2</sup>) у рудах нижче середньої міцності та стійкості [91]–[93], [97], необхідність у кваліфікованих кадрах для роботи та обслуговування машин, необхідність подачі більших об'ємів свіжого повітря у шахту для розрідження вихлопних газів тощо.

Таким чином, проаналізувавши викладений вище матеріал, можна виділити ряд завдань, що необхідно вирішити для стабільної, високопродуктивної та прибуткової роботи шахт в умовах сучасного ринку залізорудної сировини, а саме: знизити собівартість видобутку руди; підвищити продуктивність праці; покращити повноту вилучення та якість рудної сировини; покращити умови праці; підвищити безпеку ведення гірничих робіт.

Вирішення кожного із цих завдань потребує комплексних заходів. Тому для удосконалення технології підземної розробки родовища багатих залізних руд і досягнення високих показників вилучення в умовах підземного Кривбасу необхідно вирішувати весь спектр поставлених завдань. Ці завдання можливо вирішити завдяки реконструкції систем розробки, що застосовуються сьогодні та впровадженню інноваційних технологій і сучасного високопродуктивного обладнання в процесі видобутку та перероби залізорудної сировини.

Таким чином значний вплив на показники вилучення руди здійснює інтенсивність її випуску, збільшення якої значно знижує втрати руди та покращує умови експлуатації виробок доставки в результаті зменшення гірського тиску на днище очисної панелі.

Отже, з вищезазначеного встановлено, що для розроблення та конструювання раціональних технологічних схем очисних робіт багатих залізних руд, у складних геомеханічних умовах підземного Кривбасу, необхідно звернути увагу на основні фактори, які впливають на показники вилучення руди, серед яких: повнота та якість відбивання руди, на що впливає викривлення, втрати пробурених свердловин та складноструктурований контур «руда – вмісні породи»; конструктивні параметри системи розробки й інтенсивність ведення очисних робіт, на які впливає обладнання, що застосовується у процесі очисних робіт; прийнятий режим випуску руди та можливість його технологічного застосування; схема підготовки та нарізки блоків; інтенсивність випуску обваленої руди, продуктивність очисного вибою і, як наслідок, час відпрацювання очисної панелі; управління гірським тиском у процесі відпрацювання очисних панелей; форма очисного простору у процесі обвалення запасів очисних панелей; фізико-механічні властивості обваленої руди; первинний коефіцієнт розпушення руди за площею та об'ємом обваленої очисної панелі.

#### **1.4. Огляд сучасних методів дослідження процесу випуску руди**

Для дослідження фізичних процесів, що протікають у сипкому матеріалі в реальних умовах використовують чисельне, статистичне й імітаційне моделювання, як основний метод пізнання [98]–[101]. Водночас модель об'єкта повинна відображати його найбільш важливі якості, нехтуючи другорядними [79], [98].

Для вивчення основних закономірностей технологічного процесу випуску руди та рудної маси здійснюють їх моделювання на основі різних підходів [79]: стохастичного, кінематичного та емпіричного.

Стохастичний метод моделювання [79] був розроблений для прогнозування гравітаційного потоку рудного матеріалу у видобувних блоках, до випускних виробок, за допомогою фізичної моделі. Основна гіпотеза стохастичного моделювання полягає в тому, що частинки рухаються вниз залежно від їх вилучення через випускні отвори. Ймовірності траєкторій знаходження різних сусідніх частинок, що займають результуючу пустоту в процесі руху, дають можливість встановлення параметрів фігури випуску та регулювання ексцентриситетом фігури випуску для забезпечення необхідних параметрів очисних панелей. Перевага цих стохастичних підходів полягає в тому, що вони відносно швидко та легко реалізуються. Суттєвим недоліком є те, що рух окремих частинок призводить до набагато більшого змішування в зоні руху, ніж зазвичай спостерігається в експериментах. Хоча міграція окремих частинок може призвести до таких високих ступенів змішування, насправді, це необхідно розглядати окремо та з урахуванням властивостей сипкого матеріалу, розмірів фрагментів і сили рушійного механізму (наприклад зсуву). Тому підбір сипкого матеріалу для моделювання повинен здійснюватися відповідно до розробленої теорії подібності, який є еквівалентним матеріалом, що набуває результати досліджень до реальних умов.

Кінематичне моделювання базується на основі мікромеханіки порожньої дифузії, за допомогою рівняння континууму, яке отримане з теорії пустої дифузії та інших аналогічних моделей, що забезпечує з достатньо високою (для умов випуску рудної маси з очисних панелей із застосуванням технології підповерхового обвалення) точністю прогнозування профілю швидкості руху гранульованих матеріалів, які вільно протікають [79]. Кінематична модель спочатку була розроблена для прогнозування стаціонарного гранульованого потоку всередину об'ємних порожнин та з них і потребувала подальшого розвитку для обробки результатів розширення фігури випуску, на основі контролю початкового нестійкого потоку. Після удосконалення у 1995 році ця теорія правдиво передбачає формування зон фігур випуску та швидкості руху частинок дискретного середовища, що підтверджується проведеними експериментами Watson G. (1993), Ferjani M. (2003), Choi J. (2005) та ін.

В основу роботи вітчизняних комп'ютерних програм з моделювання випуску руди покладені принципи стохастичного моделювання, що обґрунтовано доведені низкою вчених: Куліковим В.В., Горбуновим В.А., Кузьміним Е.В., Чурсіним С.М., Гагієвим Т.А. [81].



В основу емпіричного методу моделювання [79] покладено емпіричний код РС-ВС (Гемком, 1999) для прогнозування сил взаємодії на сипкий матеріал у видобувних блоках за допомогою комп'ютера. Він базується на розумінні явищ потоку дискретного середовища, що розроблене на основі проведених експериментів на фізичних моделях із застосуванням, у якості сипкого матеріалу, піску. Розроблений код не описує профіль розвитку фігур випуску та швидкість їх формування у процесі випуску, так як оснований лише на гравітаційному потоці. Він визначає загальний механізм розвитку фігури випуску, як такої, що заздалегідь визначена часом та емпіричними правилами змішування частинок, що застосовуються до матеріалу в межах цих фігур, з урахуванням причин змішування неоднорідних профілів швидкості, міграції частинок і вільного формування траєкторії руху. Код дає інтерактивну картинку. І дає змогу бути придатним для аналізу технологічного процесу випуску лише після калібрування відповідно до встановлених параметрів протікання технологічного процесу в реальних умовах.

Отже з аналізу можливих способів вирішення завдання моделювання технологічного процесу випуску найбільш прийнятними є фізичне моделювання на основі теорії подібності та комп'ютерне кінематичне моделювання.

## **1.5. Постановка мети та формулювання завдань досліджень**

### **1.5.1. Мета і завдання досліджень**

У ході проведеного аналізу наукових, технічних і проєктних матеріалів, а також досвіду розробки запасів багатих залізних руд країни та світу, встановлено, що актуальною проблемою забезпечення конкурентоспроможності підземних рудників Кривбасу є розроблення й освоєння систем розробки підповерхового обвалення ресурсозберігаючого рівня із застосуванням високопродуктивної самохідної техніки, на основі встановлення раціональних параметрів їх конструктивних елементів залежно від закономірностей випуску руди. Так як це дозволить підвищити якість товарної продукції і ефективність ведення гірничих робіт.

Тому *метою роботи* є вдосконалення систем підповерхового обвалення у процесі розробки покладів багатих залізних руд завдяки застосуванню ефективного режиму й інтенсифікації процесу випуску.

Для досягнення поставленої мети у роботі сформульовані наступні *завдання дослідження*:

1. Установити, за допомогою комп'ютерного моделювання, показники вилучення чистої руди залежно від режимів та інтенсивності процесу випуску, висоти шару і фізико-механічних властивостей обваленої руди.

2. Установити, за допомогою фізичного моделювання, показники вилучення чистої руди залежно від режимів випуску та параметрів конструкції днища очисної панелі.

3. Розробити ефективну технологічну схему високоінтенсивного процесу випуску та скреперно-самохідного способу доставки руди.

4. Спроекувати раціональні варіанти систем підповерхового обвалення, що забезпечать ефективну розробку покладів багатих залізних руд на значних глибинах.

5. Визначити економічну ефективність від впровадження на практиці розроблених раціональних варіантів систем підповерхового обвалення.

*Ідея роботи* полягає у використанні ефекту збільшення обсягу вилучення чистої руди від параметрів конструктивних елементів днища очисної панелі, інтенсивності та режиму процесу випуску, що дозволяє визначити раціональні параметри технологічної схеми випуску і доставки руди за умови застосування системи розробки підповерхового обвалення.

*Об'єкт дослідження* – процес впуску та доставки руди за допомогою самохідної вантажно-доставної техніки.

*Предмет дослідження* – технологічні параметри процесу випуску руди та її доставки в межах днища очисної панелі.

### **1.5.2. Побудова структурно-логічної схеми загальної методики досліджень**

Для досягнення сформульованої мети виділено 12 взаємопов'язаних складових частин, що створюють собою логічну схему загальної методики досліджень. Основні 5 частин (блоки 5, 6, 9, 11, 12) відповідають поставленим завданням, а інші 7 відносяться до допоміжних робіт, що пов'язані з підготовкою вихідних даних для проведення досліджень (блоки 1–3), обранням методів та методики проведення досліджень (блок 4), перевіркою достовірності та відповідності отриманих результатів (блоки 7 і 8) і обґрунтування раціональних параметрів технологічних схем процесів очисних робіт (рис. 1.5).



Рисунок 1.5 – Структурно-логічна схема загальної методики дослідження

## 2. МЕТОДИ ТА МЕТОДИКИ ПРОВЕДЕННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ ВИПУСКУ РУДИ

### 2.1. Вибір та обґрунтування ефективного методу комп'ютерного моделювання процесу випуску руди

Найбільш ефективним та оперативним способом вивчення складних систем, таких як сипкі тіла, є комп'ютерне моделювання [79], [81], [98], [102]. Трудомісткість проведення дослідів за допомогою комп'ютерів значно менша ніж за допомогою фізичних моделей, а тим паче ніж в натурних умовах. На сучасному етапі розвитку інформаційних технологій з'являється можливість моментальної обробки великої кількості числових даних з одночасною візуалізацією досліджуваного процесу.

Існують два принципово різних підходи до дослідження сипких тіл [79], [81], [84], [86]: моделювання суцільного (континуального) середовища та модель дискретного середовища.

У основі першого підходу [79], [81], [84], [86] покладено уявлення про сипке середовище як про суцільне нерозривне тіло. Цей підхід є фундаментальним і на його основі базуються всі основні положення статистики сипкого середовища та механіки ґрунтів.

Вивчення процесу руху деформованих середовищ полягає в переході від реальних деформованих середовищ до їх ідеалізованих аналогічним моделям [79], [81], [84], [86]. Таким чином, під матеріальним тілом, незалежно від його агрегатного стану, розуміється система матеріальних частинок, що укладена в деякому об'ємі простору, який має певний обмежений площинами обсяг.

У таких моделях не розглядається рух окремої частинки, а приймається умова, що всі частинки сипкого тіла заповнюють дану частину простору безперервно та зі збереженням суцільності ідеалізованого тіла в процесі його деформації.

Для збереження такої концепції, що стосується сипких тіл у процесі випуску руди під обваленими породами, необхідно виконувати такі умови [79], [81]:

– елементарні геометричні параметри (обсяг) кусків руди та породи повинні бути набагато меншими за геометричні параметри (об'єм) досліджуваного простору (блока)

$$\sqrt[3]{\Delta V} \leq H_{\text{бл}} \cdot B_{\text{бл}} \cdot L_{\text{бл}}, \text{ м}, \quad (2.1)$$

де  $\Delta V$  – елементарний, нескінченно малий об'єм куска руди та породи, м<sup>3</sup>;  $H_{\text{бл}}$  – висота блока, м;  $B_{\text{бл}}$  – ширина блока, м;  $L_{\text{бл}}$  – довжина блока, м;

– виключення впливу особливостей відокремленого куска руди в сипкому тілі повинно забезпечуватися умовою

$$\sqrt[3]{\Delta V} > d_{\text{max}}, \text{ м}, \quad (2.2)$$

де  $d_{\text{max}}$  – діаметр максимального за крупністю куска руди в сипкому тілі, м.

Виконання представлених вище умов повністю виконується на практиці та в процесі виконання лабораторних досліджень з випуску руди. Отже цілком обґрунтовано застосування моделі суцільного середовища для опису процесу вилучення рудної маси [79], [81].

Однак існуючі моделі суцільних середовищ виключають можливість врахування в процесі комп'ютерного моделювання геометрії частинок та їх фізико-механічних властивостей після деформаційних змін, під час зіткнення частинок, або зовнішніх впливів (наприклад стиснення) [79], [81]. Таким чином, дана модель може бути не зовсім коректною для дослідження процесу випуску рудної маси.

Модель же дискретного середовища [79], [81], [84], [86] призначена для більш детального вивчення багатофазних процесів, що відбуваються в сипкому середовищі. Водночас необхідно вдаватися до більш складних моделей, що вимагають великої кількості обчислювальних процедур.

Рудна маса та інші сипкі тіла є дискретним середовищем [79], [81], [84], [86], так як складаються з сукупності окремих кусків, які найчастіше відрізняються геометричними параметрами та можуть мати різні фізико-механічні властивості, що пов'язано з їх взаємодією один з одним.

Дискретне середовище – це механічна система, що являє собою сукупність окремих частинок, кожна з яких, окремо взята, володіє всіма властивостями твердого тіла. Тобто сипкий матеріал, в загальному випадку, представляє собою суміш окремих твердих тіл різної форми та гранулометричного складу, що у процесі руху не сприймають розтягувальні зусилля і відносно об'єму, який заповнюється, може розглядатися як суцільне середовище [79]. Такого роду середовищу наявні поняття напружень, так як в будь-якій точці можуть виникати напруження стиснення ( $\sigma$ ) і дотичні напруження ( $\tau$ ). Окремі фактори вказують на те, що вказані тіла володіють однаковими властивостями в різних напрямках. Однак, таке визначення характеризує сипке тіло, з фізичної сторони, дає характеристику статичних властивостей, не розкриваючи його механічних властивостей [79].

У процесі переходу сипкого тіла із стану спокою в стан руху, під дією крайових умов, воно набуває нових властивостей [79], [81]. Набуття нових механічних зв'язків сипкого матеріалу проявляється у зміні механізму передачі зусиль і зміні зв'язку між ними. Фізичні властивості сипкого тіла можна характеризувати об'ємною вагою та коефіцієнтом внутрішнього і зовнішнього тертя. Але названі параметри є непостійними та залежать від цілого ряду факторів, тому вони можуть охарактеризувати сипке тіло лише в конкретних визначених умовах.

Отже, для моделювання процесу випуску руди за допомогою комп'ютера найбільш раціональним є підхід, в основу якого покладена модель дискретного середовища.

Ділянки частинок матеріалу, із яких складається сипке тіло, можуть мати різну густину ( $\rho$ ) у різних точках його об'єму, що без сумніву впливає на зміну його механічних властивостей [79], [81], [102], [103]. Щільність заповнення необхідного об'єму сипким тілом є його основним параметром, на основі якого визначається його об'ємна вага ( $\gamma$ ), а відповідно і величини коефіцієнтів внутрішнього та зовнішнього тертя та величина опору зсуву. Вказані фактори передають зусилля у сипкому тілі як статично, так і динамічно.

Щільність сипкого середовища можливо характеризувати коефіцієнтом щільності укладки [79], [81]. Цей параметр змінюється в широкому діапазоні. Однак, для кожного матеріалу існує своя мінімальна та максимальна щільність укладання частинок. Для усіх, без винятку, сипких матеріалів існує межа щільності, перевищення якої може бути лише завдяки руйнуванню його окремих частинок. Щільність сипкого тіла змінюється під дією статичних стискаючих навантажень, але найбільший вплив на неї здійснюють динамічні сили. Значний вплив на величину щільності сипкого середовища створює її гранулометричний склад його окремих частинок і вологість. В міру того, що сили зчеплення пропорційні сумарній площі контактів між частинками матеріалу, то вони більше проявляються у дрібнофракційних матеріалах. Тому, чим менше розмір складових частинок матеріалу, тим більше сили поверхневого зчеплення між ними [79], [81].

Якщо кусковий матеріал заблокований дрібними фракціями, що заповнює простір між кусками, то здатність до витоку такої матерії визначається закономірностями руху дрібних фракцій, оскільки в процесі витікання переміщуються невеликі фракції [79], [81]. Крупні частинки рухаються як одне ціле.

Перехід сипкого матеріалу із стану спокою в рухомий стан (момент порушення рівноваги) відбувається у вигляді зсуву деякої однієї його частинки відносно суміжної, що залишається нерухомою [79], [81]. Порушення стану рівноваги сипкого середовища обумовлює розвиток на поверхнях ковзання дотичних напружень, що перевищують внутрішні сили опору зсуву. Сили опору зсуву, основним чином, визначаються тиском, що утворюється середовищем і наявністю сил взаємозв'язку між частинками.

Характер силових полів визначається конфігурацією і геометричними розмірами об'єму порожнини в якій зосереджується дискретне середовище, а також його об'ємною вагою та гранулометричним складом і силами вертикальних та бокових навантажень, що діють на нього [79], [81]. Від внутрішнього тиску залежать сили тертя і зчеплення. Чим вище тиск в розглянутому елементарному обсязі, тим більше сили тертя і зчеплення між частками.

Сили взаємозв'язку між частинками обумовлюються хімічним складом матеріалу, що формує сипке середовище [104]–[106]. Механізм взаємодії цих сил дуже складний. Однак, для прикладних цілей достатньо користуватися лише кінцевими результатами механічних досліджень, що описують залежність між величиною граничного опору зсуву та нормальним тиском, які діють у межах замкнутого об'єму дискретного матеріалу.

Отже вивчення особливостей розподілу внутрішніх сил у сипкому матеріалі – складна задача, що ґрунтується на специфічних властивостях дискретного матеріалу, таких як неоднорідність і здатність до зміни ступеня пов'язаності у часі [106]. Через що доцільно відкинути необхідність аналізувати складний комплекс фізико-механічних явищ, що має місце в сипкому середовищі, базуючись на спрощених допущеннях [79], [81]. Таким чином

необхідно звернути увагу лише на розгляд закономірностей зміни внутрішніх сил опору зсуву, що необхідна для обґрунтування розрахункової схеми.

Комп'ютерне моделювання дискретних середовищ можливо за допомогою методу дискретних елементів, що полягає у вирішенні динамічної задачі для кожної окремої частки сипкого тіла з встановленням траєкторії їх руху [79]. Найкращим емулятором для чисельного моделювання є REBOP [79] (швидкий емулятор на базі PFC), що імітує потік всередині блоку чи очисної панелі, відстежуючи зростання ізольованих зон руху (ІЗР) у відповідних внутрішніх рухах, які пов'язані з кожною точкою виявлення. Базуючись на зростанні ІЗР, що ґрунтуються на механізованих законах у відповідному шарі, а не на основі емпірично сформованих форм у масштабі ІЗР, REBOP дає можливість бути прогноною в ситуаціях, які раніше не вивчалися в ході проведення фізичних чи чисельних експериментів. Так як цей метод оснований на додатку законів Ньютона і контактної механіки, він не має недоліків континуальних (безперервних) моделей, що виявляються у процесі порушення суцільності речовини, або в результаті дискретності його внутрішньої структури [79]. Висока ефективність цього методу обумовлена його універсальністю, відносно невисокою вартістю обчислювальних експериментів порівняно з натуральними та практично необмеженими можливостями діагностики явищ, що моделюються.

Підхід REBOP також привабливий тим, що дозволяє розглядати фундаментальні моделі поведінки дискретного матеріалу у процесі моделювання DEM під час виконання технологічних процесів з розбурювання рудного масиву, випуску, доставки та транспортуванні рудної маси на шахтах. Найбільш відомий програмний комплекс з відкритим вихідним кодом REBOP є «PFC3D» [79]. Методологія розробки цього виду програмного забезпечення особливо ефективна в задачах наукового чисельного моделювання, в процесі вирішення задач інженерного аналізу, включаючи задачі з геометрично складними кінематичними граничними умовами.

## **2.2. Методика проведення чисельного моделювання за допомогою програмних комплексів «PFC3D»**

На цьому етапі роботи вирішувалися завдання аналізу поведінки та визначення траєкторії руху системи з великою кількістю частинок одного матеріалу різної форми та розмірів [79], [104].

Так як розглядається тривимірний простір, то для методу дискретних елементів необхідно визначити властивості реального матеріалу, щоб здійснити підбір еквівалентної комп'ютерної системи.

Визначення гранулометричного складу обвалених запасів багатих руд для моделювання здійснене на основі проведених досліджень, що викладені у роботі [18], як середнє арифметичне в умовах шахт Кривбасу (табл. 2.1).



Таблиця 2.1 – Розподіл гранулометричного складу відбитої руди за фракціями на рудниках Криворізького басейну [18]

Назва шахти	Масовий вихід фракцій (%), розміри, мм				
	0–10	10–25	25–50	50–100	більше 100
ШУ «АрселорМіттал Кривий Ріг	51,8	18,1	9,9	6,8	13,4
«Криворізька»	54,1	9,8	10,5	7,9	17,7
«Покровська»	53,2	11,9	11,2	8,6	15,1
Ім. Фрунзе	57,0	10,8	10,7	7,7	13,8
«Ювілейна»	51,3	11,0	12,1	7,8	17,8
«Козацька»	55,1	10,3	12,2	8,9	13,5
«Тернівська»	54,4	14,1	11,1	7,7	12,7
<b>Середнє значення</b>	<b>53,8</b>	<b>12,3</b>	<b>11,1</b>	<b>7,9</b>	<b>14,9</b>

Після чого усі частинки поділено на 15 груп (рис. 2.1), що характеризуються різною формою, з встановленням максимальних  $d_{max}$  і мінімальних  $d_{min}$  розмірів окремих частинок.

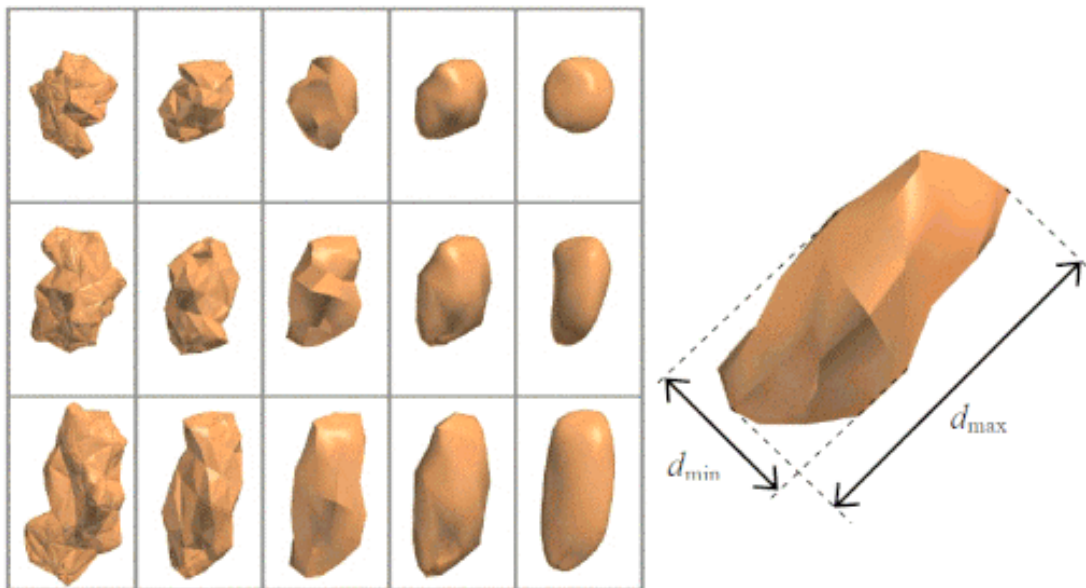


Рисунок 2.1 – Морфологія окремих частинок рудної маси

Оскільки методи дисперсного аналізу здебільшого не дозволяють досить повно охарактеризувати кожну частинку дисперсної системи в трьох вимірах, тому необхідно користуватися певною апроксимацією, інакше кажучи, заміною частинок реального матеріалу еквівалентними частинками правильної геометричної форми (рис. 2.2) [102].

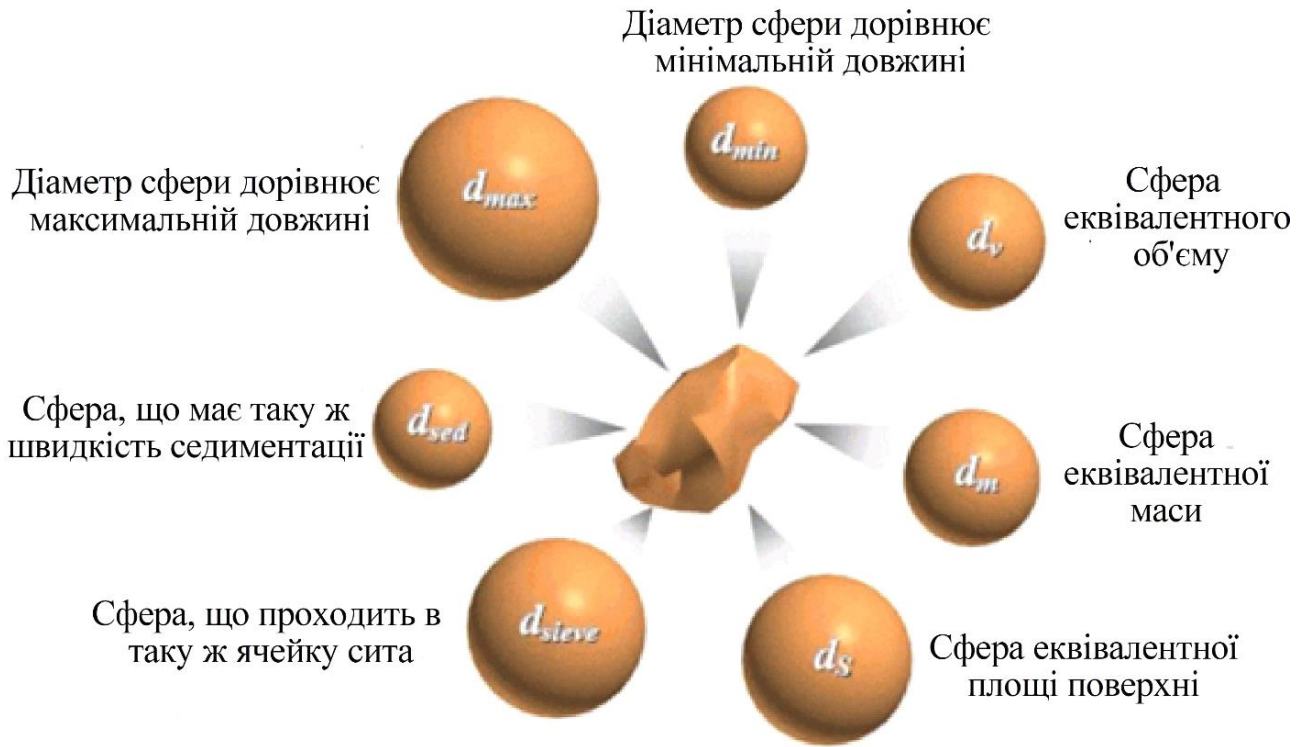


Рисунок 2.2 – Діаметри еквівалентних сфер

Після чого встановлювався характер взаємодії між частинками дискретного матеріалу, що мають п'ять видів взаємодії між частинками (рис. 2.3).

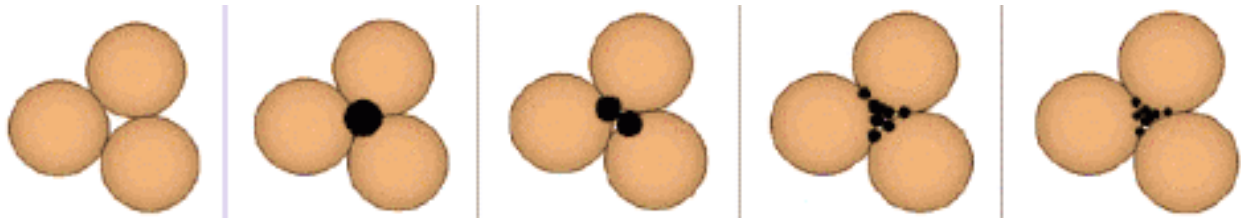


Рисунок 2.3 – Характер взаємодії між частинками дискретного середовища

Таким чином, у комп'ютерній моделі гранульований матеріал являє собою сукупність з  $N$  відокремлених пружних частинок сферичної форми радіусу  $R_i$  і  $R_j$  (рис. 2.4). Відповідно до законів класичної ньютонівської механіки, рух кожної  $i$ -ї і  $j$ -ї частинки повністю визначається координатами їх центрів ваги  $x_i$  і  $x_j$  та кутом повороту  $\theta_i$  навколо центра ваги, як жорсткого цілого ( $i = 1, \dots, N$ ). Тому необхідно задати відповідні до реальних умов фізико-механічні властивості рудної маси.

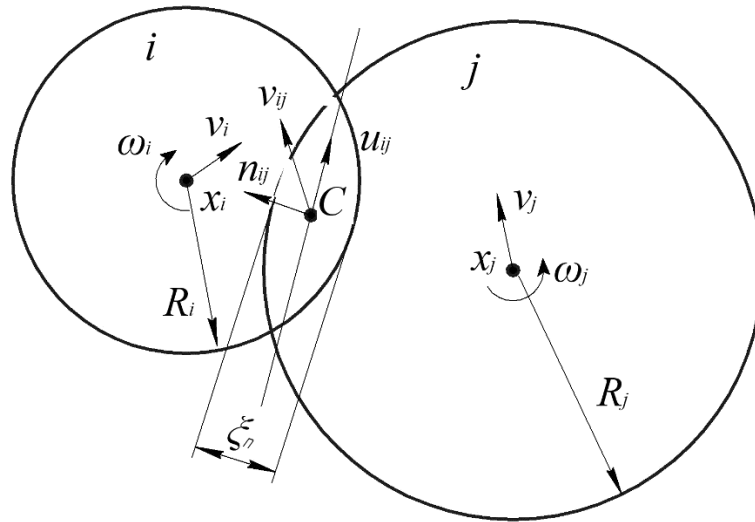


Рисунок 2.4 – Взаємодія двох суміжних частинок у дискретному середовищі:

$\xi_n$  – відносне нормальне суміщення частинок;  $P$  – сила зчеплення між частинками;  $C$  – центр зони зчеплення між частинками;  $n_{ij}$ ,  $v_{ij}$ ,  $u_{ij}$  – вектори сил зчеплення між частинками;  $v_i$ ,  $v_j$  – швидкості руху відповідно  $i$ -ї і  $j$ -ї частинки;  $\omega_i$ ,  $\omega_j$  – кутові швидкості руху відповідно  $i$ -ї і  $j$ -ї частинки

Численними дослідженнями [105]–[107] було встановлено, що залежність між дотичними та нормальними складовими напруження, що діє у площині сипкого матеріалу в момент зсуву, має вигляд пологої прямої або кривої лінії (рис. 2.5).

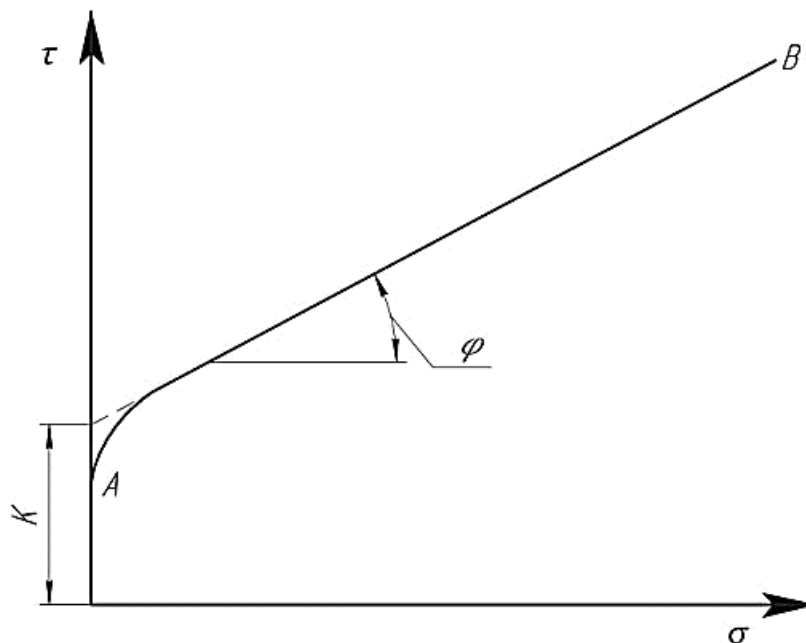


Рисунок 2.5 – Залежність між дотичною ( $\tau$ ) і нормальною ( $\sigma$ ) складовою напружень, що діють в елементарному об’ємі сипкого матеріалу

Для розрахункової схеми, відповідно до теорії Соколовського В.В. [91], рівняння прямої виражається в такому вигляді

$$|\tau_n| = K \cdot \sigma_n \cdot \operatorname{tg} \varphi, \text{ Па}, \quad (2.3)$$

де  $K$  – відрізок прямої на осі ординат прямої або кривої АВ, який характеризує силу зчеплення, Па;  $\sigma_n$  – нормальна складова напружень, Па;  $\varphi$  – кут нахилу лінії АВ до осі абсцис, який характеризує кут внутрішнього тертя між частинками, град.

Дрібнокускову руду можна розглядати як дискретне середовище, яке не має сил зчеплення але володіє внутрішнім тертям [105]–[107]. Тому для визначення її основної механічної властивості можна користуватися статичними розрахунковими методами сипких середовищ.

Відповідно до теорії Кулона [106], граничний стан сипкого матеріалу визначається умовою

$$\tau = f \sigma, \text{ Па}, \quad (2.4)$$

де  $\tau$  і  $\sigma$  – відповідно дотична і нормальна складова напружень, Па;  $f$  – коефіцієнт тертя між частинками сипкого матеріалу

$$f = \operatorname{tg} \varphi, \quad (2.5)$$

де  $\varphi$  – кут внутрішнього тертя, град.

Так як на різних рудниках Кривбасу руда характеризується різноманітним межі міцності на одновісне стискання ( $\sigma$ ), що в середньому змінюється в межах від 40 МПа до 100 МПа. Для цих міцнісних характеристик руд, за методом Полетаєва С.В., були встановлені кути природнього укусу (табл. 2.2), що здійснюють вплив на параметри фігури випуску.

Таблиця 2.2 – Значення кутів внутрішнього тертя сипкого рудного матеріалу для різної межі міцності на одновісне стискання

Межа міцності руди на одновісне стиснення, МПа	40	50	60	70	80	90	100
Кут внутрішнього тертя сипкого рудного матеріалу, град.	40,5	45,0	48,5	49,5	50,0	52,0	53,0

Вертикальні та горизонтальні напруження в елементарному об’ємі рудного масиву на відповідній глибині підпорядковуються такому закону [108]

$$\begin{cases} \sigma_{xx} = \gamma H \\ \sigma_{zz} = \beta \cdot \sigma_{zz}^o \end{cases}, \text{ Па}, \quad (2.6)$$

де  $\gamma$  – об’ємна вага гірських порід, т/м<sup>3</sup>;  $H$  – глибина розташування виробки, м;  $\beta = \frac{\sigma_{xx}}{\sigma_{zz}}$  – коефіцієнт бокового розпору.

Вертикальна складова напружень в елементарному об’ємі рудного масиву, на відповідній глибині для умов Кривбасу, визначається за номограмою (рис. 2.6) [40].

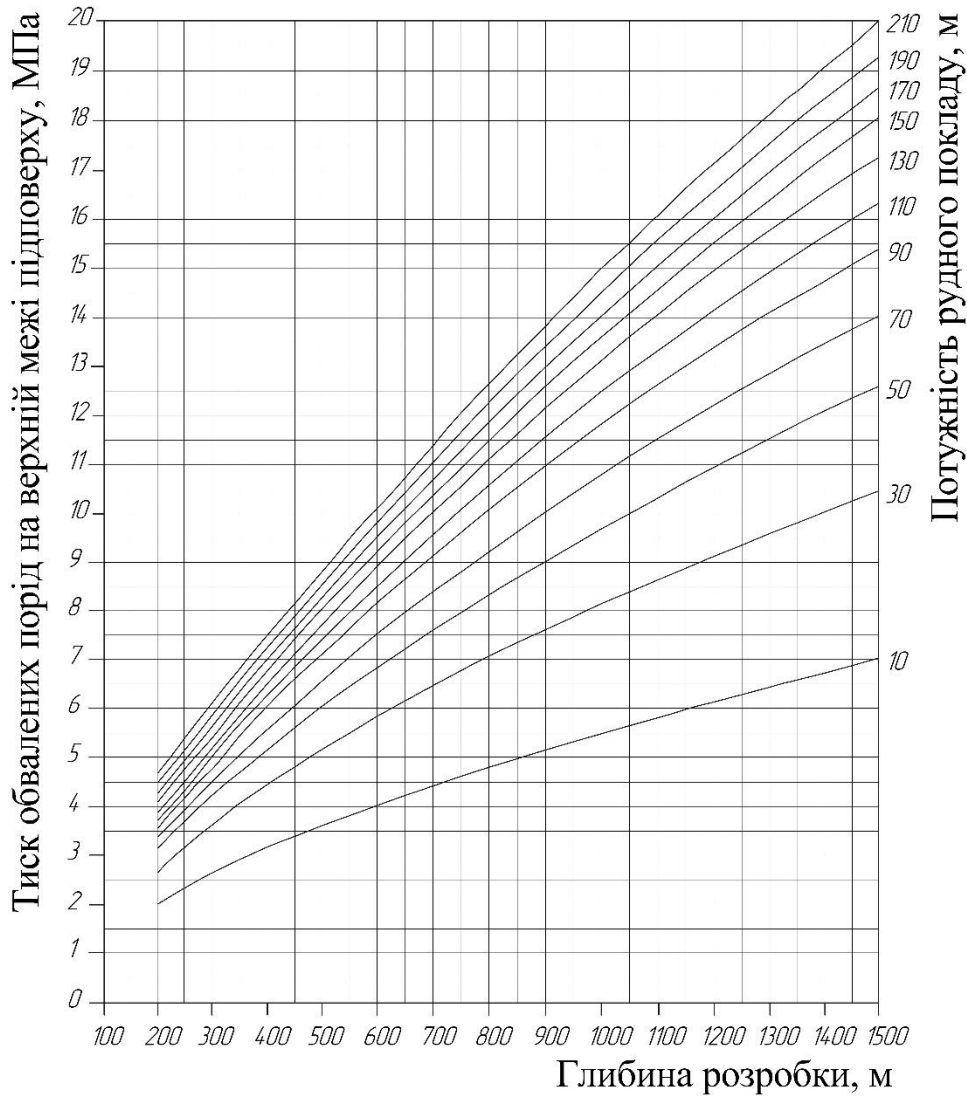


Рисунок 2.6 – Номограма закономірності зміни середнього вертикального тиску обвалених порід об’ємною вагою 2,5 т/м<sup>3</sup> від потужності покладу III класу розробки та глибини ведення очисних робіт

Тоді, для умов, коли рудний поклад потужністю від 10 м до 90 м відпрацьовується в діапазоні глибини від 1200 м до 1500 м, величину тиску обвалених порід на верхній межі підповерху, на основі переведення графічного матеріалу в числовий масив, можна описати виразом

$$P_{B(III)} = 1,0093^m \cdot 1,00046^H \cdot 3,6635, \text{ МПа, при } R^2 = 0,92, \quad (2.7)$$

де  $m$  – потужність рудного покладу, м;  $H$  – глибина ведення очисних робіт, м;  $R$  – детермінований коефіцієнт

Для покладів I і II класу середнє значення вертикального тиску обвалених порід визначається за виразами:

$$P_{B(I)} = 0,4P_{B(III)}, \text{ МПа;} \quad (2.8)$$

$$P_{B(II)} = 0,8P_{B(III)}, \text{ МПа,} \quad (2.9)$$

де  $P_{B(III)}$  – тиск обвалених порід на горизонті ведення очисних робіт у процесі розробки покладу III класу, МПа.

Горизонтальна складова напружень в елементарному об’ємі рудної маси визначається еквівалентною шириною очисної панелі, що залежить від виду контакту з обваленими вмісними породами (рис. 2.7) [109].

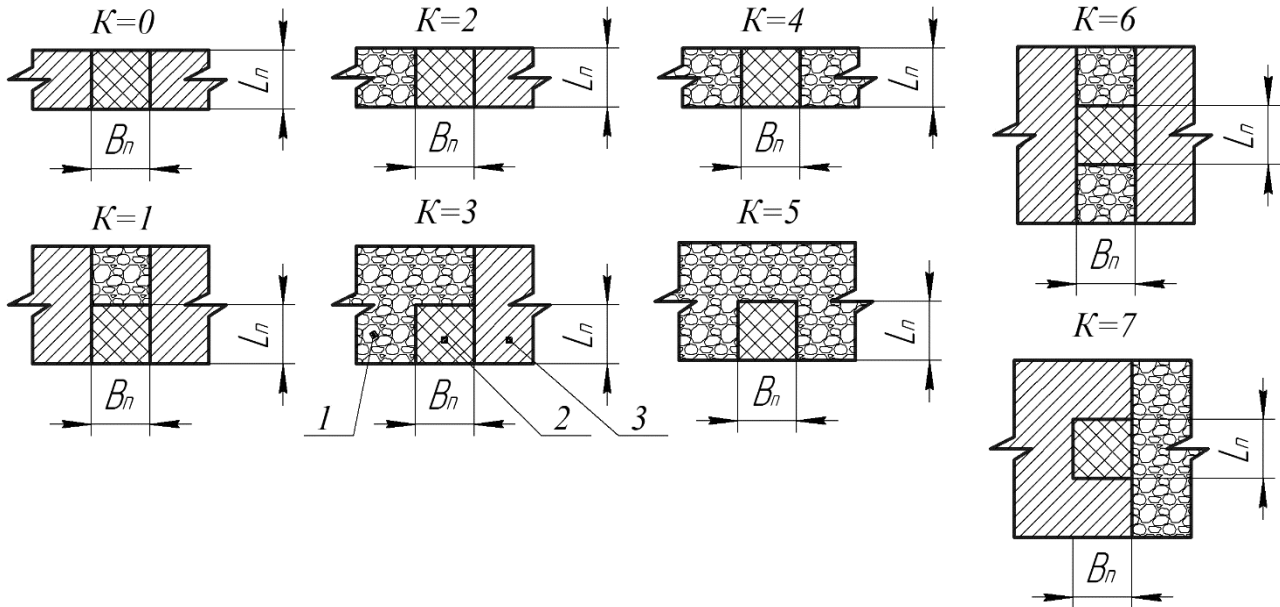


Рисунок 2.7 – Види контактів панелей з обваленими вмісними породами:  $B_n$  – розмір панелі за простяганням рудного покладу, м;  $L_n$  – розмір панелі вхрест простягання рудного покладу, м;  $K$  – вид контакту панелі з обваленими вмісними породами (подано в табл. 2.5); 1 – обвалені вмісні породи; 2 – обвалена руда в межах очисної панелі; 3 – рудний масив

Еквівалентна ширина очисної панелі від умов її контакту визначається за виразами, що подано в табл. 2.3 [31].

Таблиця 2.5 – Визначення еквівалентної ширини очисної панелі залежно від умов її контакту з обваленими вмісними породами

№ з/п	Умови контакту панелі з обваленими вмісними породами	Значення виду контакту панелі $K$	Розрахункова формула $A_e$ , м
1	2	5	4
1	Панель у масиві (бокові контакти з обваленими вмісними породами відсутні)	0	$A_e = \frac{B_n \cdot L_n}{B_n + L_n}$

1	2	3	4
2	Панель однією стороною за простяганням межує з обваленими вмісними породами	1	$A_e = \frac{2B_n \cdot L_n}{B_n + 2L_n}$
3	Панель однією стороною вхрест простягання межує з обваленими вмісними породами	2	$A_e = \frac{2B_n \cdot L_n}{2B_n + L_n}$
4	Панель однією стороною за простяганням і однією стороною вхрест простягання межує з обваленими вмісними породами	3	$A_e = \frac{2B_n \cdot L_n}{B_n + L_n}$
5	Панель двома сторонами вхрест простягання межує з обваленими вмісними породами	4	$A_e = L_n$
6	Панель двома сторонами вхрест простягання та однією стороною за простягання межує з обваленими вмісними породами	5	$A_e = 2L_n$
7	Панель двома сторонами за простяганням межує з обваленими вмісними породами	6	$A_e = B_n$
8	Панель однією стороною вхрест простягання межує з обваленими вмісними породами, а трьома іншими сторонами – з рудним масивом	7	$A_e = \frac{2B_n \cdot L_n}{2B_n + L_n}$

Після проведеного підбору еквівалентної комп'ютерної системи здійснюється завантаження моделі.

Блок-схему алгоритму проведення моделювання за допомогою програмного комплексу «PFC3D» подано на рис. 2.8



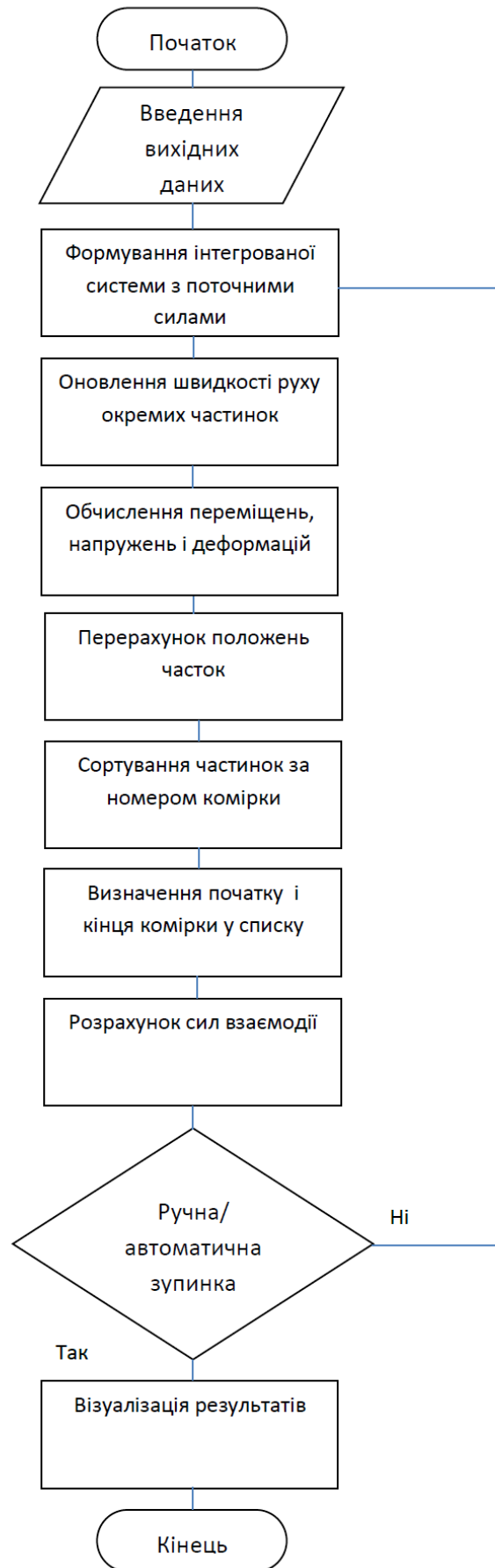


Рисунок 2.8 – Блок-схема алгоритму проведення моделювання за допомогою програмного комплексу «PFC3D»

Фрагменти дискретного середовища у моделях для різних умов щільності між частинками за об'ємом моделі й об'ємної ваги обвалених вмісних порід подано на рис. 2.9–2.11.

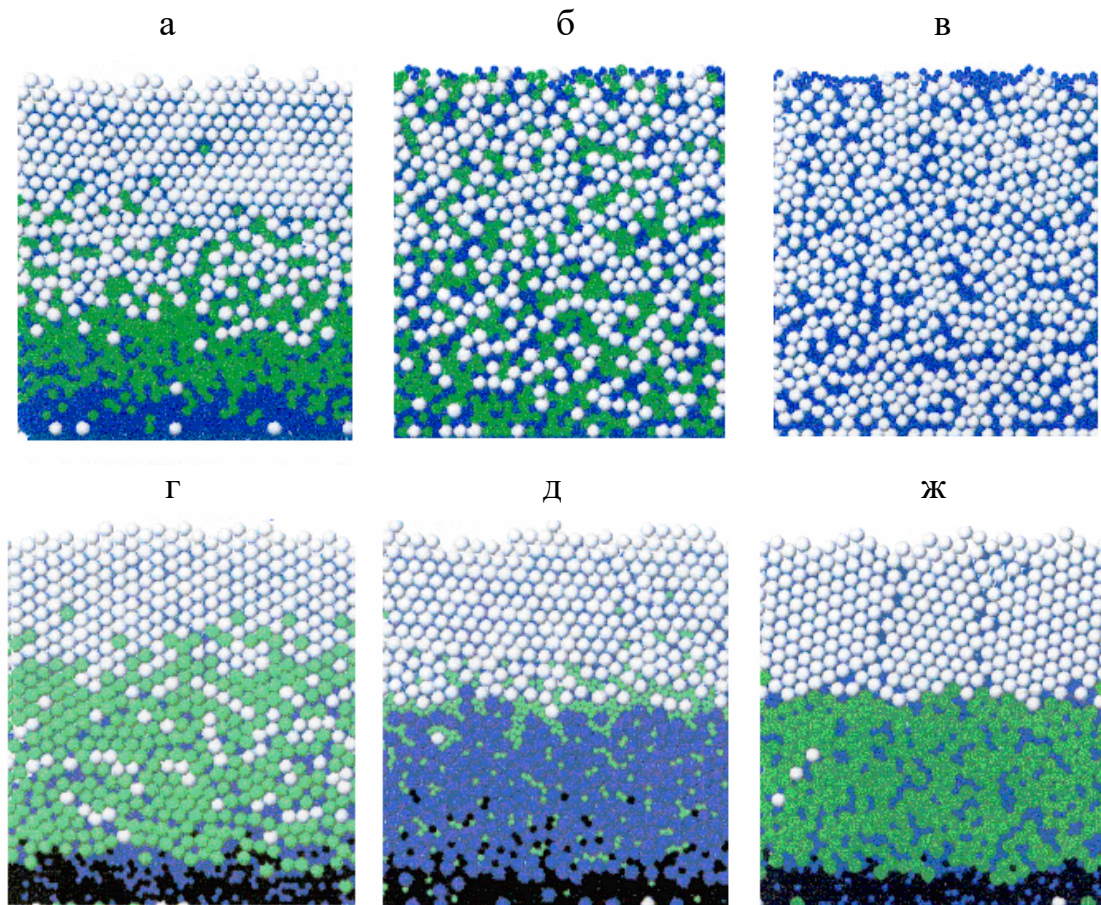


Рисунок 2.9 – Фрагменти дискретного середовища у моделях: а-ж – різна щільність дискретного матеріалу по об'єму моделі

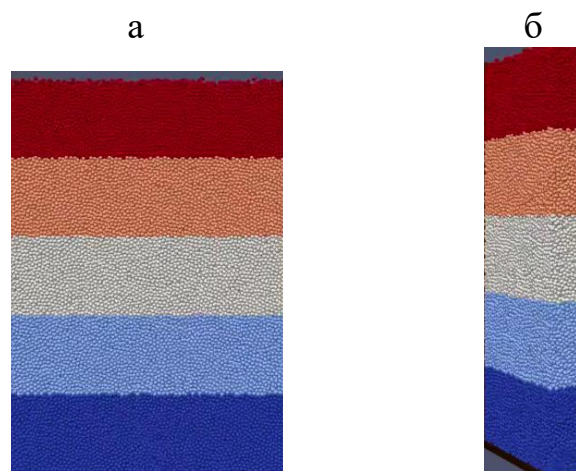


Рисунок 2.10 – Фрагмент дискретного середовища в моделі з виділенням шарів однакової висоти різними кольорами: а – фронтальний вид; б – вид збоку

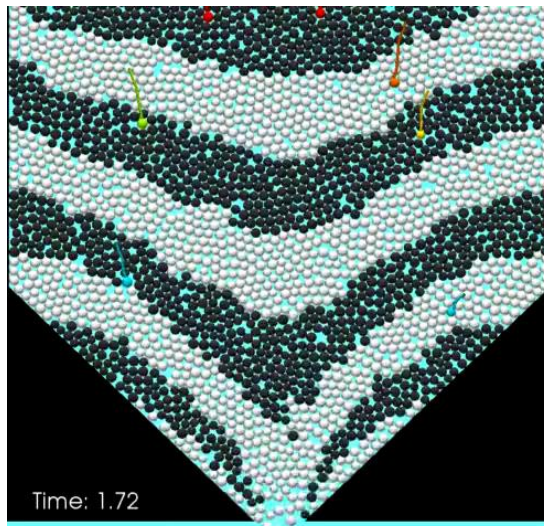


Рисунок 2.11 – Фрагмент дискретного середовища в моделі після початку імітації випуску рудної маси

### 2.3. Обґрунтування критеріїв моделювання у процесі випуску руди із застосуванням еквівалентних матеріалів на фізичних моделях

Одним з методів дослідження складно-структурних об'єктів є моделювання в лабораторних умовах різних фізичних процесів [110]–[114]. Фізичне моделювання процесу випуску рудної маси в системах з масовим обваленням, крім аналітичних розрахунків, є одним з найпоширеніших методів визначення нормативних показників вилучення [79]–[81], [113], [114]. Воно дає змогу отримати як принципово нові результати, так і попередні матеріали, що необхідні для постановки більш широких дослідів в натурі [113]–[115].

Моделювання будь-яких фізичних явищ ґрунтується на теорії подібності [110], [113]. Подібними називають явища, що відбуваються у геометрично подібних системах, якщо в них у всіх збіжних точках відношення однакових величин постійні. Ці відношення носять назву константи подібності. Розрізняють три основні критерії подібності: геометрична (для усіх лінійних розмірів), кінематична (для плину часу) та динамічна (для маси). Геометрична подібність забезпечується в тому випадку, якщо всі лінійні розміри моделі будуть зменшені у визначену постійну кількість разів, порівняно з тією ділянкою природи, в якій вивчають дане явище. Кінематична подібність буде забезпечена, якщо подібні частинки, рухаючись за геометрично подібними траєкторіями, проходять геометрично подібні шляхи в проміжки часу, що відрізняються постійним множником. Динамічна подібність має місце в тому випадку, якщо маси двох подібних частинок (відповідним чином розташовуваних у просторі та часі) відрізняються одна від одної в ту ж саму кількість разів.

Для отримання коректних результатів у процесі фізичного моделювання випуску рудної маси, відповідно до методики професора Іменітова В.Р. [116], необхідно та достатньо забезпечити функціональну подібність моделі та природи, а саме: подібність геометричних властивостей систем моделі і природи; аналогічність процесів у ході моделювання та в натурі, що необхідно описувати

ідентичними диференціальними рівняннями; подібність початкового стану систем; подібність умов на межах систем протягом усього розглянутого періоду проходження процесу; рівність визначальних критеріїв, що входять в диференціальні рівняння в моделі та в натурі.

Основними характеристиками функціональності, що вказують на подібність систем моделі та природи [69], [81], [114], [117], є параметри фігури випуску, площа та кількість зависань, висота випускного шару, прогин і діаметр воронки проникнення, тобто подібність процесів за основними технологічними функціями, включаючи вимоги до еквівалентного матеріалу.

#### 2.4. Методика підбору еквівалентного матеріалу, масштабу моделювання та виготовлення фізичної моделі

Підбір еквівалентного матеріалу за методикою професора Кузнєцова Г.Н. [111], [117] повинен забезпечувати умови механічної подібності моделі та природи і задовольняти співвідношенню (2.8), яке у загальному вигляді має вид

$$N_M = \frac{L_M}{L_H} \cdot \frac{\gamma_M}{\gamma_H} \cdot N_H, \quad (2.10)$$

де  $N_H$  і  $N_M$  – відповідно чисельні значення механічних властивостей модельованих порід і еквівалентного матеріалу;  $L_H$  і  $L_M$  – відповідно лінійні розміри природи і моделі;  $\gamma_H$  і  $\gamma_M$  – відповідно об’ємна вага матеріалу і модельованих порід.

Для полегшення завдання подібності з еквівалентного матеріалу моделі можна виключити частки фракційного складу менше 1 мм, таким чином умови подібності будуть обмежуватись відповідністю кута внутрішнього тертя сипкого тіла в натурі та в моделі [67], [114], [118]. Це дозволить уникнути порушення геометричної подібності процесу випуску руди в просторі очисного блоку, так як в натурі рудна маса фракційного складу менше 100 мм практично не впливає на характер руху руди у процесі випуску. В цьому випадку на руду діють тільки сили тертя і її можна прийняти за непов’язане між собою середовище з коефіцієнтом зчеплення  $k = 0$ .

Подібність деформації також можна виключити з фізичного моделювання через незначний вплив короткочасного статичного навантаження на стискання відбитої руди [81].

Отже, підбір еквівалентного матеріалу може здійснюватися, виходячи з такого співвідношення [116], [117]

$$\frac{H}{h} = \frac{D}{d} = \frac{Z}{z} = \sqrt[3]{\left(\frac{V}{v}\right)} = C_L, \quad (2.11)$$

де  $H$ ,  $h$  – товщина шару засипаного матеріалу в натурі та в моделі;  $D$ ,  $d$  – діаметр прогину в умовах природи та моделі;  $Z$ ,  $z$  – глибина прогину в умовах природи та моделі;  $V$ ,  $v$  – об’єм випуску в натурі та в моделі;  $C_L$  – лінійний масштаб.

У якості сипкого матеріалу, для дослідження процесу випуску руди, відповідно до критеріїв подібності [116], [117] і рекомендацій [78]–[81] використовується подрібнені магнетитова руда та граніт, гранулометричний склад яких для різних моделей подано в табл. 2.3.



Таблиця 2.3 – Гранулометричний склад еквівалентного матеріалу для фізичного моделювання

Сипкий матеріал	Вміст фракцій, %, у гранулометричному складі, мм				
	+0,5 –1	+1 –2	+2 –3	+3 –5	+5 –7
Магнетитова руда	5,3	27,8	26,2	40,7	0
Подрібнений граніт	0	0	0	0	100

Дослідження процесу випуску руди проводилися для гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов розробки очисних панелей плаstopодібних потужних та вельми потужних рудних покладів, в лабораторії випуску руди ДВНЗ «КНУ». В якості методу досліджень прийнятий метод об’ємного фізичного моделювання на еквівалентних сипких матеріалах [67], [81], [119], [120].

Спираючись на досвід проведення лабораторних досліджень на фізичних моделях, з використанням еквівалентних матеріалів, масштаб моделювання прийнято 1:100 [67], [81].

Відповідно до обраного масштабу моделювання були розроблені дві фізичні об’ємні моделі. Одна з яких виконана для проведення лабораторних досліджень з випуску руди у процесі відпрацювання рудних покладів, середня потужність яких становить 25 м (рис. 2.12).

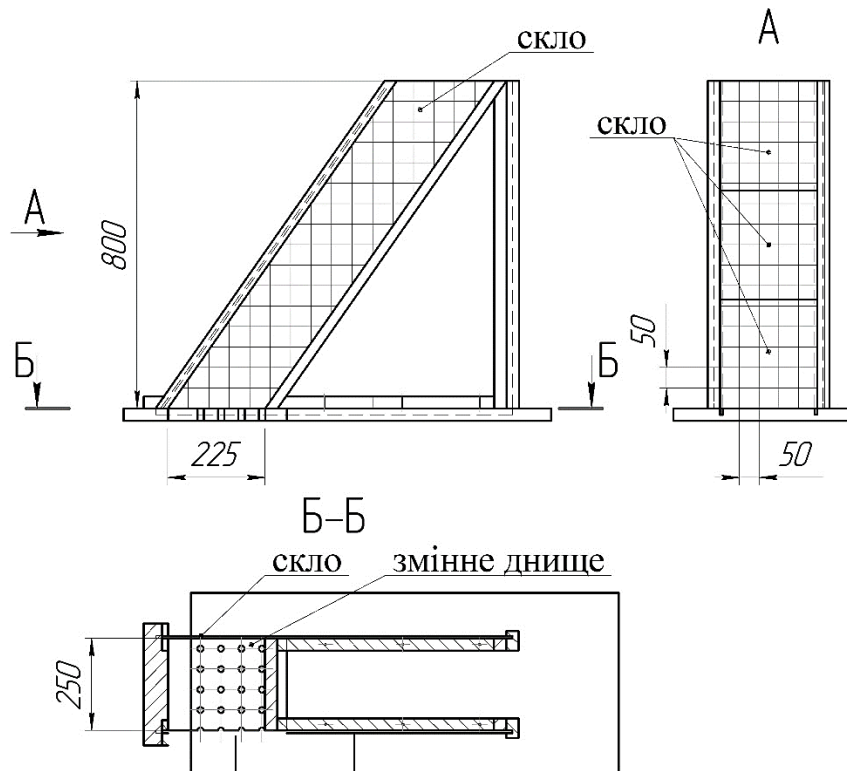


Рисунок 2.12 – Об’ємна фізична модель, що імітує розробку середньої потужності та потужних рудних покладів

У цьому разі фізична модель відображає очисну панель та являє собою об'ємну фігуру з розмірами: довжина за простяганням – 25 см; висота – 80 см; ширина – 22,5 см; кут нахилу бічної стінки – 55°. Днища моделі виконані у вигляді знімних касет, в яких за заданими сітками виконані випускні отвори різного діаметра та з різними відстанями один від одного (рис. 2.13). Одна з бічних скляних стінок моделі є віссю симетрії крайніх в очисній панелі випускних отворів, розташованих вхрест простягання покладу. Інша бічна скляна стінка моделює граничне рудне відслонення очисної панелі. Для візуального контролю за процесом випуску на скляній стінці моделі нанесені сітки прямих горизонтальних і вертикальних ліній розміром 5 см × 5 см.

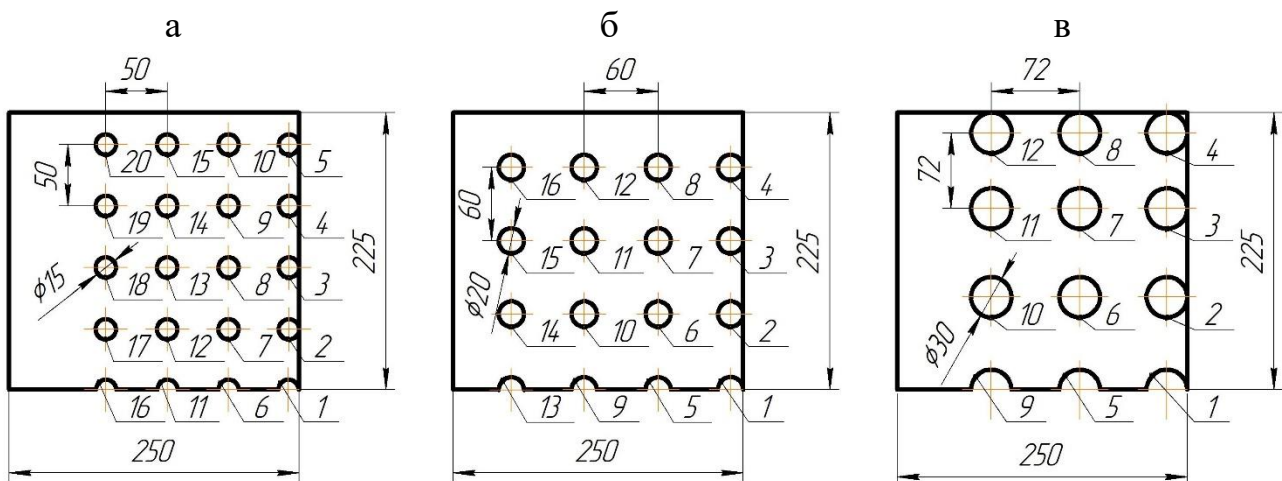


Рисунок 2.13 – Змінні днища моделі з різними діаметрами випускних отворів і відстанню між ними: а – діаметр випускних отворів 15 мм і відстань між ними 50 мм; б – діаметр випускних отворів 20 мм і відстань між ними 60 мм; в – діаметр випускних отворів 30 мм і відстань між ними 72 мм; 1–20 – номер випускного отвору

Інша модель виконана для проведення лабораторних досліджень з випуску руди у процесі відпрацювання рудних покладів декількома панелями вхрест простягання (рис. 2.14).

Бокова стінка моделі кріпиться до основи на шарнірах, для виставлення різного кута ( $\alpha$ ) її нахилу, що імітує суцільний породний масив лежачого боку рудного покладу. В днищі моделі виконані отвори, що імітують випускні воронки. Перший ряд випускних отворів біля передньої стінки виконано у формі півкругів. Передня стінка виконана зі скла, на якій, задля візуального контролю за процесом випуску, нанесена сітка ліній розміром 5 см × 5 см.

Кількість незалежних експериментів визначалася за методикою, що наведена в роботі [81], у програмному продукті Microsoft Excel. На основі чого встановлено, що кількість незалежних лабораторних експериментів одного виду дослідження, з допустимим відхиленням не більше 10%, повинна становити 4. А кінцевий результат визначається як середнє арифметичне чотирьох проведених лабораторних експериментів.

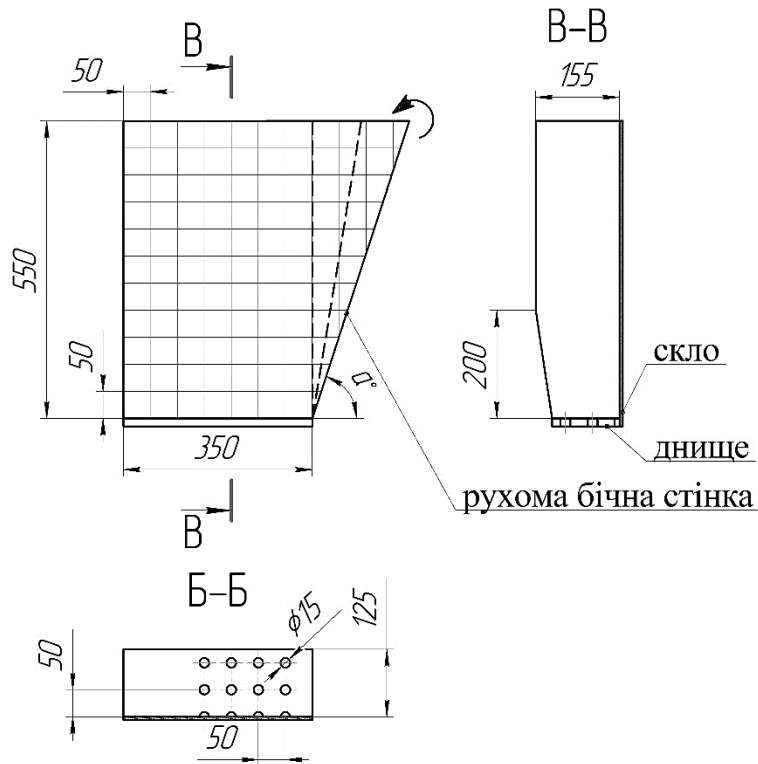


Рисунок 2.14 – Об’ємна фізична модель, що імітує розробку дуже потужних рудних покладів

## 2.5. Висновки

1. Обґрунтовано метод проведення комп’ютерного моделювання за допомогою програмного комплексу «PFC3D», який заснований на методі дискретних елементів, що дозволяє вирішувати динамічні задачі для кожної окремої частинки сипкого тіла зі встановленням траєкторії їх руху.

2. Обґрунтовано методику проведення комп’ютерного моделювання процесу випуску руди на основі визначення початкових і граничних умов, в які входять: середній гранулометричний склад відбитої руди за фракціями на рудниках Кривбасу; характер взаємодії між собою окремих частин обваленої руди; кути внутрішнього тертя відбитої руди залежно від межі міцності рудного масиву на одновісне стискання; тиск обвалених пустих порід на глибині ведення очисних робіт 1500 м.

3. Обґрунтовано методику проведення фізичного моделювання процесу випуску руди на основі теорії, в яку входять: встановлення основних критеріїв і масштабу моделювання; розробка фізичної моделі відповідно до гірничо-геологічних умов розробки покладів багатих залізних руд Кривбасу; підбір еквівалентного матеріалу.

4. Визначено кількість незалежних експериментів одного виду дослідження, з допустимим відхиленням не більше 10%, у кількості – 4, остаточний результат яких обчислюється як середнє арифметичне.



### 3. ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ ВИПУСКУ РУДИ ДЛЯ УМОВ РОЗРОБКИ ПОКЛАДІВ БАГАТИХ ЗАЛІЗНИХ РУД

#### 3.1 Дослідження параметрів технологічного процесу випуску руди на основі комп'ютерного моделювання

Для перевірки впливу інтенсивності процесу випуску на параметри фігур випуску було проведене моделювання за допомогою комп'ютерної програми «PFC3D».

Моделювалися умови II класу розробки покладу потужністю 60 м, на глибині ведення гірничих робіт 1400 м, очисними панелями довжиною за простяганням 25 м і вхрест простягання рудного покладу 25 м. Дискретне середовище для кожного дослідження в модель укладалось з різними показниками щільності за висотою ( $K_p=1,1-1,4$ ), імітуючи підривне відбивання рудного масиву різної міцності на компенсаційний простір об'ємом 25%. В ході моделювання також змінювались: інтенсивність випуску руди через випускні виробки, у межах від  $1,5 \text{ т/м}^2$  до  $10,5 \text{ т/м}^2$  за добу, з інтервалом у  $0,5 \text{ т/м}^2$ , що в масштабі моделювання 1:1 відповідає часовому проміжку в межах від 43 с до 172 с, за умов доставки руди 1,5 т за один робочий хід скреперної лебідки типу 55ЛС-2СМА з об'ємом скрепера  $0,6 \text{ м}^3$ ; кількість випускних виробок з яких одночасно здійснюється випуск від 1 до 4, з інтервалом через одну. Один з етапів моделювання подано на рис. 3.1.

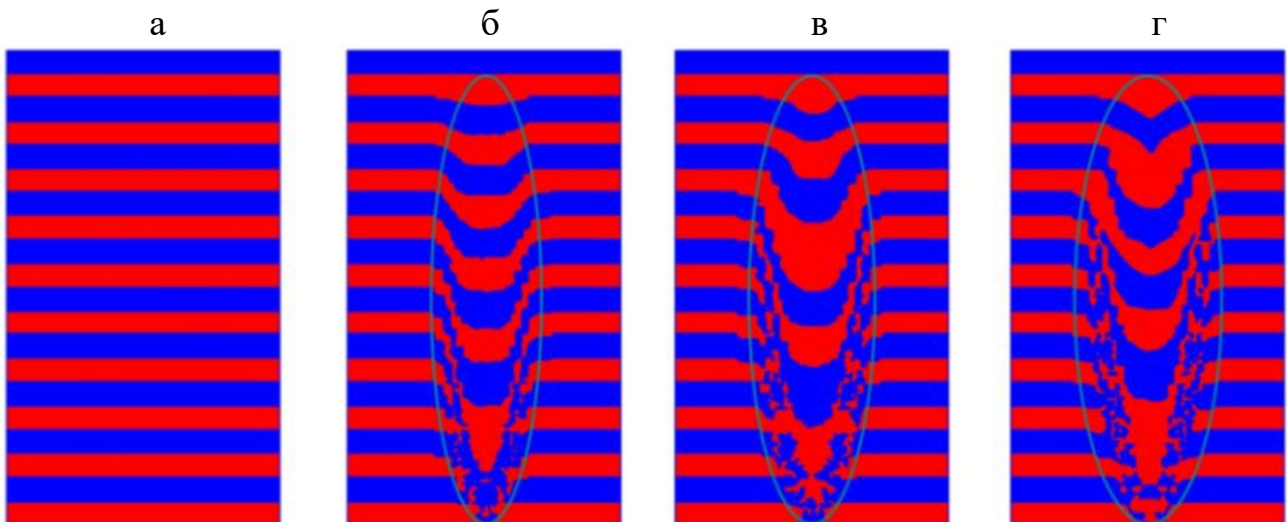


Рисунок 3.1 – Фрагменти моделі випуску руди, що побудовані за допомогою програмного пакету «PFC3D» (масштаб моделювання 1:1):

- а – модель, що заповнена сипким матеріалом; б – модель після випуску 220 т матеріалу рівномірними дозами (по 1,5 т) через кожні 172 с; в – модель після випуску 220 т матеріалу рівномірними дозами (по 1,5 т) через кожні 86 с; г – модель після випуску 220 т матеріалу рівномірними дозами (по 1,5 т) через кожні 43 с

З рис. 3.1 візуально видно, що зі збільшенням швидкості відбору рівномірних доз через випускную виробку (інтенсивності процесу випуску) фігура випуску збільшується в об'ємі.

У ході проведеного моделювання були отримані числові дані величини кута випуску руди залежно від інтенсивності процесу випуску та коефіцієнта міцності руди. На основі отриманих даних побудовані відповідні графіки залежності величини кута випуску руди від інтенсивності протікання процесу випуску (рис. 3.2).

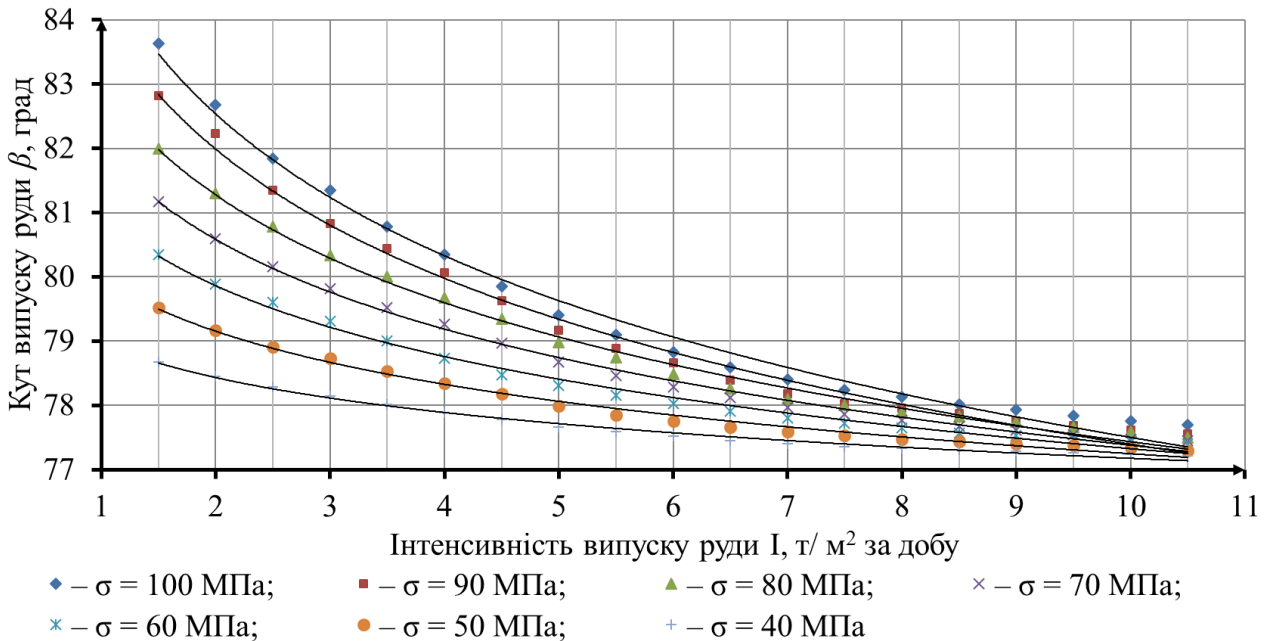


Рисунок 3.2 – Графіки залежності величини кутів випуску руди ( $\beta$ ) від інтенсивності протікання технологічного процесу випуску ( $I$ ) для різної межі міцності руди на одновісне стискування ( $\sigma$ )

Цей факт пояснюється тим, що в процесі випуску рудної маси змінюються фізико-механічні властивості сипкого матеріалу, зокрема кут внутрішнього тертя та сила зчеплення окремих його частинок. Водночас швидкість витікання сипких матеріалів через отвори, на яку впливає рухливість його окремих частинок, виражена кутом природного укусу, є функцією діаметра отвору та не залежить від висоти шару сипкого матеріалу над отвором.

Провівши апроксимацію, отримані залежності величини кутів випуску руди ( $\beta$ ) від інтенсивності проходження процесу випуску ( $I$ ), для різної межі міцності руди на одновісне стискування ( $\sigma$ ), що в загальному вигляді виражаються в степеневій формі

$$\beta = \alpha I^{-b}, \text{ град.}, \quad (3.1)$$

де  $a$  і  $b$  – числові значення, які мають визначені величини.

Кожна з цих величин змінюється залежно від межі міцності руди на одновісне стискування ( $\sigma$ ) за наступними закономірностями:

$$\alpha = 0,7\sigma + 75; \quad (3.2)$$

$$b = -0,0005\sigma + 0,01, \quad (3.3)$$

де  $\sigma$  – межа міцності руди на одновісне стискання, МПа.

Підставивши вираз (3.2) і (3.3) у рівняння (3.1), отримаємо формулу, за якою визначається величина кута випуску руди, з урахуванням інтенсивності технологічного процесу випуску та межі міцності руди на одновісне стискання

$$\beta = (0,1 \cdot [\sigma] + 75) \cdot I^{0,01 - 0,0005 \cdot [\sigma]}, \text{ град.}, \text{ при } R^2 = 0,924 \quad (3.4)$$

Тоді об'єм фігури випуску із одиночної випускної виробки визначається з виразу

$$V = \left( \frac{h_{ш.р.}}{\operatorname{tg} \beta} + d \right)^3, \text{ м}^3, \quad (3.5)$$

де  $h_{ш.р.}$  – висота шару руди над випускною виробкою, м;  $d$  – діаметр випускної виробки, м;  $\beta$  – кут випуску руди, град.

Для забезпечення максимального вилучення рудної маси з обвалених запасів очисних панелей розміри між випускними виробками повинні бути такими, щоб фігури випуску були дотичні [68].

Таким чином відстані між суміжними випускними виробками, що лежать на одній осі, з яких здійснюється одночасно випуск, повинні визначатися за встановленим математичним виразом

$$l_{вип.вир.} = 1,365 \sqrt{\frac{(d \cdot \operatorname{tg} \beta + h_{ш.р.})^3}{h_{ш.р.} \cdot \operatorname{tg}^3 \beta}}, \text{ м}, \quad (3.6)$$

де  $d$  – діаметр випускної виробки, м;  $h_{ш.р.}$  – висота шару руди над випускною виробкою, м;  $\operatorname{tg} \beta$  – тангенс кута випуску руди.

Наступним етапом досліджень було встановлення впливу на параметри фігури випуску кількості випускних виробок, що лежать на одній осі вздовж виробки первинної доставки, з яких одночасно та з однаковою періодичністю здійснюється випуск рівномірними дозами, з дотриманням відстані між випускними виробками, що забезпечує критичну висоту фігур випуску залежно від висоти шару руди над ними. Такий випуск був названий лінійно-почерговим режимом випуску. Етапи моделювання випуску руди за допомогою програного комплексу «PFC 3D» для різної кількості випускних виробок, з яких одночасно здійснюється випуск рівномірними дозами подано на рис. 3.3–3.6.

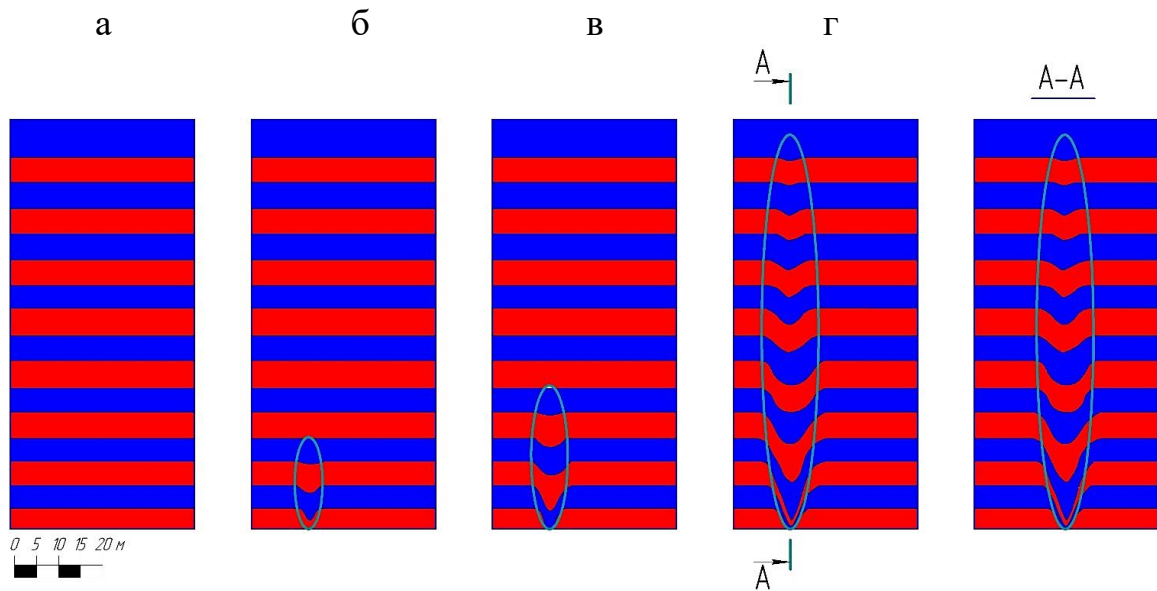


Рисунок 3.3 – Стадії моделювання випуску руди рівномірними дозами з однієї випускної виробки; а – заповнена модель сипким матеріалом; б – модель після першої дози випуску; в – модель після другої дози випуску; г – модель після сьомої дози випуску

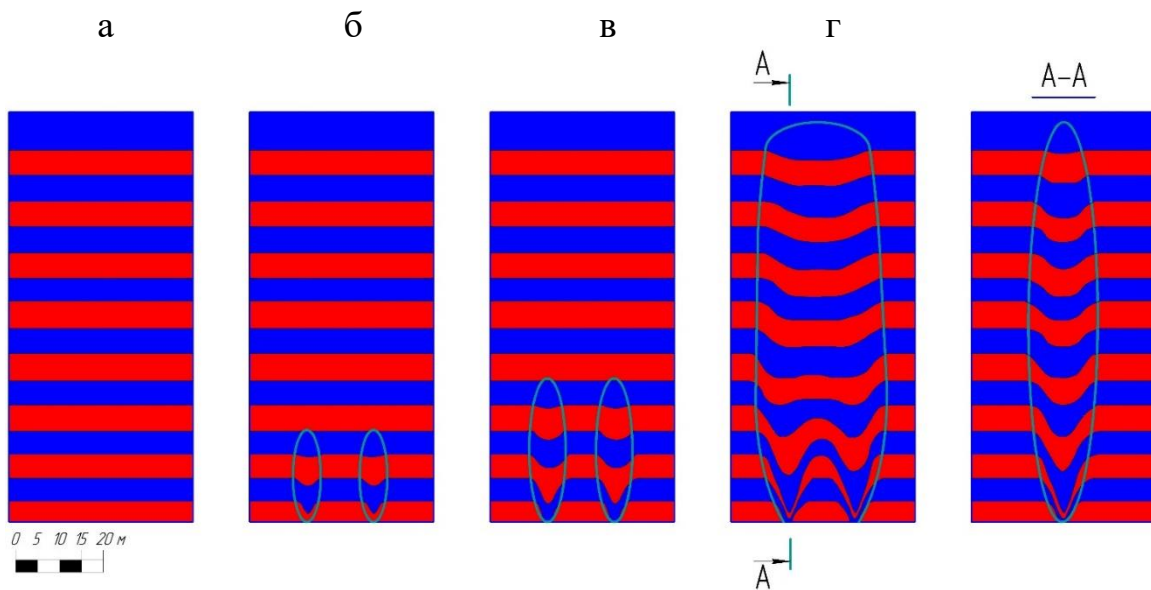


Рисунок 3.4 – Стадії моделювання випуску руди рівномірними дозами одночасно з двох випускних виробок; а – заповнена модель сипким матеріалом; б – модель після першої дози випуску; в – модель після другої дози випуску; г – модель після сьомої дози випуску

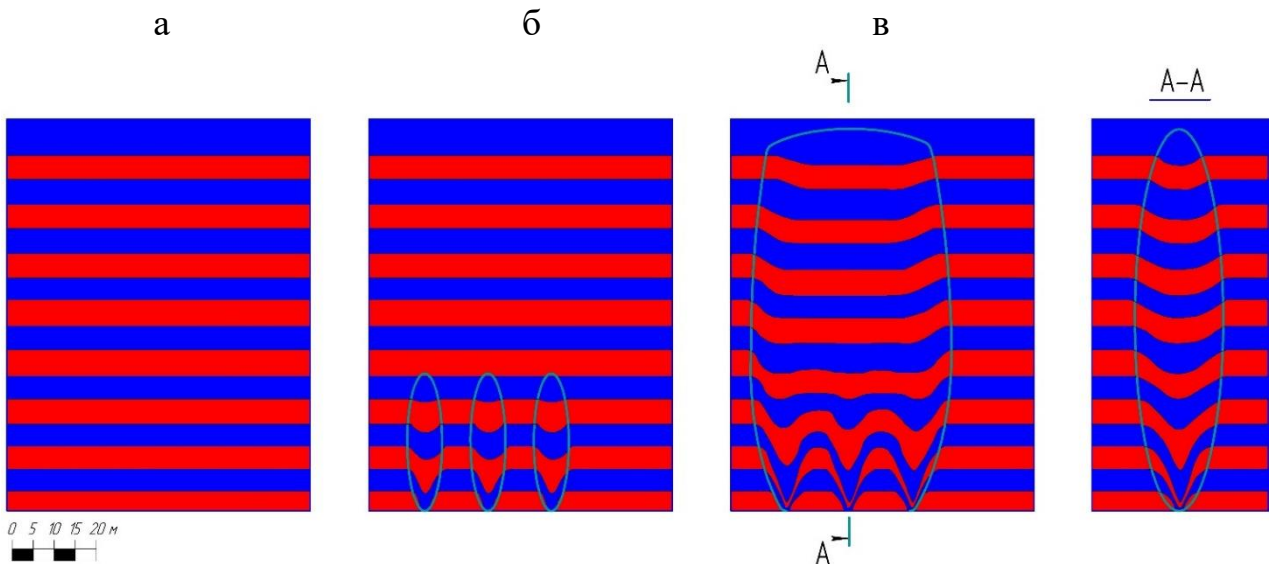


Рисунок 3.5 – Стадії моделювання випуску руди рівномірними дозами одночасно з трьох випускних виробок; а – заповнена модель сипким матеріалом;

б – модель після другої дози випуску; в – модель після сьомої дози випуску

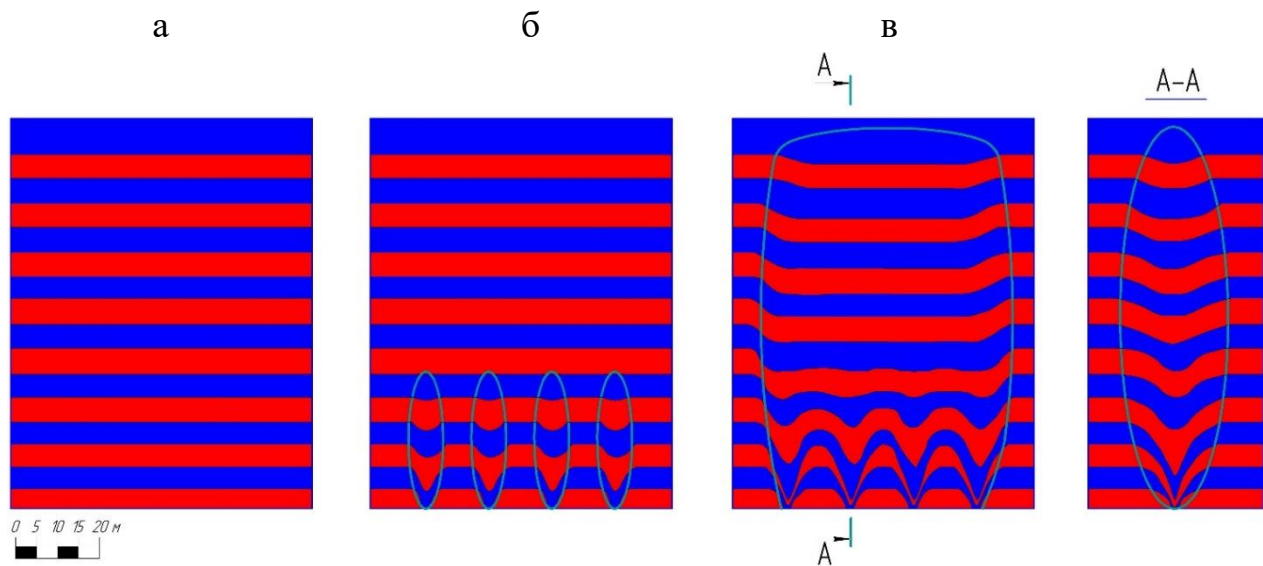


Рисунок 3.6 – Стадії моделювання випуску руди рівномірними дозами одночасно з чотирьох випускних виробок; а – заповнена модель сипким матеріалом;

б – модель після другої дози випуску; в – модель після сьомої дози випуску

З рис. 3.3–3.6 візуально видно, що фігура випуску збільшується в розмірах залежно від кількості випускних отворів, з яких одночасно здійснюється випуск однаковими дозами, за умов однакової інтенсивності протікання технологічного процесу випуску. Розширення фігури випуску відбувається з моменту досягнення критичної висоти окремих суміжних фігур випуску над кожним із випускних отворів, розташованих на одній осі.

У разі випуску руди рівномірно-послідовно об'єм фігури випуску збільшується залежно від величини інтенсивності випуску. Тому за умов однакової відстані ( $l$ ) між випускними виробками показники вилучення руди будуть збільшуватись до граничного значення. Також встановлено, що у разі застосування високоінтенсивного лінійно-почергового режиму випуску, об'єм фігури збільшується порівняно з рівномірно-послідовним режимом.

За результатами досліджень побудовані графіки залежності величини об'єму фігури випуску від висоти шару руди, за умов застосування рівномірно-послідовного (рис 3.7) і лінійно-почергового (рис. 3.8) режимів випуску.

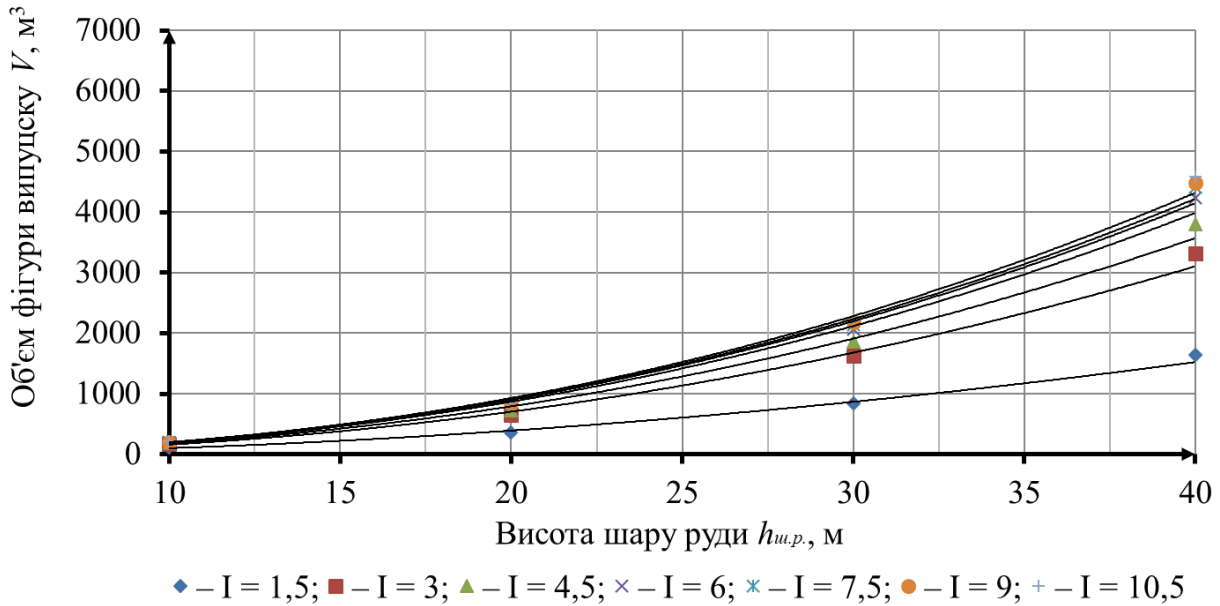


Рисунок 3.7 – Графіки залежності величини об'єму фігури випуску за умови застосування рівномірно-послідовному режимі

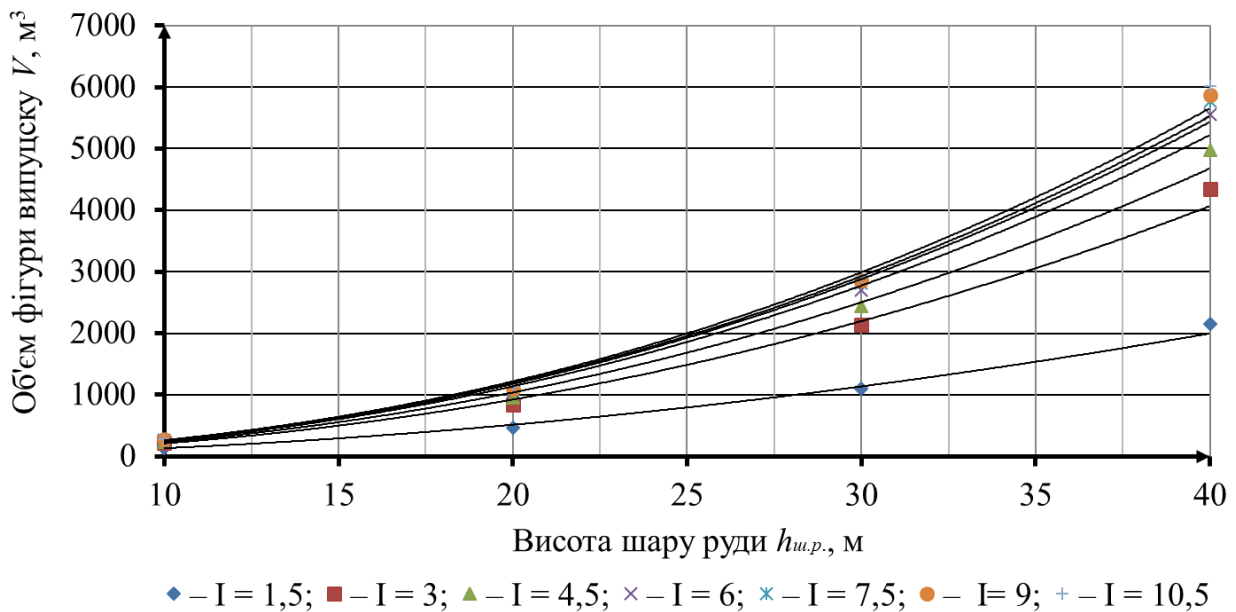


Рисунок 3.8 – Графіки залежності величини об'єму фігури випуску за умови застосування лінійно-почерговому режимі



Таким чином у ході проведеного моделювання було встановлено, що об'єм фігури випуску, у разі випуску рудної маси з декількох випускних виробок, що знаходяться на одній осі, характеризуються більшою величиною, яка змінюється у межах від 0,4% до 31,6%, ніж у разі випуску з однієї випускної виробки, за допомогою рівномірно-послідовного режиму випуску та знаходиться у логарифмічній залежності від інтенсивності протікання технологічного процесу випуску, кількості випускних виробок з яких одночасно здійснюється випуск рівномірними дозами, міцності рудного масиву і висоти шару обваленної руди.

На основі отриманих даних у процесі моделювання було отримано аналітичний вираз відносного збільшення об'єму фігури випуску

$$\Delta_{\sigma} = 1,085^I \cdot 1,4^N \cdot 0,9884^{[\sigma]} \cdot 1,09^{h_{u.p.}} \cdot 0,17, \%, \text{ при } R^2 = 0,8. \quad (3.7)$$

Тоді об'єм фігури випуску, коли випуск здійснюється з двох і більше випускних виробок рівномірними дозами одночасно з однаковою періодичністю, розраховується за перетвореним виразом (3.8), в основі якого лежить формула (3.5)

$$V = \left( \frac{h_{u.p.}}{\operatorname{tg} \beta} + d \right)^3 \cdot N \cdot k, \text{ м}^3, \quad (3.8)$$

де  $N$  – кількість випускних виробок, з яких одночасно здійснюється випуск рівномірними дозами, од.;  $k$  – коефіцієнт, що враховує інтенсивність протікання технологічного процесу випуску ( $I$ , т/м<sup>2</sup> за добу), кількість випускних виробок, з яких одночасно здійснюється випуск ( $N$ , од.), межу міцності рудного масиву на одновісне стискання ( $\sigma$ ) і висоту шару обваленної руди над випускними виробками ( $h_{u.p.}$ , м)

$$k = \frac{1,085^I \cdot 1,4^N \cdot 0,9884^{[\sigma]} \cdot 1,09^{h_{u.p.}} \cdot 0,17}{100} + 1, \text{ ч. од.} \quad (3.9)$$

На основі проведених досліджень були отримані графічні залежності вилучення чистої руди від кута падіння рудного покладу, за умов різних режимів випуску (рис. 3.9).

Провівши апроксимацію, отримані степеневі залежності обсягу вилучення чистої руди залежно від кута падіння рудного покладу:

– у процесі рівномірно-послідовного режиму випуску

$$Q_{p.n.} = 4,95\alpha^{0,6}, \%, \quad (3.10)$$

де  $\alpha$  – кут падіння рудного покладу, град.

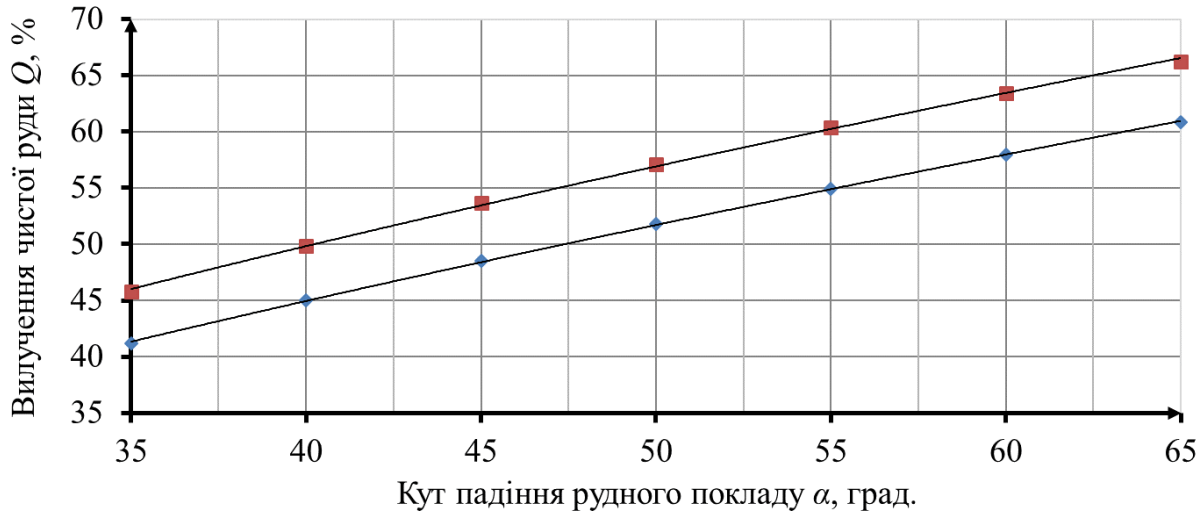
– у процесі лінійно-почергового режиму випуску

$$Q_{л.н.} = 5,45\alpha^{0,6}, \%. \quad (3.11)$$

Відносне вилучення чистої руди за умови застосування лінійно-почергового режиму випуску буде становити

$$Q_{відн.} = \frac{Q_{л.н.} - Q_{p.n.}}{Q_{p.n.}} \cdot 100 = \frac{5,45 - 4,95}{4,95} \cdot 100 = 10,1\%,$$

де  $Q_{л.п.}$  – вилучення чистої руди за умови застосування лінійно-почергового режиму випуску, %;  $Q_{р.п.}$  – вилучення чистої руди за умови застосування рівномірно-послідовного режиму випуску, %.



◆ – Рівномірно-послідовний режим випуску; ■ – Лінійно-почерговий режим випуску

Рисунок 3.9 – Графіки залежності вилучення чистої руди від кута падіння рудного покладу за різних режимах випуску

У ході проведеного моделювання було встановлено, що в процесі формування потоку рудної маси утворюється склепіння в нижній частині виробки випуску (рис. 3.10, а), яке обвалюється в момент досягнення максимальних за стійкістю параметрів, формуючи такі ж склепіння за всією висотою зони випуску, об’єм яких рівний об’єму дози випуску (рис. 3.10, б–г). Водночас від обвалення склепінь виникають динамічні імпульси, вектори яких направлені майже перпендикулярно осі (рис. 3.11), що спричиняє збільшенню тиску в 2–3 рази на сипкий матеріал, який не залучається до потоку.

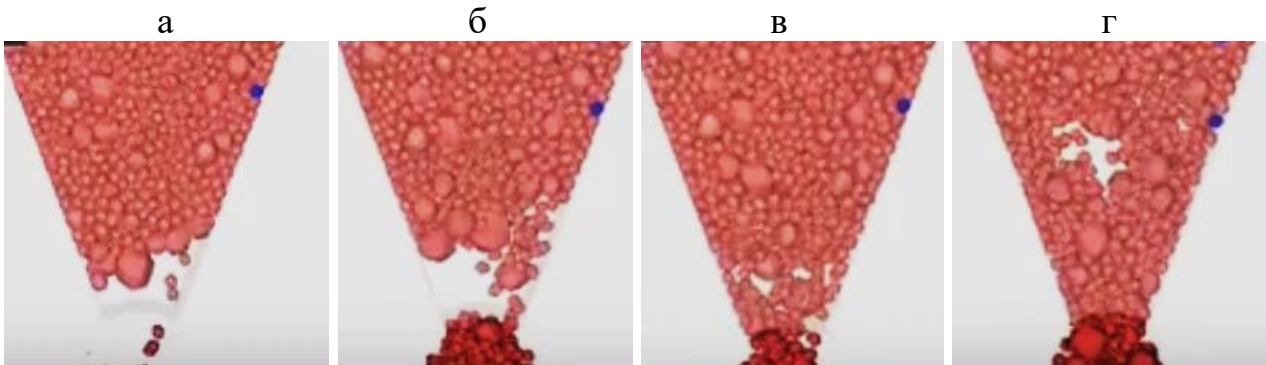


Рисунок 3.10 – Стадії формування потоку рудної маси через випускні виробки



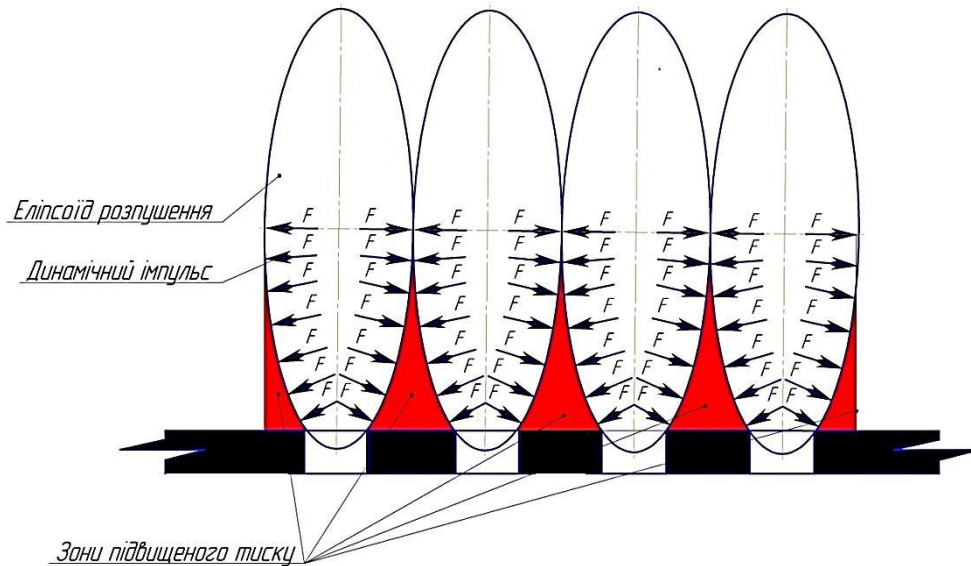


Рисунок 3.11 – Схема випуску руди за умов застосування лінійно-почергового режиму

Таким чином динамічні пульсуючі імпульси, за умови застосування рівномірно-послідовного режиму випуску, сприяють ущільненню сипкого матеріалу в гребнях поміж виробками випуску навколо зони потоку. А у процесі випуску з декількох суміжних випускних виробок (лінійно-почерговий режим випуску) над кожною з них утворюється своє незалежне джерело динамічних пульсуючих впливів, кожен з яких працює самостійно. І за умови досягненні критичної висоти фігур випуску їхні динамічні силові імпульси через зону сипкого матеріалу, частина якого не залучається до потоку, взаємодіють з зонами пониженої щільності в суміжних зонах потоків над сусідніми виробками випуску, що сприяє зміщенню частинок сипкого матеріалу під дією великих силових імпульсів, які знаходяться у взаємопротилежних напрямках. Тому випуск руди рівномірними дозами з приблизно однаковою періодичністю, з декількох суміжних випускних виробок одночасно, дає змогу зменшити втрати руди в гребнях поміж виробками випуску.

Отже на основі проведених досліджень встановлено, що об'єм фігури випуску визначається не лише діаметром випускної виробки та висотою шару обваленої руди, а також межею міцності рудного масиву на одновісне стискання, що трансформується у сипкий матеріал, кут випуску якого змінюється за степеневу залежністю від інтенсивності протікання процесу випуску і врахування якого дозволяє збільшити відстань між виробками випуску до 7,5 м, а застосування лінійно-почергового режиму випуску дозволяє збільшити вилучення чистої руди до 10,1%.

### 3.2. Фізичне моделювання випуску руди під обваленими вмісними породами, що налягають

Перший етап фізичного моделювання виконувався за допомогою об'ємної моделі, що подано на рис. 2.12 і полягає у визначенні кількості чистої руди у процесі її випуску з чотирьох суміжних випускних отворів, що лежать на одній осі,

одночасно з однаковою періодичністю (лінійно-почерговий режим випуску) за умов різної черговості відпрацювання випускних лінійних зон (від лежачого до висячого боку та навпаки) і різній інтенсивності (циклічними та поточними дозами) випуску руди через воронки різного діаметру та різними відстанями між ними. Усі досліді з випуску руди виконувались до початку збіднення (вилучення чистої руди). Визначення коефіцієнта вилучення проводили відповідно до встановленого масштабу моделювання для умов: ширина панелі – 25 м; довжина панелі – 25 м; висота панелі – 40 м. Висота засипки магнетитової руди для усіх дослідів становила 40 см без бокових контактів обвалена руда – обвалені вмісні породи. Для більшої наочності по мірі засипання магнетитова руда укладалась шарами висотою 5 см з відділенням кожного лініями крейди. Після засипання магнетитової руди модель до верху заповнювалась подрібненим гранітом. Доза випуску в кожній стадії приблизно однакова та коливалась в межах 170–200 г, що дорівнює змінній продуктивності скреперної лебідки в масштабі моделювання за умови випуску руди за допомогою рівномірно-послідовного режиму і 500–600 г – за умови випуску руди за допомогою лінійно-почергового режиму. Вага випущеної дози руди зважувалась на електронних лабораторних вагах з точністю до 1 г.

Перша серія дослідів спрямована на визначення коефіцієнтів вилучення чистої руди з обваленого запасу панелі залежно від режиму випуску. В цьому випадку здійснювалось порівняння показників вилучення за умов застосування лінійно-почергового (дослід I, рис. 3.12) і рівномірно-послідовного (дослід II) режимів випуску за всією площею моделі, коли діаметри випускних отворів, а також відстані між ними за простяганням і вхрест простягання в обох випадках однакові та відповідно становили: 1,5 см; 5 см; 5 см (рис. 2.13, а).

Друга серія дослідів спрямована на визначення коефіцієнтів вилучення чистої руди з обваленого запасу панелі залежно від сітки розміщення та розмірів випускних отворів. В цьому випадку здійснювалось порівняння показників вилучення, за умови застосування лінійно-почергового режиму випуску для різних діаметрів випускних отворів, відстані між ними за простяганням і вхрест простягання відповідно становили: 1,5 см; 5 см; 5 см (рис. 2.13, а) (дослід III); 2 см; 6 см; 6 см (рис. 2.13, б) (дослід IV).

Третя серія дослідів спрямована на визначення коефіцієнтів вилучення чистої руди з обваленого запасу панелі від черги відпрацювання запасів панелі штреками доставки. В цьому випадку здійснювалось порівняння показників вилучення за умови застосування лінійно-почергового режиму випуску, коли доставка руди здійснюється: асиметричними зонами на половину кожного штреку доставки (дослід V); лінійними зонами від лежачого до висячого боку рудного покладу (дослід VI); лінійними зонами від висячого до лежачому боку покладу (дослід VII). Діаметри випускних отворів, відстані між ними за простяганням і вхрест простягання відповідно становили: 2,0 см; 6 см; 6 см (рис. 2.13, б).

Дослід VIII (рис. 3.13) спрямований на визначення коефіцієнта вилучення чистої руди у разі відпрацювання запасів цілика, який огороджує панель, почергово від висячого до лежачому боку через ряд випускних отворів діаметром 3,2 см, що розташовані в покрівлі навантажувально-доставної виробки через кожні 7,2 см (рис. 2.13, в).

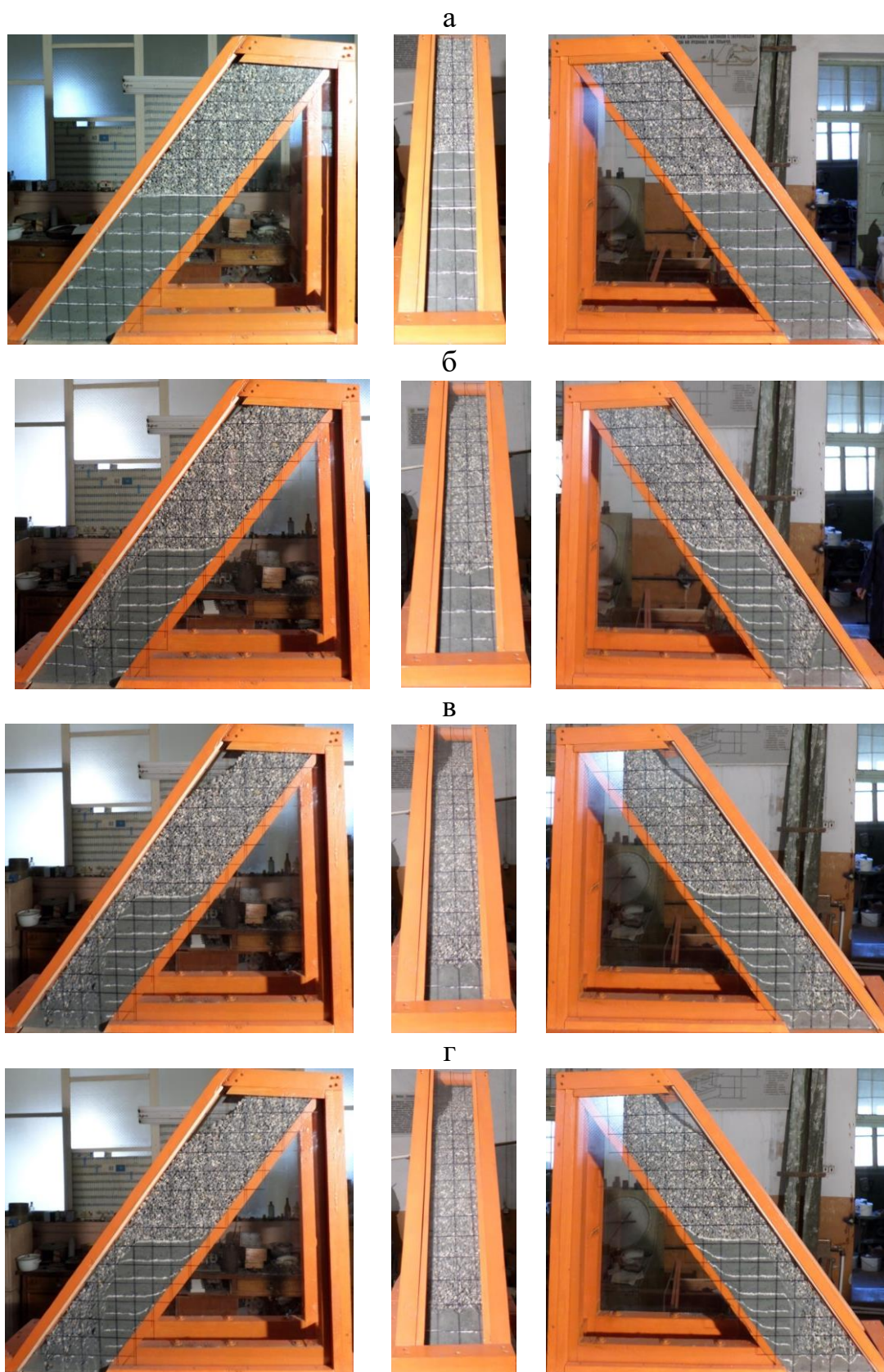


Рисунок 3.12 – Фізична модель очисної панелі: а – після заповнення сипким матеріалом; б – після випуску чистої руди із першої лінійної зони лежачого боку; в – після випуску чистої руди із другої лінійної зони; г – після повного випуску чистої руди



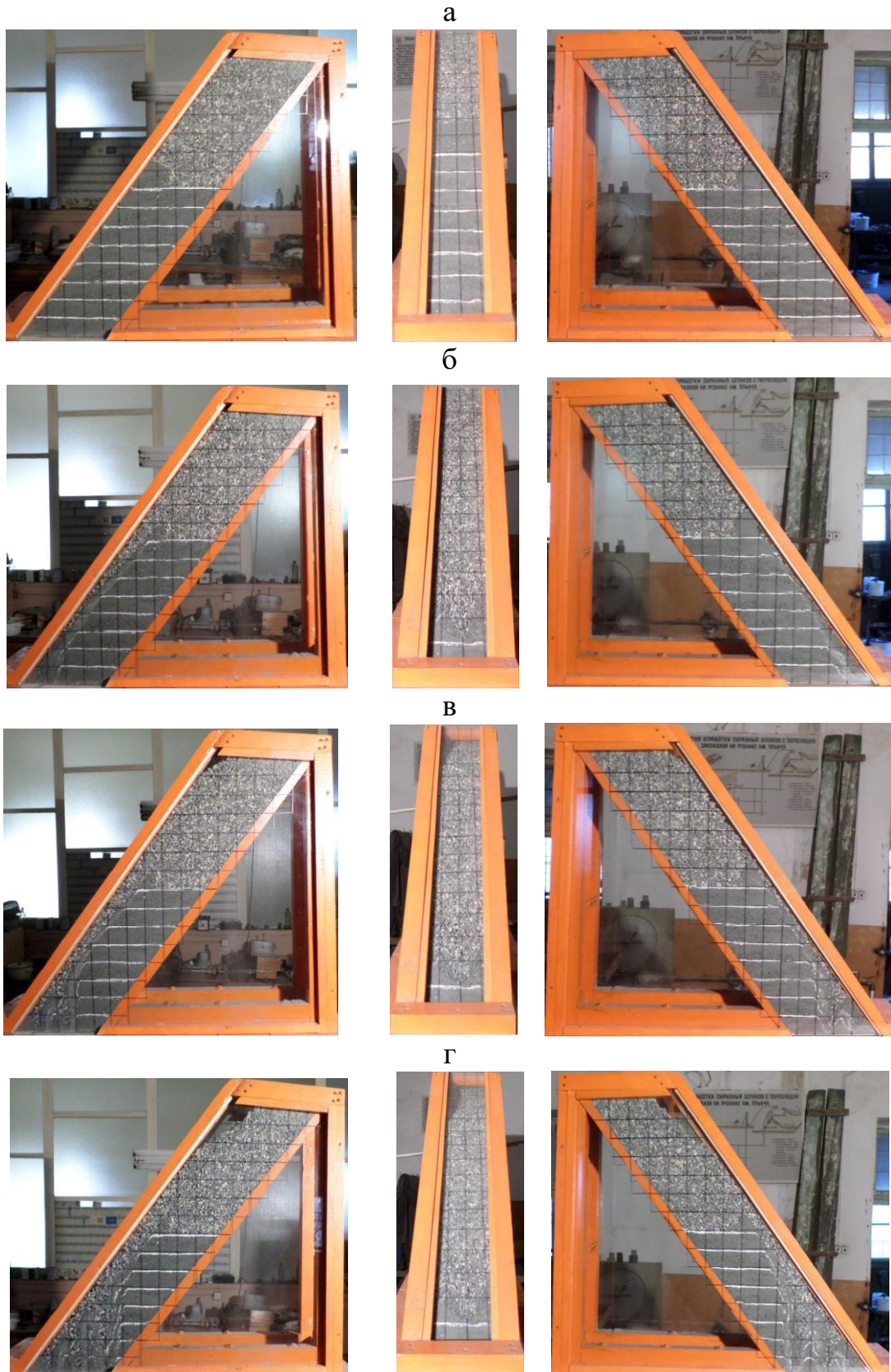


Рисунок 3.13 – Фізична модель відпрацювання цілика, який огорожує очисну панель: а – після засипки сипким матеріалом; б – після випуску чистої руди із першого випускного отвору висячого боку; в – після випуску чистої руди із другого випускного отвору; г – після повного випуску чистої руди

У табл. 3.1 подано результати фізичного моделювання різних режимів процесу випуску запасів руди з очисної панелі через виробки днища.

Таблиця 3.1 – Основні показники при вилученні руди із застосуванням різних режимів випуску

Найменування показника	Од. виміру	Найменування дослідів							
		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Обсяг засипаної руди	г	40275	40327	41727	41592	41337	41564	41296	42255
Обсяг випущеної руди	г	13573	12340	14020	13850	12897	13924	13752	10775
Відносне вилучення	%	33,7	30,6	33,6	33,3	31,2	33,5	33,3	25,5
Відносні втрати руди	%	66,3	69,4	66,4	66,7	68,8	66,5	66,7	74,5

З табл. 3.1 видно, що:

– застосування лінійно-почергового режиму випуску руди (дослід I) забезпечує збільшення показників вилучення на 10,1% порівняно з рівномірною послідовним (дослід II);

– у результаті пропорційного збільшення діаметра випускних виробок і відстані між ними за площею днища очисної панелі (досліди I, III і IV) показники вилучення чистої руди залишаються приблизно однаковими, так як їх різниця складає 0,9–1,2%;

– черга лінійно-почергового режиму випуску руди зонами від лежачого до висячого боку та навпаки суттєво не впливає на показники вилучення чистої руди, так як їх різниця в цьому випадку коливається в межах 0,6–1,2%;

– найкращі показники вилучення забезпечуються у випадку, коли випуск руди здійснюється з усіх чотирьох випускних виробок рівномірними дозами, з однаковою періодичністю по одній лінії виробки первинної доставки (досліди V, VI і VII);

– у процесі відпрацювання запасів цілика, що огорожує очисну панель (дослід VIII), відстані між випускними виробками в покрівлі навантажувально-доставочної виробки необхідно диференціювати залежно від висоти шару руди.

Другий етап фізичного моделювання виконувався за допомогою об'ємної моделі, що подана на рис. 2.14. Усі дослідів виконувались з висотою засипки магнетитової руди 40 см та одним боковим контактом «руда – пуста порода» на відстані 3 см від осі найближчого до нього ряду випускних отворів, що дає змогу моделювати умови, коли на момент очисних робіт сусідня панель вже відпрацьована та заповнена пустими породами. На горизонтальній площині магнетитової руди, що сформована після засипки її до висоти 40 см, над кожною дучкою викладали «мітки» у кількості 5 шт. «Мітки» застосовувались двох типів, перші представляли частини алюмінієвої проволочки діаметром 3,5 мм і

довжиною 5 мм, а другі – частини алюмінієвої проволочки діаметром 1,5 мм і довжиною 5 мм, по виходу яких через випускні отвори визначається початок збіднення. Потім до верху модель засипається подрібненим гранітом. Таким чином, в процесі очисних робіт було створено два джерела збіднення руди. Для більшої наочності руда відокремлюється по вертикалі через кожні 5 см смугами крейди, що дає змогу стежити за процесом утворення фігур випуску та розпушення.

Після засипання моделі починали процес випуску, що здійснювався до початку збіднення. Доза випуску в кожній стадії приблизно однакова та коливалась в межах 290–330 г. За процесом випуску слідкували крізь передню скляну стінку, що дало змогу спостерігати утворення еліпсоїдів випуску та розпушення, а також рух контакту руди із пустими породами верхнього горизонту, в процесі випуску кожної наступної дози. В ході випуску перших кількох доз мали чисту незбіднену руду, після чого починалося домішування пустої породи з бокового контакту «руда – пуста порода». Після виходу хоча б однієї з 5-ти «міток» із випускного отвору, випуск руди з нього припинявся.

Зважування засипаної та вилученої руди, а також укладання «міток» відбувається для кожного досліду. Після проведення кожного досліду підраховувався відсоток вилучення чистої руди.

Достовірність отриманих результатів підтверджується тим, що у процесі досліджень на моделі використовувався постійній гранулометричний склад руди та пустої породи.

Перша серія дослідів (I) проводилась із застосуванням рівномірно-послідовного режиму випуску руди з похилою боковою стінкою під кутом  $\alpha = 68^\circ$  (рис. 3.14). Випуск руди здійснювався одночасно з двох випускних отворів, що імітували роботи у двох паралельних виробках скреперування, рівномірними дозами по всій площі днища моделі та виконувався в такій послідовності: 6 і 8; 2 і 12; 4 і 9; 3 і 10; 5 і 7; 1 і 11 (рис. 3.15 а).

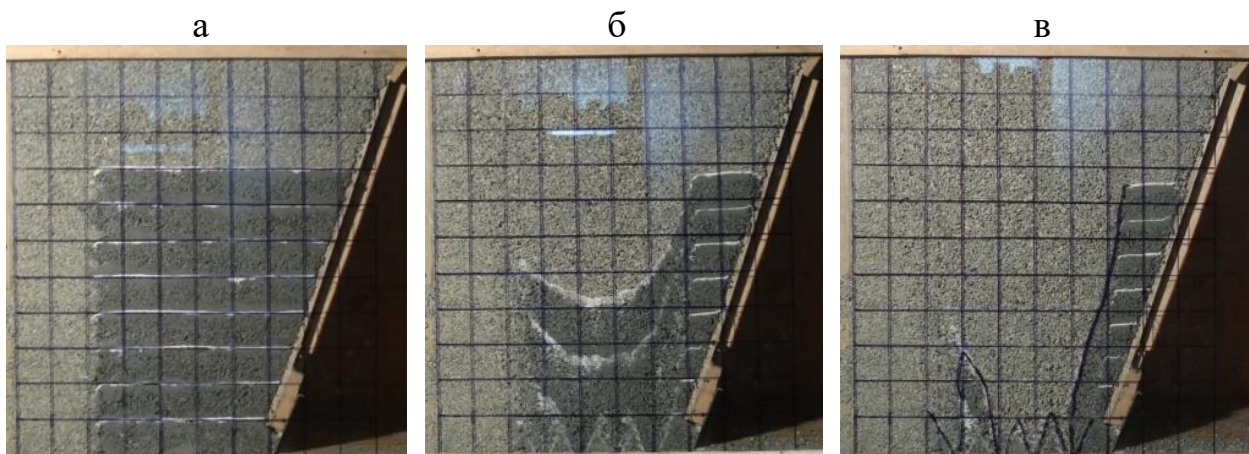


Рисунок 3.14 – Стадії випуску обваленої руди у ході проведення першої серії фізичного моделювання: а – після засипки сипким матеріалом; б – після випуску декількох доз чистої руди; в – після повного випуску чистої руди



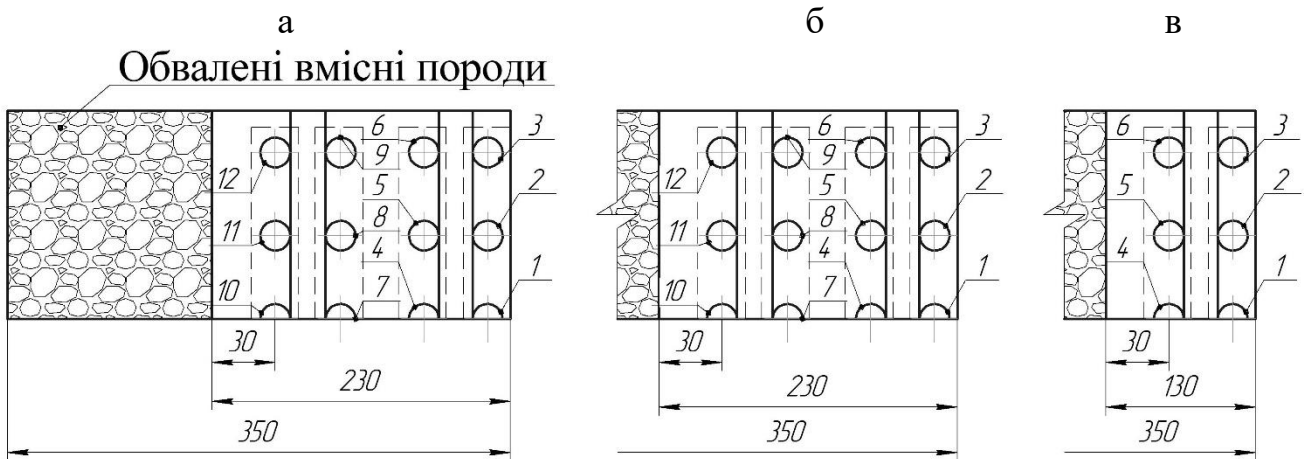


Рисунок 3.15 – Схеми випуску обваленної руди:  
а, б, в – схеми випуску руди через днище моделі

У процесі випуску більш швидке посування руди відбувалося з боку вертикального контакту «руда – пуста порода», що пояснюється наявністю похилої бокової стінки моделі. Адже якщо кут нахилу шару більше кута випуску, форма фігури випуску являє собою еліпсоїд, усічений вздовж осі площиною масиву, що підтверджується дослідженнями, поданими в роботах [67], [68].

Друга серія дослідів (II) проводилась у тих же умовах, що і I, але рівномірно-послідовно за допомогою лінійно-почергового режиму випуску з трьох випускних отворів, що лежать на одній осі, одночасно дозовано (рис. 3.16) та виконувалась у наступній послідовності: 1, 2, 3; 7, 8, 9; 4, 5, 6; 10, 11, 12 (рис. 3.15, а).

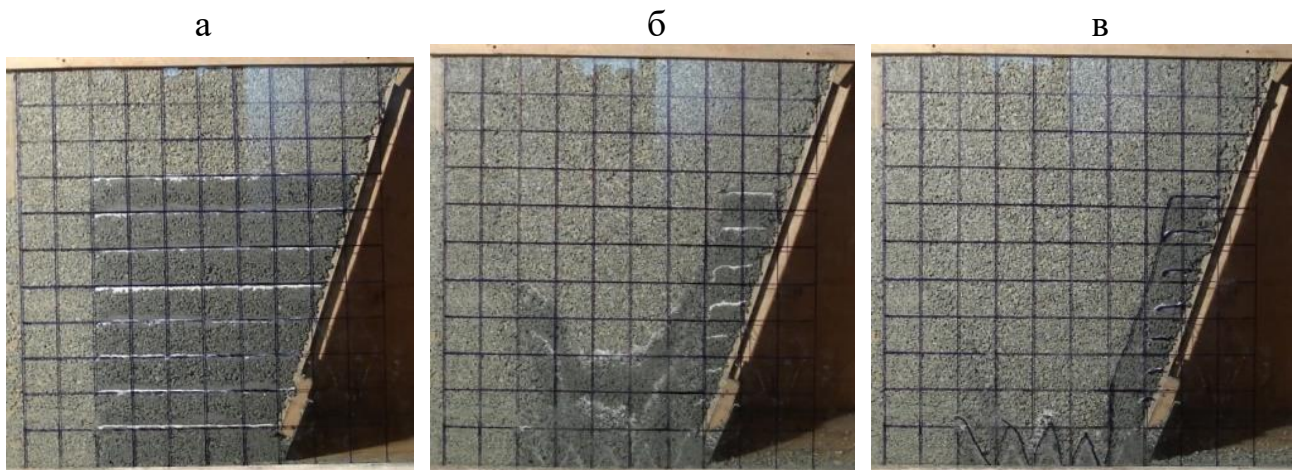


Рисунок 3.16 – Стадії випуску обваленної руди у ході проведення другої серії фізичного моделювання: а – після засипки сипким матеріалом;  
б – після випуску декількох доз чистої руди;  
в – після повного випуску чистої руди

У цьому випадку спостерігається зменшення площі фігури втрат руди на похилій бічній стінці, порівняно з площею фігури в процесі виконання серії дослідів I, що пояснюється збільшенням малої піввісі фігури випуску завдяки більшому коефіцієнту розпушення руди в зоні над випускними отворами.

Третя серія дослідів (III) проводилась для тих же умов, що і II, але тільки з одного ряду випускних отворів 1, 2, 3 (рис. 3.17), які лежать на одній осі, одночасно дозами до початку збіднення (рис. 3.15, б), імітуючи лінійно-почерговий режим випуску.

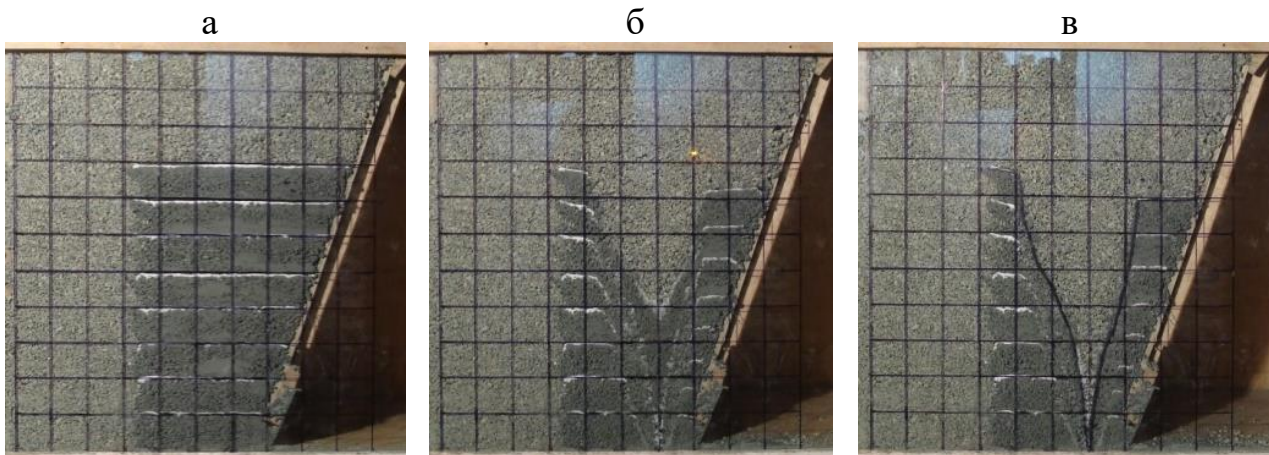


Рисунок 3.17 – Стадії випуску обваленої руди у ході проведення третьої серії фізичного моделювання: а – після засипки сипким матеріалом; б – після випуску декількох доз чистої руди; в – після повного випуску чистої руди

Під час випуску бічного збіднення не відбувалося. Аналізуючи отримані результати можна сказати, що рівні втрат руди на лежачому боці покладу менші, ніж у разі випуску руди в серіях дослідів I і II. Це пояснюється тим, що в результаті випуску руди із декількох випускних отворів одночасно та почергово рядами збільшується зона розпушення, яка знаходиться під впливом тиску пустих порід, які налягають і збільшує зону зсуву розпушеної руди та вона переміщується до випускних отворів.

Четверта серія дослідів (IV) проводилась із застосуванням лінійно-почергового режиму випуску, з вертикальною боковою стінкою ( $\alpha = 90^\circ$ ) (рис. 3.18). Випуск руди здійснювався рівномірно-послідовно зонами, за допомогою лінійно-почергового режиму випуску, з трьох випускних отворів, які лежать на одній осі, одночасно дозами та виконувався у наступній послідовності: 1, 2, 3; 7, 8, 9; 4, 5, 6; 10, 11, 12 (рис. 3.15, а).



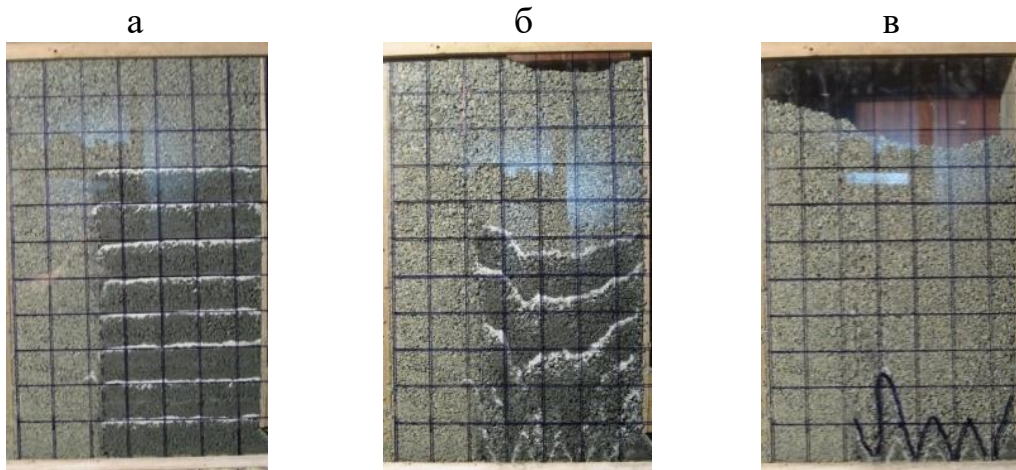


Рисунок 3.18 – Стадії випуску обваленої руди у ході проведення четвертої серії фізичного моделювання: а – після засипки сипким матеріалом; б – після випуску декількох доз чистої руди; в – після повного випуску чистої руди

П'ята серія дослідів (V) проводилась для тих же умов, що і IV, але випуск руди здійснювався із застосуванням рівномірно-послідовного режиму. Випуск руди виконувався одночасно з двох випускних отворів, що імітували роботи у двох паралельних виробках скреперування, рівномірними дозами та проводився в наступній послідовності: 6 і 8; 2 і 12; 4 і 9; 3 і 10; 5 і 7; 1 і 11 (рис. 3.15, а).

Шоста серія дослідів (VI) проводилась із застосуванням лінійно-почергового режиму випуску, з встановленням похилої бічної стінки моделі, що імітує суцільний породний масив, під кутом  $\alpha = 78^\circ$  (рис. 3.19). Випуск руди здійснювався почергово дозовано зонами, одночасно з трьох випускних отворів, що лежать на одній осі та виконувався у наступній послідовності: 1, 2, 3; 7, 8, 9; 4, 5, 6; 10, 11, 12 (рис. 3.15, в).

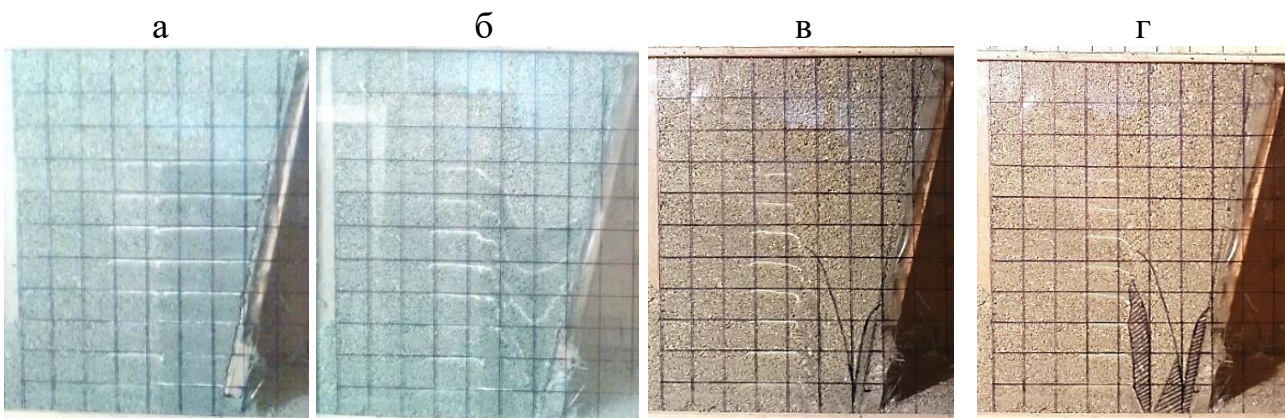


Рисунок 3.19 – Стадії випуску обваленої руди у ході проведення шостої серії фізичного моделювання: а – після засипки сипким матеріалом; б – після випуску декількох доз чистої руди; в – після повного випуску чистої руди

У ході протікання процесу випуску було встановлено, що втрати руди на похилій бічній стінці суттєво зменшились порівняно з проведеними серіями досліджень I, II і III.

Сьома серія дослідів (VII) проводилась для тих же умов, що і VI, але із застосуванням рівномірно-послідовного режиму випуску руди. Випуск руди виконувався одночасно з двох випускних отворів, що імітували роботи у двох паралельних виробках скреперування та виконувався у наступній послідовності: 6 і 8; 2 і 12; 4 і 9; 3 і 10; 5 і 7; 1 і 11 (рис. 3.15, в).

У ході протікання процесу випуску встановлено, що втрати руди на похилій боковій стінці візуально суттєво не зменшились порівняно з проведеними серіями досліджень VI.

Серії дослідів: VIII і IX; X і XI; XII і XIII; XIV і XV; XVI і XVII; XVII і XIX; XX і XXI – проводилась для різних кутів нахилу бічної стінки моделі, від 35° до 65°, через кожні 5°, із застосуванням рівномірно-послідовного та лінійно-почергового режимів випуску.

Основні результати проведеного етапу моделювання за серіями подано в табл. 3.2 – 3.4

Таблиця 3.2 – Основні показники вилучення руди у разі застосування різних режимів випуску

Найменування показника	Позначення	Найменування серії дослідів						
		I	II	III	IV	V	VI	VII
Кількість засипаної руди	кг	32,81	32,83	26,11	23,74	23,72	15,77	15,84
Кількість випущеної руди	кг	19,42	21,11	8,26	19,07	18,95	11,39	11,31
Відносне вилучення	%	59,2	64,3	31,6	80,3	79,9	72,2	71,4
Площа фігури втрат руди на похилій бічній стінці	мм <sup>2</sup>	22487	19596	20114	–	–	–	–
Втрати руди на похилій бічній стінці	%	114,8	102,6	100	–	–	–	–

Таблиця 3.3 – Основні показники вилучення руди у разі застосування різних режимів випуску

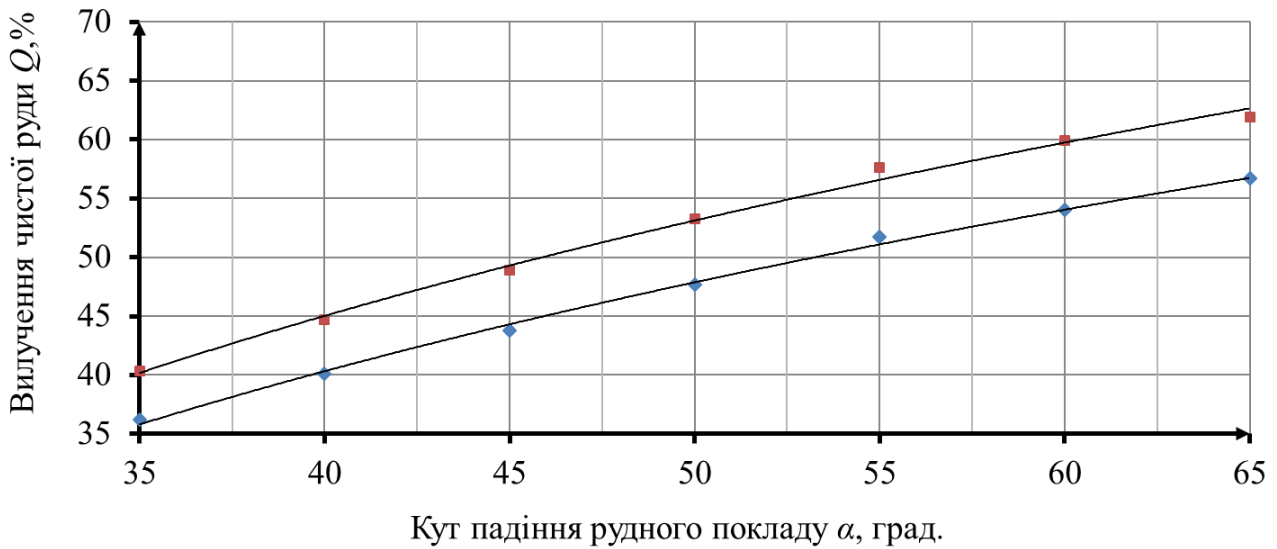
Найменування показника	Позначення	Найменування серії дослідів						
		VIII	IX	X	XI	XII	XIII	XIV
Кількість засипаної руди	кг	34,31	34,27	36,87	36,92	39,84	39,75	43,05
Кількість випущеної руди	кг	19,45	21,21	19,95	22,12	20,6	22,9	20,53
Відносне вилучення	%	56,7	61,9	54,1	59,9	51,7	57,6	47,7
Площа фігури втрат руди на похилій бічній стінці	мм <sup>2</sup>	26507	19440	35419	26885	45795	36728	57544
Втрати руди на похилій бічній стінці	%	21,47	17,75	26,66	20,24	31,97	25,64	37,13

Таблиця 3.4 – Основні показники вилучення руди у разі застосування різних режимів випуску

Найменування показника	Позначення	Найменування серії дослідів						
		XV	XVI	XVII	XVIII	XIX	XX	XXI
Кількість засипаної руди	кг	43,21	46,83	46,92	51,34	51,47	56,94	56,21
Кількість випущеної руди	кг	23,03	20,51	22,94	20,59	23,01	20,61	22,65
Відносне вилучення	%	53,3	43,8	48,9	40,1	44,7	36,2	40,3
Площа фігури втрат руди на похилій бічній стінці	мм <sup>2</sup>	48476	71154	62087	87374	78307	107371	98303
Втрати руди на похилій бічній стінці	%	31,28	42,2	36,83	47,28	42,37	52,42	48,1

З табл. 3.2 – 3.4 видно, що у ході застосування розробленого лінійно-почергового режиму випуску (II) поліпшуються на 5,1% кількісні показники вилучення, порівняно з рівномірно-послідовним режимом випуску (I), а також його застосування, за умови чергового випуску (III), дозволяє зменшити втрати руди на лежачому боці на 14,8%, порівняно з рівномірно-послідовним режимом (I) та на 2,6%, порівняно з лінійно-почерговим, що здійснюється почергово-стадійно (II). В результаті встановлення кута нахилу бічної стінки на відмітках 78° і 90°, втрати руди на ній приблизно однакові та відрізняються в межах 0,4 – 0,8%.

За результатами проведених лабораторних досліджень (табл. 3.2) побудовані графіки залежності вилучення чистої руди від кута падіння рудного покладу, для різних режимів випуску (рис. 3.20).



◆ – Рівномірно-послідовний режим випуску; ■ – Лінійно-почерговий режим випуску

Рисунок 3.20 – Графіки залежності вилучення чистої руди від кута падіння рудного покладу за умов застосування різних режимів випуску

Провівши апроксимацію, отримані степеневі залежності обсягу вилучення чистої руди від кута падіння рудного покладу:

– у процесі рівномірно-послідовного режиму випуску

$$Q_{p.n.} = 3,35\alpha^{0,7}, \% \quad (3.12)$$

– у процесі лінійно-почергового режиму випуску

$$Q_{л.н.} = 3,05\alpha^{0,7}, \% \quad (3.13)$$

Відносне вилучення чистої руди за умови застосування лінійно-почергового режиму випуску буде становити

$$Q_{відн.} = \frac{Q_{л.н.} - Q_{p.n.}}{Q_{p.n.}} \cdot 100 = \frac{3,35 - 3,05}{3,05} \cdot 100 = 9,8\% .$$

Таким чином, на основі проведених лабораторних досліджень, було встановлено що: застосування лінійно-почергового режиму випуску руди дозволить в практичних умовах збільшити показники вилучення щонайменше на

9,8%; пропорційне збільшення діаметру випускних виробок і відстані між ними по площі днища очисної панелі не забезпечує підвищення показників вилучення руди, так як їх різниця у цьому випадку коливається в межах 0,9–1,2%; черга лінійно-почергового режиму випуску руди зонами від лежачого до висячого боку і навпаки суттєво не впливає на показники вилучення чистої руди, так як їх різниця у цьому випадку коливається в межах 0,6–1,2%; об'єм «загальної фігури випуску» руди з декількох випускних виробок у разі застосування лінійно-почергового режиму є більшим ніж суми об'ємів фігур випуску (еліпсоїдів) з тих же випускних виробок у разі застосування рівномірно-послідовного режиму.

Отримані результати досліджень у повному обсязі подано у роботах [92], [121]–[133].

### **3.3. Висновки**

1. Показники вилучення чистої руди у процесі протікання лінійно-почергового режиму випуску на 9,8–10,1% більші ніж у разі застосування рівномірно-послідовного режиму випуску.

2. Застосування лінійно-почергового режиму випуску дозволяє збільшити вилучення чистої руди до 10,1% та до 4,6% кількісні і до 5,2% якісні показники вилучення, а також покращити до 1,5% абсолютну якість видобутої рудної маси.

3. Одночасний випуск руди із суміжних випускних виробок, у процесі її вилучення за допомогою лінійно-почергового режиму випуску, характеризуються більшим об'ємом фігури випуску в межах від 0,4% до 31,6%, ніж суми об'ємів фігур випуску з тих же випускних отворів у процесі рівномірно-послідовного режиму, величина якого залежить від кута падіння рудного покладу й інтенсивності протікання технологічного процесу.

4. Черга лінійно-почергового режиму випуску руди зонами від лежачого до висячого боку та навпаки суттєво не впливає на показники вилучення чистої руди, так як їх різниця у цьому випадку коливається в межах 0,6–1,2%, але за умови нестійких порід висячого боку, що здатні обвалюватись услід за відбитою рудою, що випускається, доцільно здійснювати випуск від лежачого до висячого боку рудного покладу.

5. У результаті пропорційного збільшення діаметра випускних отворів і відстані між ними, по площі днища очисної панелі, показники вилучення чистої руди залишаються приблизно однаковими, так як їх різниця складає 0,9–1,2%.

6. У разі випуску запасів рудного цілика, що огорожує панель, у процесі його відпрацювання, через отвори у покрівлі навантажувально-доставочної виробки, відстані між отворами необхідно диференціювати залежно від висоти шару руди, який випускається та кута падіння рудного покладу.

7. Необхідно проводити повний за якістю випуск по всій лінії штреку первинної доставки, що зменшить втрати на лежачому боці покладу, завдяки постійному розпушенню фігури випуску без переходу у статичний стан і виключить необхідність підтримання виробок у робочому стані до повного відпрацювання запасів панелі. Що дозволяє ввести поняття «одноразова виробка».

## 4. РОЗРОБКА РАЦІОНАЛЬНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ОЧИСНОГО ВИЙМАННЯ БАГАТИХ ЗАЛІЗНИХ РУД В УМОВАХ ШАХТ КРИВБАСУ

### 4.1. Розробка та обґрунтування раціональної схеми доставки руди

Технологічним вирішенням завдання підвищення інтенсивності процесу доставки рудної маси є раціональне використання самохідних ВДМ. Водночас найпоширеніші схеми доставки рудної маси, у процесі розробки рудних родовищ середньої потужності та потужних рудних покладів подано на рис. 4.1 [29], [31].

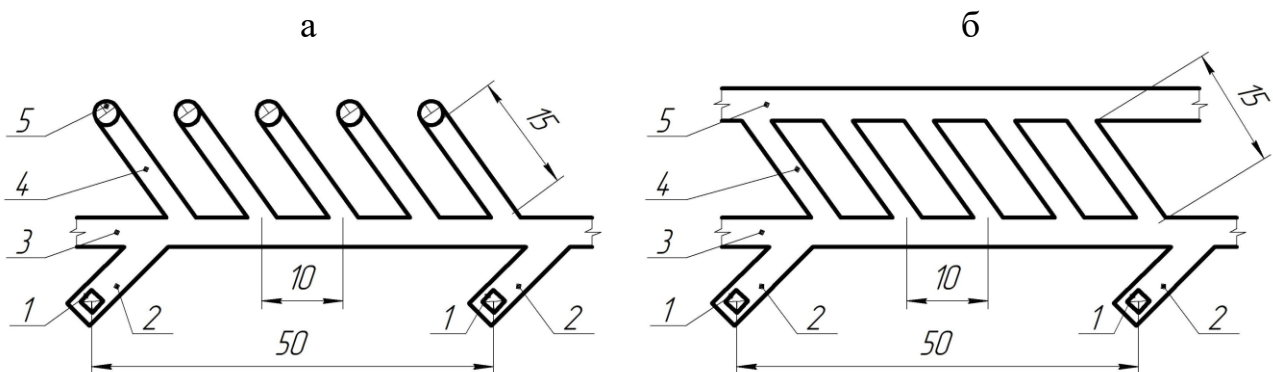


Рисунок 4.1 – Проектні схеми доставки рудної маси для умов ш. «Покровська» АТ «Криворізький залізорудний комбінат»:

а – з випуском руди через дучки:

1 – рудоспуски; 2 – виробка для розвантаження рудної маси;

3 – виробка доставки; 4 – діагональні вантажно-випускні заходки; 5 – дучки;

б – з випуском руди через траншейне днище:

поз. 1, 2, 3, 4 мають таку ж назву,

як і для схеми (а); 5 – траншейна виробка

Водночас необхідно зазначити, що випуск руди з траншейного днища за допомогою самохідних ВДМ, через вантажно-випускні заходки, у Кривбасі вкрай ускладнений підтриманням виробок площею поперечного перетину 12–14 м<sup>2</sup> у процесі усього терміну експлуатації [95]. Так як для забезпечення максимальних показників ефективності, від реалізації вилученої рудної сировини, необхідно забезпечити відстань між їх осями у межах 10 м, що призводить до взаємного перетину зон концентрації напружень в ціликах між ними і, у свою чергу, руйнування в перші проміжки часу їх експлуатації [95].

У процесі виконання ремонтних робіт з відновлення гірничих виробок відбуваються простої гірничого обладнання, що знижує їх коефіцієнт використання і, у свою чергу, значним чином впливає на собівартість рудної сировини, а також переущільнення рудної маси в очисному просторі, яке призводить до зниження показників вилучення [19], [67], [68]. Так само на коефіцієнт використання машини в часі впливають якість покриття підосви виробки та прямолінійність її трасування [96].



Аналіз запропонованих схем доставки рудної маси (рис. 4.1), на основі проведеного дослідження з випуску руди в роботі [95], дав змогу встановити, що втрати та збіднення руди за найкращих умов становлять 18,45% і 15,23% відповідно. Таким чином за найкращих умов, у разі використання самохідної ВДМ ST3.5, показники вилучення руди нижчі за ті, які зараз на рудних Кривбасу, у разі використання на технологічному процесі доставки рудної маси скреперних установок. А собівартість доставки 1 т руди – в півтора рази вища [95]. Це пояснюється тим, що у разі застосування таких схем доставки вантажно-випускні заходки 4 (рис. 4.1) довжиною до 15 м не дають ефективного наповнення ківша самохідної ВДМ за один наїзд. Тому за найкращих умов коефіцієнт наповнення ківша самохідної ВДМ буде становити 0,5–0,6 ч. од. за один наїзд [29], [31]. А за найгірших умов необхідно буде здійснювати неодноразовий наїзд із зануренням ківша в навал руди, що супроводжується втратами часу на підймання й опускання ківша, перемикання передач заднього та переднього ходу, зупинок і розгону. Ці операції значно знижують експлуатаційну продуктивність засобів доставки.

Типова проблема заповнення ковша самохідної ВДМ полягає в тому, що коли вона наближається до навалу рудної маси, кромка ковша опущена до підшви виробки таким чином, що передні шини відриваються від землі [96]. Тому занурення ковша у навал рудної маси здійснюється з навантаженням лише на задній міст до тих пір, поки у задніх шин є зчеплення з підшвою виробки. Зазвичай ківш перестає проникати у навал ще до того, як він повністю увійшов у відбиту рудну масу, а оператор вже починає його підйом. В результаті чого ВДМ починає підніматися по відвалу, не заповнивши ківш. Тому фірмою Sandvik розроблений унікальний метод заповнення ковша [96]. Його реалізація першочергово ґрунтується на забезпеченні прямолінійної ділянки шляху в межах 10–15 м. Так як це дозволить здійснити необхідний розгін самохідної ВДМ для ефективного занурення ковша в рудний навал і заповнити його за один наїзд у середньому на 90–95%. Водночас підвищити продуктивність технологічного процесу доставки в 1,3 рази [95]. Цей спосіб заснований на одночасному застосуванні сили тяги та зусилля відриву стріли і ковша, що забезпечує найбільш швидке його заповнення.

Суть цього методу ґрунтується на таких етапах:

1. Очищення шляху по траєкторії руху до навалу рудної маси, що виконується з метою запобігання пошкодження шин. Спочатку опускається стріла на упори передньої напіврами, потім опускається ківш до підшви виробки та вирівнюється кромка ковша паралельно підшві виробки, керуючись індикатором ковша (рис. 4.2, а).

2. Проникнення ковша у навал рудної маси, шляхом здійснення руху на першій передачі, з опущеною на упори стрілою, до тих пір, доки ВДМ продовжує заглиблення у навал рудної маси (рис. 4.2, б).

3. Піднімання стріли для збільшення сили зчеплення з підшвою виробки, що здійснюється на основі помірного заглиблення ковша з поступовим підйманням його стріли. Це створює навантаження на передній міст і збільшує

силу зчеплення шин з підшоною виробки, а ріжуча кромка ковша залишиться паралельно з підшоною виробки (рис. 4.2, в).

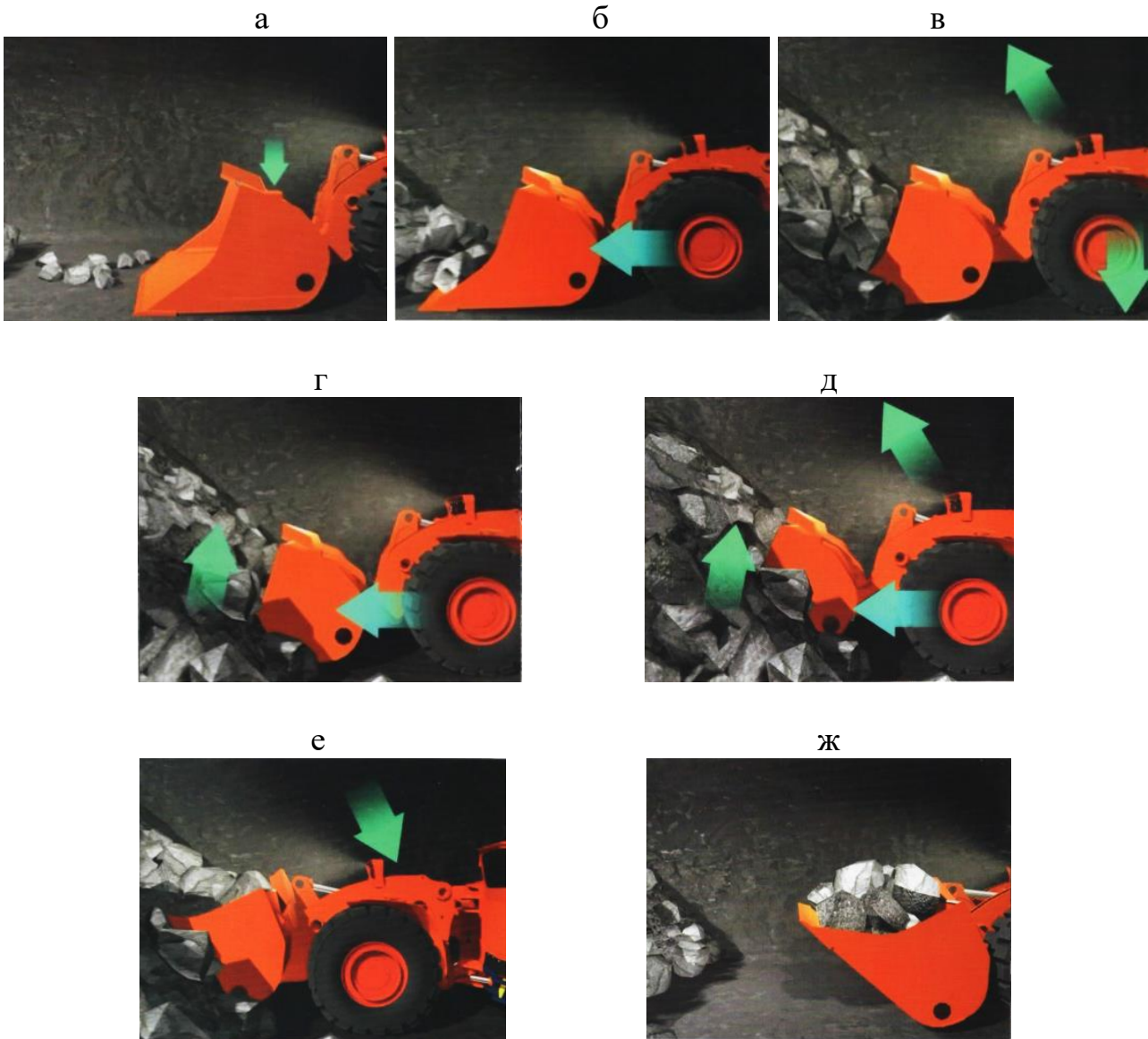


Рисунок 4.2 – Послідовність виконання операцій задля максимального заповнення ковша самохідної ВДМ

4. Використання нахилу ковша та підйому стріли, для максимального заповнення ковша, на основі поступового заглиблення його у навал рудної маси, з обов'язковим періодичним закиданням кромки ковша, до тих пір, доки ківш не проникне у навал рудної маси. Невеликий підйом стріли поверне кромку ковша в горизонтальне положення та він зможе проникнути глибше (рис. 4.2, г).

5. Почергове закидання та підймання до повного заповнення ковша шляхом чергування його закидання і підйому стріли упродовж декількох циклів. Після закінчення циклу ківш повністю закидається назад для максимального його заповнення (рис. 4.2, д).

6. Підготовка до транспортування рудної маси, попередньо здавши назад та опустивши стрілу.



7. Позбавлення від зайвої рудної маси шляхом її струшування швидким нахилом ковша (рис. 4.2, е).

8. Початок доставки рудної маси, попередньо переконавшись, що ківш знаходиться на упорах (рис. 4.2, ж).

Даний метод заповнення ковша збільшує продуктивність завдяки кращому коефіцієнту його заповнення. Він також дозволяє зменшити витрати палива та питомі витрати на технічне обслуговування і ремонт, оскільки у разі його застосування витрачається менше часу на заповнення ковша, що вважається найважливішою вимогою у типовому робочому циклі самохідної ВДМ. Цей спосіб також зменшує пробуксовку коліс, що забезпечує більш довгий термін служби шин. Отже довжину вантажно-випускних заходок необхідно визначати з урахуванням розміщення в них ВДМ по прямій лінії, коли напірне зусилля, що розвиває машина, буде максимальним.

Розроблена схема з визначення оптимальної довжини вантажно-випускних заходок, що залежить від технічних характеристик конкретної моделі самохідної ВДМ, яка застосовується, подана на рис. 4.3.

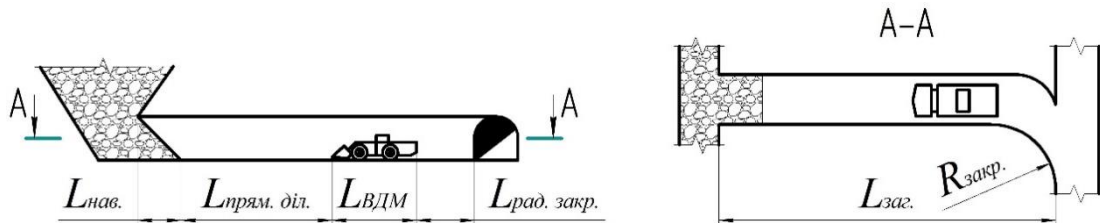


Рисунок 4.3 – Схема до розрахунку оптимальної довжини навантажувального заїзду

За допомогою цієї схеми можливо розрахувати ефективну загальну довжину навантажувального заїзду для будь-якого типу самохідної ВДМ, що визначається з виразу

$$L_{н.з.}^{ef.} = L_{нав.} + L_{прям.діл.} + L_{ВДМ} + L_{рад.закр.}, \text{ м}, \quad (4.1)$$

де  $L_{прям.діл.} = 10\text{--}15$  м – довжина прямолінійної ділянки виробки для ефективного розгону ВДМ, м;  $R_{закр.}$  – радіус закруглення виробки, м;  $L_{ВДМ}$  – довжина самохідної ВДМ, м;  $L_{рад.закр.}$  – довжина закругленої ділянки виробки, що залежить від радіусу закруглення виробки, якщо виробка проведена під деяким кутом ( $\alpha$ ) до відкотної виробки (рис. 4.4), то закруглення виробки відсутнє, м;  $L_{нав.}$  – частина виробки, що вкрита навалом рудної маси (залежить від висоти виробки та моделі ВДМ, що застосовується)

$$L_{нав.} = H_{н.з.} / \text{tg} \varphi, \text{ м}, \quad (4.2)$$

де  $H_{н.з.}$  – висота навантажувального заїзду, м;  $\varphi$  – кут природного укосу руди, що залежить від грудкуватості та форм частинок, шорсткості їх поверхні, а також від щільності і вологості, для залізних руд в середньому становить  $45^\circ$ .

На підставі практичного досвіду використання самохідного обладнання для доставки руди у блоці, було розроблено методику розрахунку параметрів днища

блока у процесі доставки руди за допомогою самохідних ВДМ, розрахункову схему якого подано на рис. 4.4.

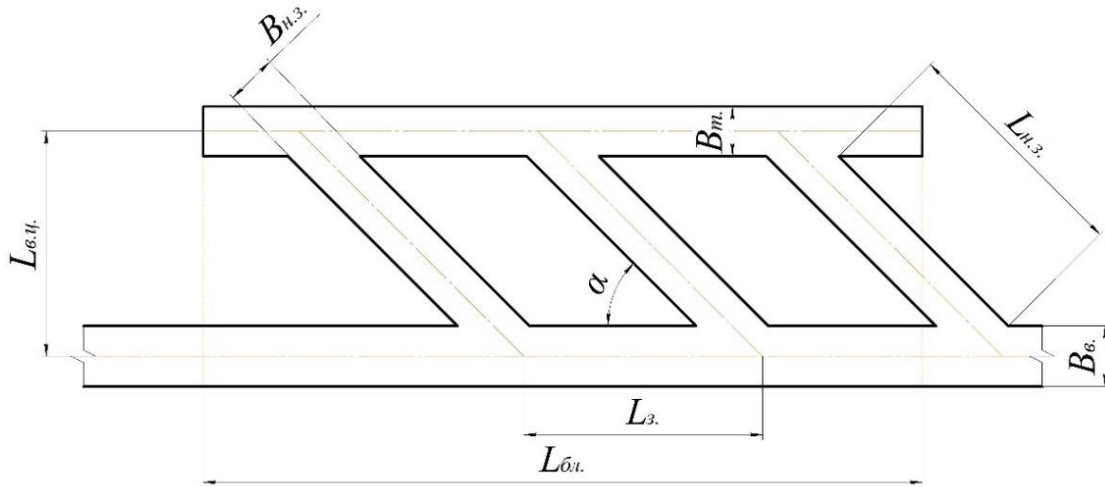


Рисунок 4.4 – Розрахункова схема днища блока у процесі доставки руди за допомогою самохідних ВДМ

Ширина відкотних виробок у проходці, в яких можливе пересування людей

$$B_{в.} = a + B_{ВДМ} + b + 2 \cdot \delta_{кр.}, \text{ м}, \quad (4.3)$$

де  $a$  – ширина пішохідної доріжки, що становить 1,0 та 1,2 м, відповідно, за наявності піднесеного на 0,3 м над полотном дороги тротуару або обладнанні через кожні 25 м ніші для укриття пішоходів;  $B_{ВДМ}$  – ширина самохідної ВДМ, м;  $b$  – зазор між ВДМ та стінкою виробки, що дорівнює 0,5 м;  $\delta_{кр.}$  – товщина кріплення відкотної виробки, м.

Ширина навантажувальних заїздів, а також виробок, де виключається можливість знаходження людей, окрім обслуговуючого персоналу, за швидкості руху ВДМ не більше 10 км/год

$$B_{н.з.} = B_{ВДМ} + 2 \cdot 0,6, \text{ м}. \quad (4.4)$$

Довжина навантажувального заїзду

$$L_{н.з.} = L_{ВДМ} + L_{нав.}, \text{ м}. \quad (4.5)$$

Відстань між центрами відкотної та траншейної виробок

$$L_{в.ц.} = L_{н.з.} \cdot \sin \alpha + 0,5 \cdot (B_{в.} + B_{м.}), \text{ м}, \quad (4.6)$$

де  $\alpha$  – кут між відкотною виробкою та навантажувальним заїздом становить  $45 - 90^\circ$ ;  $B_{м.}$  – ширина траншейної виробки у проходці, м.

Висота укосу відбитої руди

$$h_o = 0,38 \cdot e^{0,055 \cdot \beta}, \text{ м}, \quad (4.7)$$

де  $\beta$  – кут укосу для руди, що не злежується  $\beta \geq 60^\circ$  і для руди, що злежується  $\beta \geq 70^\circ$ .

Відстань між центрами навантажувальних заїздів

$$L_{з.} = B_{н.з.} + 2 \cdot \frac{h_o}{\text{tg} \beta}, \text{ м}. \quad (4.8)$$

де  $L_{б.л.}$  – довжина блока за простяганням, м.

Кількість навантажувальних заїздів

$$N_3 = \frac{L_{\text{бл.}} - L_3}{L_3} + 1, \text{ шт.} \quad (4.9)$$

Фактична відстань між центрами навантажувальних заїздів

$$L_{\text{ф.}} = \frac{L_{\text{бл.}} - L_3}{N_3 - 1}, \text{ м.} \quad (4.10)$$

Таким чином для застосування самохідних ВДМ на технологічному процесі випуску та доставки руди постає питання про зміну конструкції днищ горизонтів випуску та доставки, що значно впливає на показники вилучення. Виходячи з чого, було розроблено варіант комбінованого скреперно-самохідного способу доставки рудної маси за допомогою самохідної ВДМ і багатоківшевих скреперних лебідок, що подано на рис. 4.5.

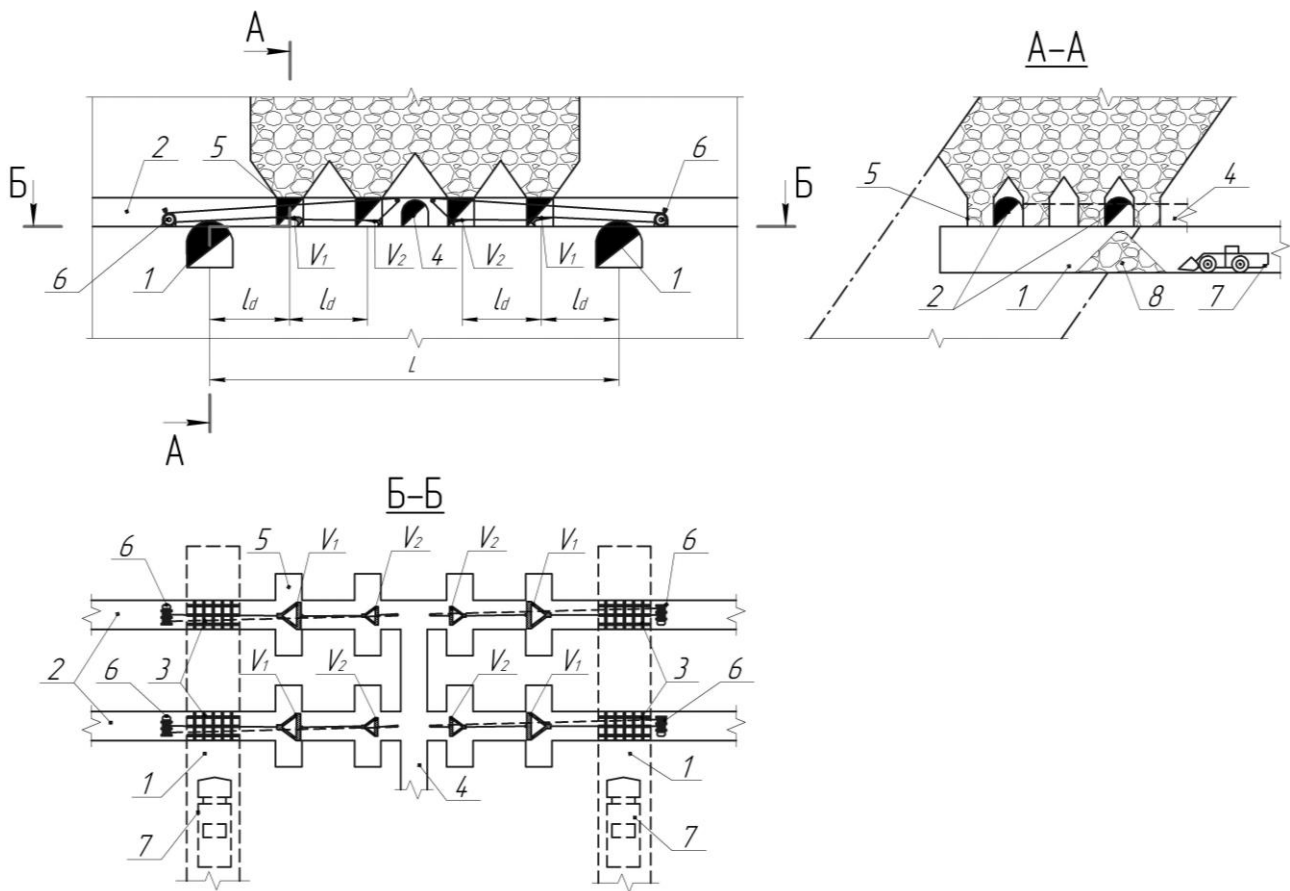


Рисунок 4.5 – Схема комбінованого скреперно-самохідного способу доставки рудної маси за допомогою комплексу «багатоківшеві скреперні лебідки – самохідна ВДМ»: 1 – вантажно-доставні орти; 2 – штреки скреперування; 3 – решітка грохота; 4 – вентиляційний орт; 5 – випускні ніші; 6 – багатоківшеві скреперні лебідки; 7 – самохідна ВДМ; 8 – навал рудної маси;  $V_1 = 2V_2$  – об’єм першого скрепера,  $\text{м}^3$ ;  $V_2$  – об’єм другого скрепера,  $\text{м}^3$ ;  $l_d$  – відстані між суміжними випускними нішами і центром вантажно-доставного орта;  $L$  – відстань між вантажно-доставними ортами

Випуск і доставка руди, в межах очисної панелі, здійснюються після масового відбивання рудного масиву, від випускних ніш 5 по штрекам скреперування 2, скреперними лебідками 6, в обидві сторони від вентиляційного орта 4, до їх перетину з вантажно-доставними ортами 1, де вона через решітку грохота 3 розвантажується. Водночас на підшвах вантажно-доставних ортів 1 формується рудний навал 8, об'єм якого може досягати 90 т. Збільшення продуктивності скреперних лебідок до 650–750 т/зміну забезпечується завдяки тому, що кількість скреперів кожної скреперної лебідки 6 відповідає числу пар випускних виробок 5, з яких здійснюється випуск, об'єми скреперів ( $V$ ), починаючи з хвостового, у два рази перевищує об'єм попереднього ( $V_1 = 2V_2$ ). Відстань між скреперами однакова та відповідає відстані між суміжними випускними нішами і центром вантажно-доставного орта 1 ( $l_d$ ), що дозволяє зменшити середню довжину доставки до 5–7 м. Така комбінація випускних виробок і скреперної лебідки дозволить забезпечити випуск руди рівномірними дозами з кожної випускної виробки одночасно, з однаковою періодичністю та допоможе виключити людський фактор у процесі дотримання планування випуску. Залежно від відстані між випускними нішами ( $l_d$ ) та кількості пар випускних ніш по лінії штреків скреперування, відстань між вантажно-доставними ортами ( $L$ ) буде коливатись в межах 25–35 м.

Вторинна доставка здійснюється за допомогою самохідних ВДМ 7 від рудного навалу 8 по вантажно-доставних ортах 1 до місць розвантаження у капітальні рудоспуски, що забезпечить нормальну та безперебійну роботу самохідних ВДМ.

Загальну принципову схему капітального рудоспуску та його основних конструктивних елементів подано на рис. 4.6. Розміри камер розвантаження визначають виходячи з габаритів обладнання та самохідних ВДМ, з урахуванням інших пристроїв (механізмів вторинного подрібнення, аспіраційно-знепилюючих, монтажних механізмів тощо) і відповідно до чинних нормативних документів [38, 134].

Конструкція розвантажувальної камери рудоспусків (породоспусків) повинна виключати можливість падіння транспортних засобів у приймальний отвір рудоспуску. Для виключення падіння в рудоспуск людей і пилоутворення необхідні спеціальні пристрої [38]. Виробки, що підводяться до камер розвантаження повинні мати нахил у бік транспортної виробки. Поверхню заїзду до капітального рудоспуску, для ефективною зачистки від просипу руди бульдозером або ковшовою ВДМ, необхідно бетонувати [38]. Розвантажувальну камеру оснащують потужними світильниками, засобами зрошення та пилоподавлення [134].

Кути нахилу рудоспусків визначають залежно від фізико-механічних властивостей руди. Гранично допустимі кути нахилу не повинні бути менше  $65^\circ$  – для глинистих руд з вологістю понад 10%,  $60^\circ$  – для кускових руд з вмістом більше 25% липких фракцій,  $50^\circ$  – для кускових руд, що містить до 25% дрібних фракцій [38]. Таким чином кут нахилу рудоспуску відносно горизонтальної поверхні для розробленої схеми встановлюється  $65^\circ$ .

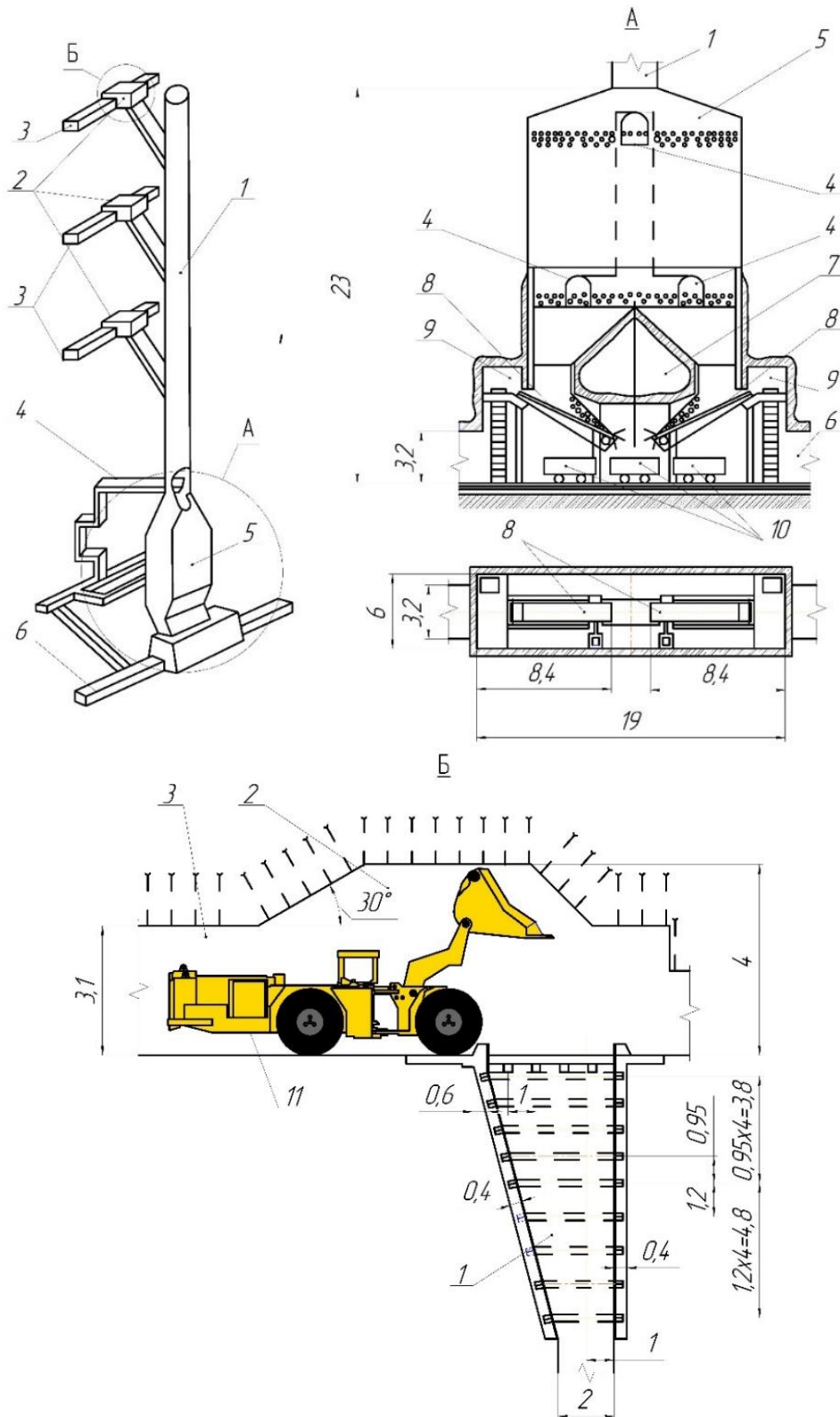


Рисунок 4.6 – Загальна принципова схема капітального рудоспуску та його основних конструктивних елементів: 1 – ствол капітального рудоспуску; 2 – вузол розвантаження ковша самохідної ВДМ у рудоспуск; 3 – доставні виробки робочих горизонтів; 4 – оглядова виробка; 5 – бункерна частина капітального рудоспуску; 6 – гірничя виробка відкотного (концентраційного) горизонту; 7 – розсікач; 8 – віброживильники; 9 – камери обслуговування; 10 – вагонетники для транспортування рудної маси; 11 – самохідна ВДМ

Висота технологічного поверху встановлюється кратною висоті технологічного підповерху та залежить від кута падіння рудного покладу, а для розробки рудних покладів з кутами падіння  $65^\circ$  і більше визначається можливостями бурових верстатів для проходки підняттевих виробок та можуть досягати 1000 м [60].

Для руд, що схильні до утворення зависань, у капітальних рудоспусках передбачають проведення контрольно-оглядових виробок, розташування яких визначають проектом. Основа рудоспусків і перевантажувальних пристроїв, пройдених в нестійких породах, футерують бронеплитами або іншими зносостійкими матеріалами. Рудоспуски обладнають люковими пристроями з затворами та вібротехнікою [38].

Для люкового навантаження руди розміри та площа поперечного перерізу люка, кут нахилу днища і конструкцію затвора обирають залежно від крупності руди, що випускається, її вологості та фізико-хімічних властивостей. Для самоплинного навантаження руди кут нахилу днища люка приймають рівним  $35\text{--}65^\circ$ , а мінімальний розмір випускного отвору – не менше трикратного розміру кондиційного куска. Кожен навантажувальний пункт повинен бути обладнаний системою пилоподавлення.

Кількість рудоспусків пропонується два або три, для забезпечення перепуску з технологічних горизонтів рудної маси різної якості.

Розрахунок продуктивності різних типів самохідних ВДМ, які можливо використати в підземних умовах розробки багатих залізних руд Кривбасу, дав змогу встановити, що можливо досягти інтенсивності випуску до  $8,8 \text{ т/м}^2$  за добу (рис. 4.7).

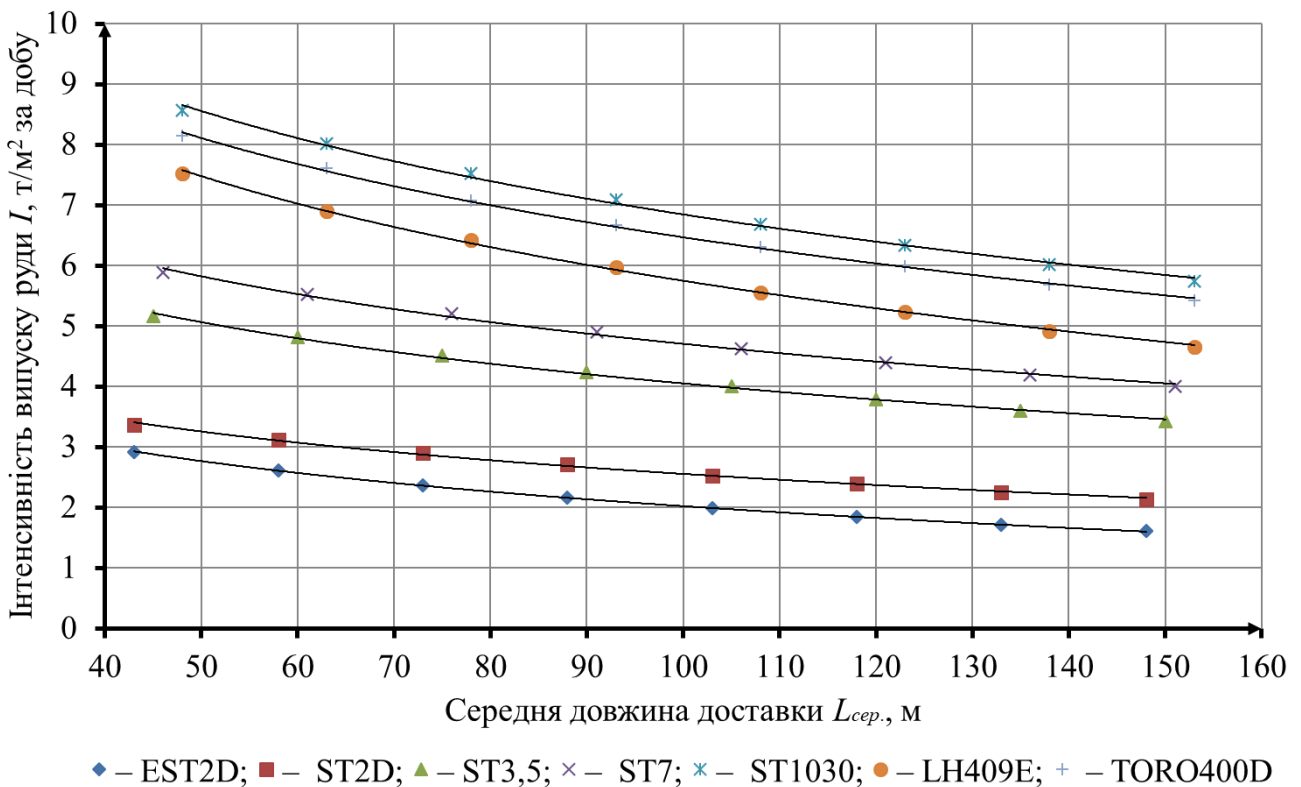


Рисунок 4.7 – Графіки залежності інтенсивності процесу випуску руди від середньої довжини доставки

Провівши апроксимацію отримані залежності інтенсивності процесу випуску руди ( $I$ ) від середньої довжини доставки ( $L_{сер}$ ), що в загальному вигляді виражаються в логарифмічній формі

$$I = -a \ln(L_{сер}) + b, \text{ т/м}^2 \text{ за добу}, \quad (4.11)$$

де  $a$  і  $b$  – числові значення, які мають визначені величини;  $L_{сер}$  – середня довжина доставки руди, м;  $\ln$  – натуральний логарифм.

Так для різних типів самохідних ВДМ аналітичні вирази будуть наступні:  
– для EST2D

$$I = -0,0077 \ln(L_{сер}) + 2,8952, \text{ т/м}^2 \text{ за добу, при } R^2 = 0,92; \quad (4.12)$$

– для ST2D

$$I = -0,0079 \ln(L_{сер}) + 3,4397, \text{ т/м}^2 \text{ за добу, при } R^2 = 0,95; \quad (4.13)$$

– для ST3,5

$$I = -1,546 \ln(L_{сер}) + 11,146, \text{ т/м}^2 \text{ за добу, при } R^2 = 0,99; \quad (4.14)$$

– для ST7

$$I = -1,722 \ln(L_{сер}) + 12,606, \text{ т/м}^2 \text{ за добу, при } R^2 = 0,99; \quad (4.15)$$

– для ST1030

$$I = -2,574 \ln(L_{сер}) + 18,684, \text{ т/м}^2 \text{ за добу, при } R^2 = 0,99; \quad (4.16)$$

– для LH409E

$$I = -2,489 \ln(L_{сер}) + 17,506, \text{ т/м}^2 \text{ за добу, при } R^2 = 0,99; \quad (4.17)$$

– для TORO400D

$$I = -2,448 \ln(L_{сер}) + 17,717, \text{ т/м}^2 \text{ за добу, при } R^2 = 0,99 \quad (4.18)$$

Водночас збільшення інтенсивності випуску руди дозволить зменшити термін існування відслонень очисних (компенсаційних) камер, що забезпечить збільшення їх об'єму і, як наслідок, дозволить збільшити обсяг видобутку чистої руди.

Для гірничо-геологічних умов Кривбасу, на основі розробленої розрахункової схеми (рис. 4.8), за методикою [40] було здійснено розрахунок максимально можливих, за умовами стійкості, параметрів відслонень очисних (компенсаційних) камер, що утворені за допомогою буропідричних робіт.

На основі розрахунків встановлено, що об'єми очисних (компенсаційних) камер з плоскими похилими і вертикальними відслоненнями характеризуються більшим об'ємом ніж з плоскими горизонтальними та вертикальними відслоненнями.

За умов максимальної стійкості відслонень очисних (компенсаційних) камер та можливостей засобів доставки були встановлені можливі відносні об'єми первинних очисних (компенсаційних) просторів. На підставі проведених, за допомогою графоаналітичного методу, розрахунків встановлені залежності відносного об'єму очисної (компенсаційної) камери від потужності (ширини панелі вхрест простягання) рудного покладу, інтенсивності технологічного процесу випуску та доставки рудної маси, класу розробки покладів, межі міцності руди на одновісне стискання та глибини ведення гірничих робіт (рис. 4.9 – 4.16).



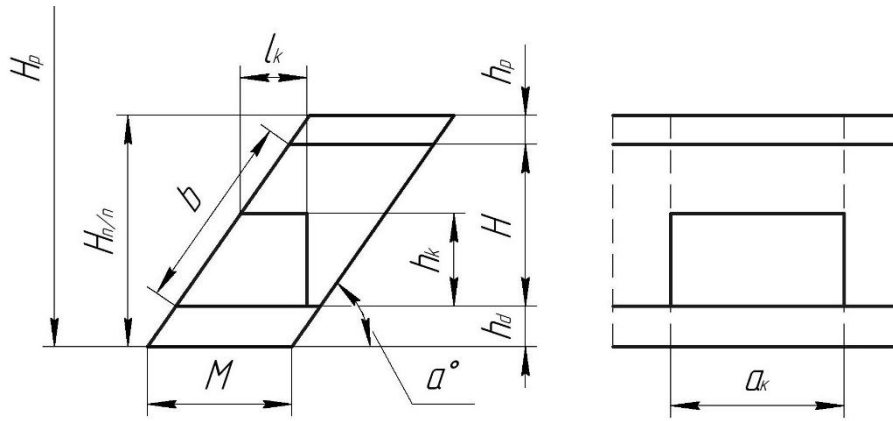


Рисунок 4.8 – Розрахункова схема визначення стійких параметрів очисних (компенсаційних) камер для систем підповерхового обвалення:

$H_p$  – глибина розробки, м;  $l_k$  – ширина горизонтального відслонення очисної (компенсаційної) камери, м;  $b$  – похила висота відслонення порід висячого боку, м;  $M$  – потужність рудного покладу (ширина камери), м;  $h_d$  – висота днища виймальної одиниці, м;  $h_k$  – висота очисної (компенсаційної) камери, м;  $H_{n/n}$  – висота підповерху, м;  $h_p$  – товщина стелини, м;  $a_k$  – довжина очисної (компенсаційної) камери за простяганням, м;  $\alpha$  – кут падіння рудного покладу, град

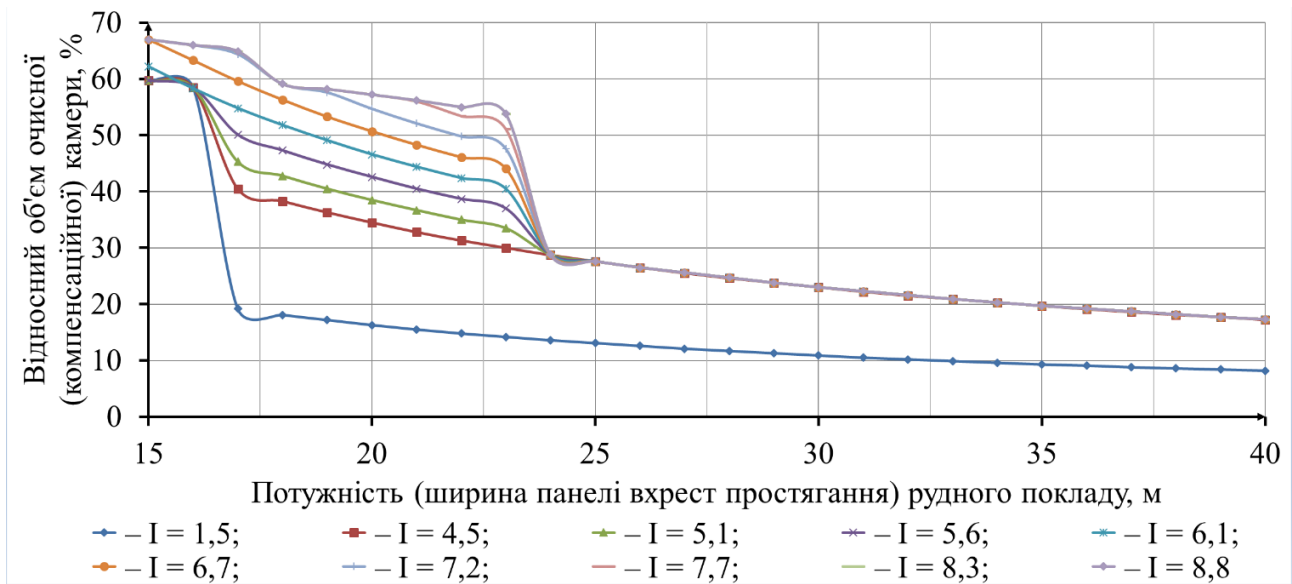


Рисунок 4.9 – Графіки залежності відносного об'єму очисної (компенсаційної) камери від потужності (ширини панелі вхрест простягання) рудного покладу міцністю 40 МПа першого класу розробки на глибині 1200 м, для різної інтенсивності (I) протікання технологічного процесу випуску та доставки рудної маси

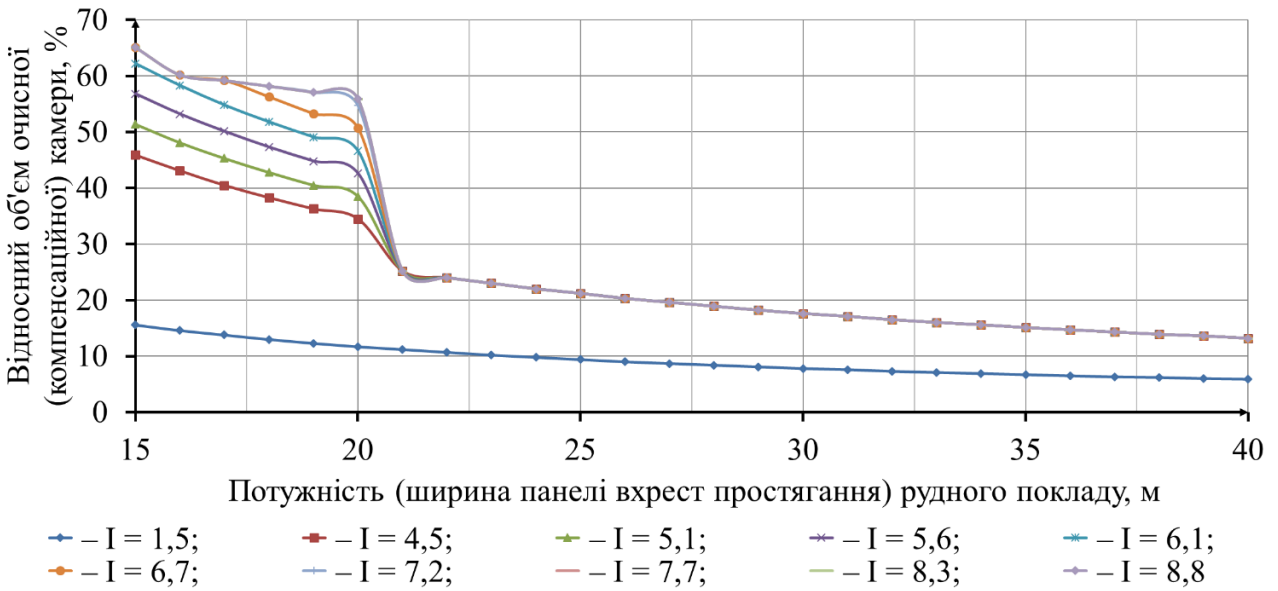


Рисунок 4.10 – Графіки залежності відносного об'єму очисної (компенсаційної) камери від потужності (ширини панелі вхрест простягання) рудного покладу міцністю 40 МПа першого класу розробки на глибині 1400 м, для різної інтенсивності (I) протікання технологічного процесу випуску та доставки рудної маси

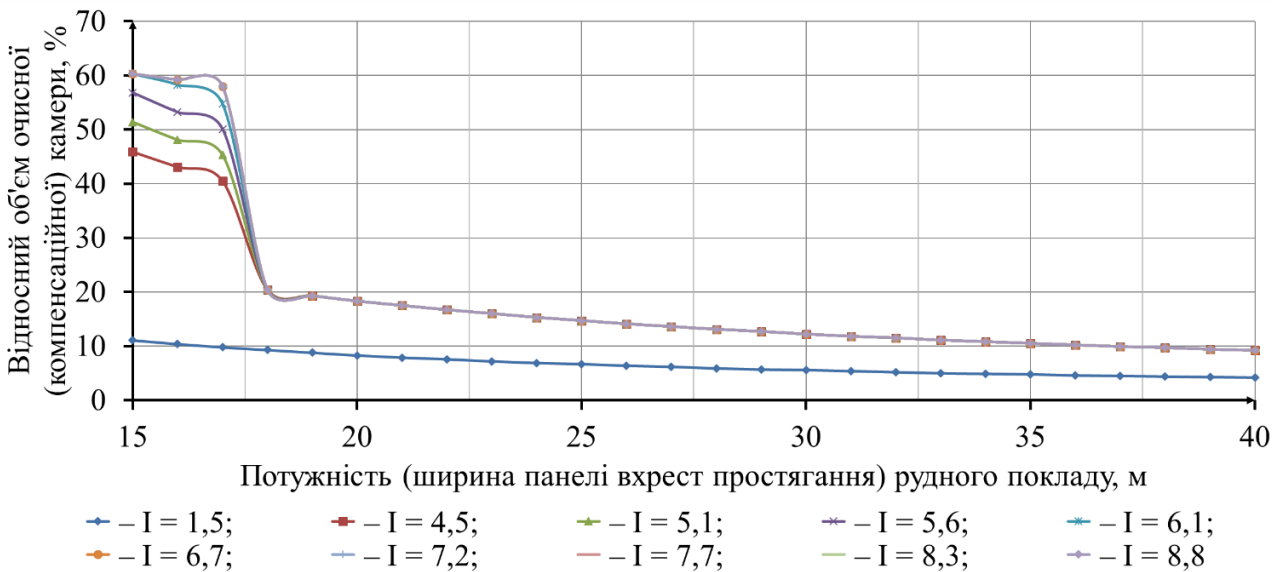


Рисунок 4.11 – Графіки залежності відносного об'єму очисної (компенсаційної) камери від потужності (ширини панелі вхрест простягання) рудного покладу міцністю 40 МПа другого класу розробки на глибині 1200 м, для різної інтенсивності (I) протікання технологічного процесу випуску та доставки рудної маси

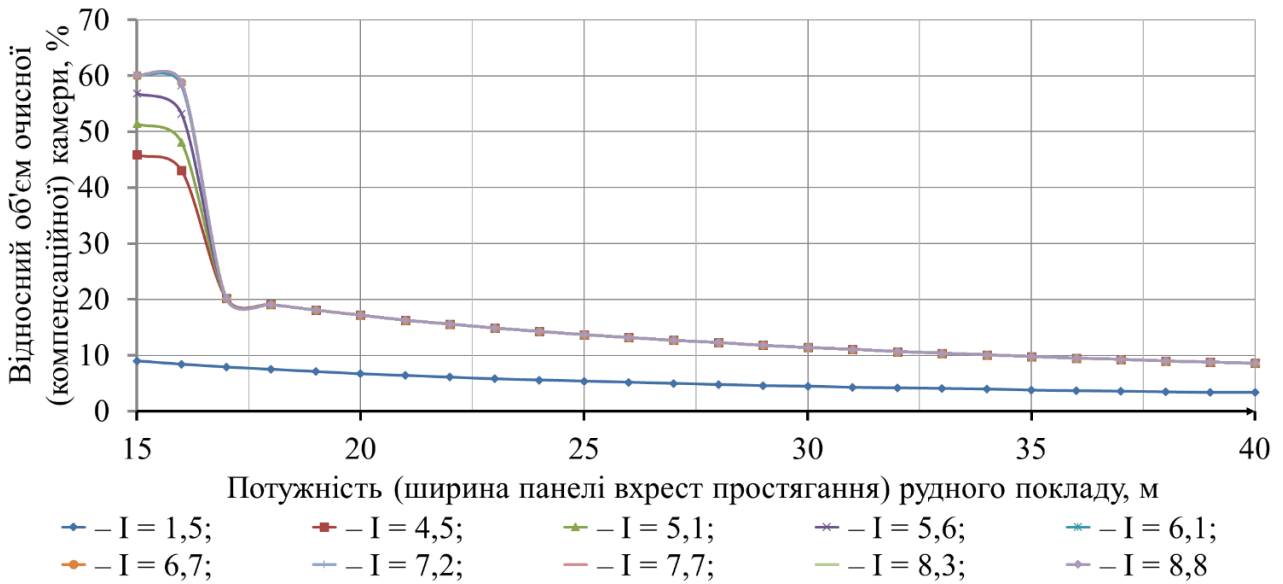


Рисунок 4.12 – Графіки залежності відносного об'єму очисної (компенсаційної) камери від потужності (ширини панелі вхрест простягання) рудного покладу міцністю 40 МПа другого класу розробки на глибині 1400 м, для різної інтенсивності (I) протікання технологічного процесу випуску та доставки рудної маси

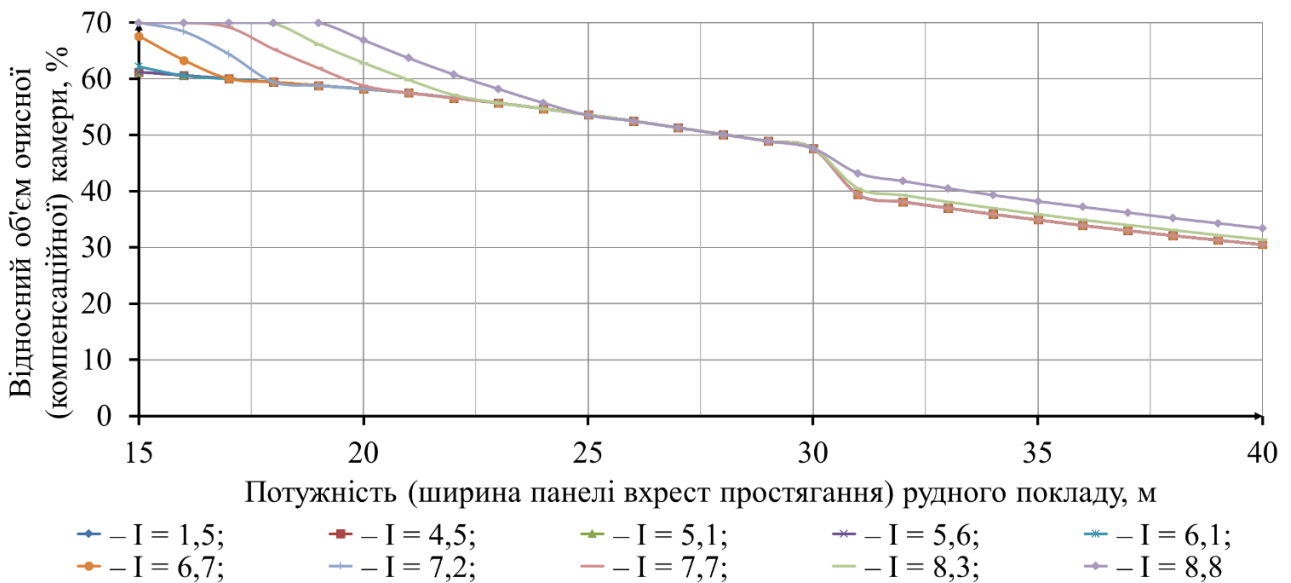


Рисунок 4.13 – Графіки залежності відносного об'єму очисної (компенсаційної) камери від потужності (ширини панелі вхрест простягання) рудного покладу міцністю 60 МПа першого класу розробки на глибині 1200 м, для різної інтенсивності (I) протікання технологічного процесу випуску та доставки рудної маси

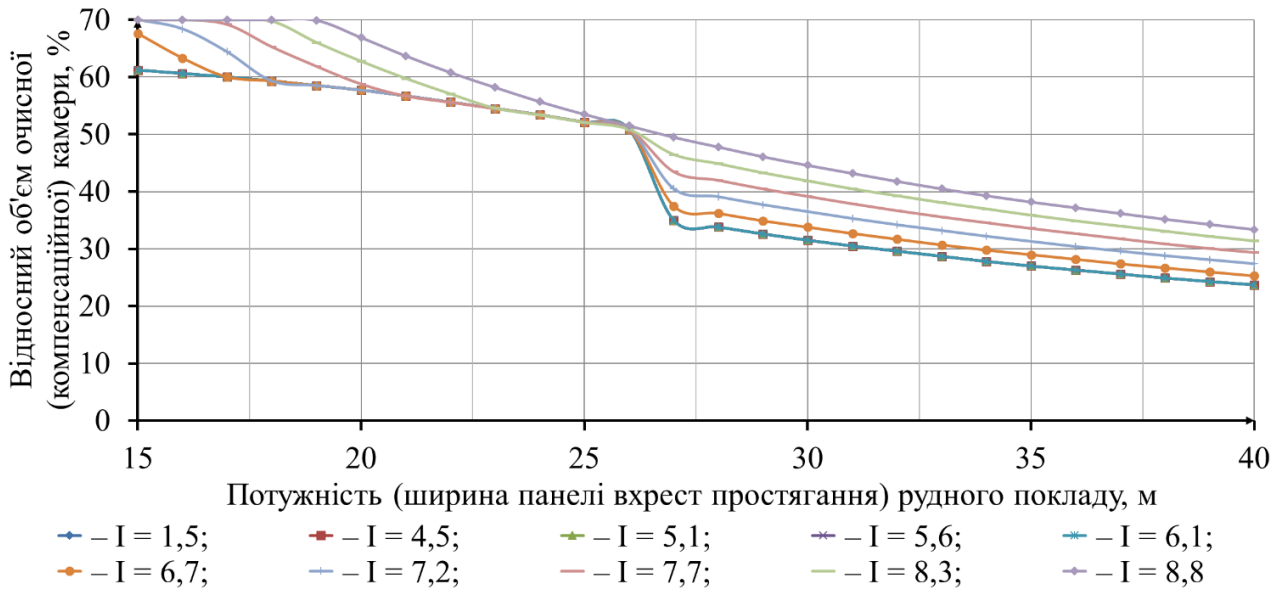


Рисунок 4.14 – Графіки залежності відносного об'єму очисної (компенсаційної) камери від потужності (ширини панелі вхрест простягання) рудного покладу міцністю 60 МПа першого класу розробки на глибині 1400 м, для різної інтенсивності (I) протікання технологічного процесу випуску та доставки рудної маси

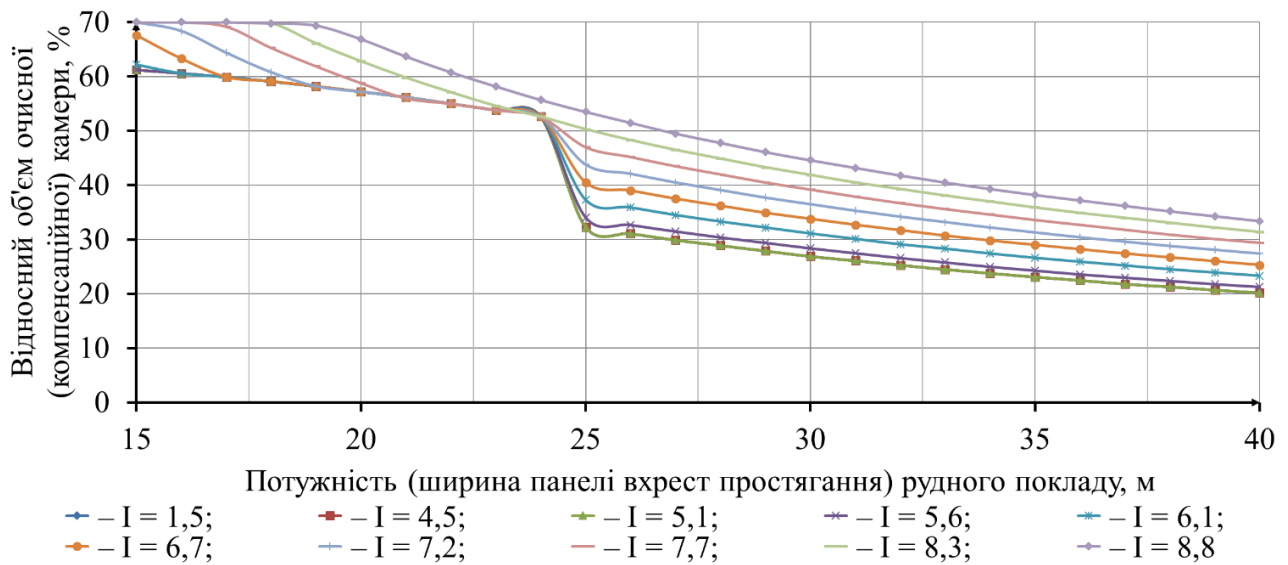


Рисунок 4.15 – Графіки залежності відносного об'єму очисної (компенсаційної) камери від потужності (ширини панелі вхрест простягання) рудного покладу міцністю 60 МПа другого класу розробки на глибині 1200 м, для різної інтенсивності (I) протікання технологічного процесу випуску та доставки рудної маси

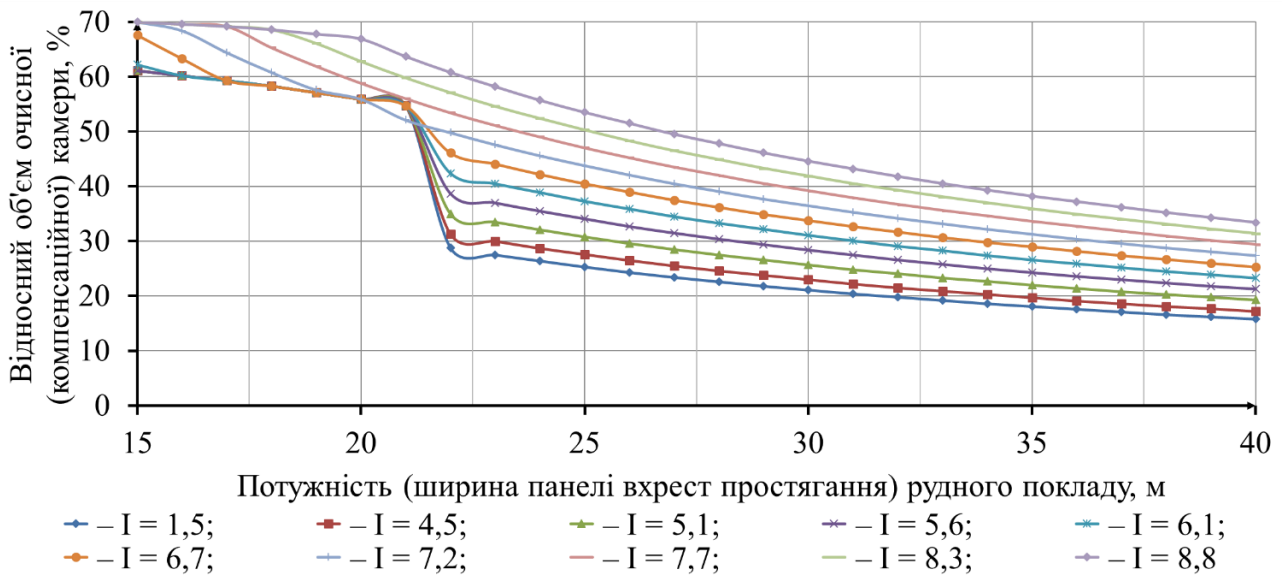


Рисунок 4.16 – Графіки залежності відносного об'єму очисної (компенсаційної) камери від потужності (ширини панелі вхрест простягання) рудного покладу міцністю 60 МПа другого класу розробки на глибині 1400 м, для різної інтенсивності (I) протікання технологічного процесу випуску та доставки рудної маси

Аналіз графіків (рис. 4.9–4.16) дав змогу встановити, що для покладів:

– II класу розробки, представлених рудами нижче середньої міцності ( $f = 4$ ) та стійкості, в діапазоні глибин 100–1500 м, питомий об'єм очисних (компенсаційних) просторів зменшується за степеневою залежністю від 70% до 8%;

– I класу розробки, представлених рудами нижче середньої міцності ( $f = 4$ ) та стійкості, в діапазоні глибин 1200–1400 м, питомий об'єм очисних (компенсаційних) просторів можна збільшити на 7,3–49,5%;

– II класу розробки, представлених рудами нижче середньої міцності ( $f = 4$ ) та стійкості, в діапазоні глибин 1200–1400 м, питомий об'єм очисних (компенсаційних) просторів можна збільшити на 5–51%;

– I класу розробки, представлених рудами середньої міцності ( $f = 6$ ) та стійкості, в діапазоні глибин 1200–1400 м, питомий об'єм очисних (компенсаційних) просторів можна збільшити на 7,0–15,8%;

– II класу розробки, представлених рудами середньої міцності ( $f = 6$ ) та стійкості, в діапазоні глибин 1200–1400 м, питомий об'єм очисних (компенсаційних) просторів можна збільшити на 8,8–21,3%.

Таким чином розроблена технологічна схема комбінованого скреперно-самохідного способу доставки руди забезпечить: застосування самохідної техніки в складних гірничо-геологічних умовах та збільшення показників вилучення руди, завдяки підвищенню інтенсивності випуску рудної маси з випускних виробок по всій площі панелі; мінімізувати вплив людського фактора в процесі управління випуском руди, завдяки тому, що відстань між суміжними парами випускних ніш

за довжиною штреку скреперування і від місця розвантаження до першої пари однакові та відповідають відстані між суміжними скреперами; зменшити майже у два рази кількість локалізації зависань у процесі випуску руди, завдяки заміні випускних виробок діаметром 1,5 м випускними нішами квадратної форми з розмірами 2 м × 2 м; поліпшити санітарно-гігієнічні умови праці гірників і підвищити безпеку ведення гірничих робіт у процесі випуску та доставки руди, завдяки застосуванню самохідної ВДМ, а також відмова від проходки панельних рудоспусків за допомогою переносного обладнання ручним способом; організувати селективні потоки руди різної якості та пустих порід і зменшити об'єми проходки виробок відкотного горизонту, завдяки застосуванню системи капітальних рудоспусків; збільшити відстань між відкотними горизонтами до 1000 м залежно від гірничотехнічних можливостей та кута падіння рудного покладу.

#### **4.2. Розробка раціональних варіантів технології очисного виймання багатих залізних руд**

На основі проведених досліджень запропоновані раціональні варіанти систем підповерхового обвалення, які забезпечать ефективну розробку покладів багатих залізних руд на значних глибинах, з відбиванням руди підривними свердловинами на компенсаційний простір та комбінованою скреперно-самохідною доставкою рудної маси, що включають: надання стійких форм і розмірів компенсаційним просторам, шляхом урахування початкової геомеханічної обстановки в межах технологічних ділянок та зменшення часу їх існування, завдяки інтенсифікації технологічних процесів очисних робіт; підвищення ефективності буропідривних робіт, завдяки розташуванню свердловин в зоні розвантаження масиву очисними панелями та застосуванню сучасних типів бурового обладнання; покращення показників вилучення руди у ході площинного випуску обвалених запасів руди під вмісними породами, завдяки збільшенню частки вилучення чистої руди шляхом застосування лінійно-почергового режиму випуску руди в штреки випуску та скреперної доставки, з двостороннім скреперуванням; здійснення доставки руди в горизонтальній площині, завдяки застосуванню самохідних ВДМ і капітальних рудоспусків та відмова від панельних вертикальних рудоспусків; встановлення оптимального співвідношення між геометричними розмірами очисних панелей, параметрами конструктивних елементів систем розробки та порядку ведення очисних робіт.

Залежно від гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов розробки покладів багатих залізних руд на значних глибинах, розроблено камерний варіант системи підповерхового обвалення (рис. 4.17) та варіант системи підповерхового обвалення з відбиванням руди на похилий компенсаційний простір (рис. 4.18).

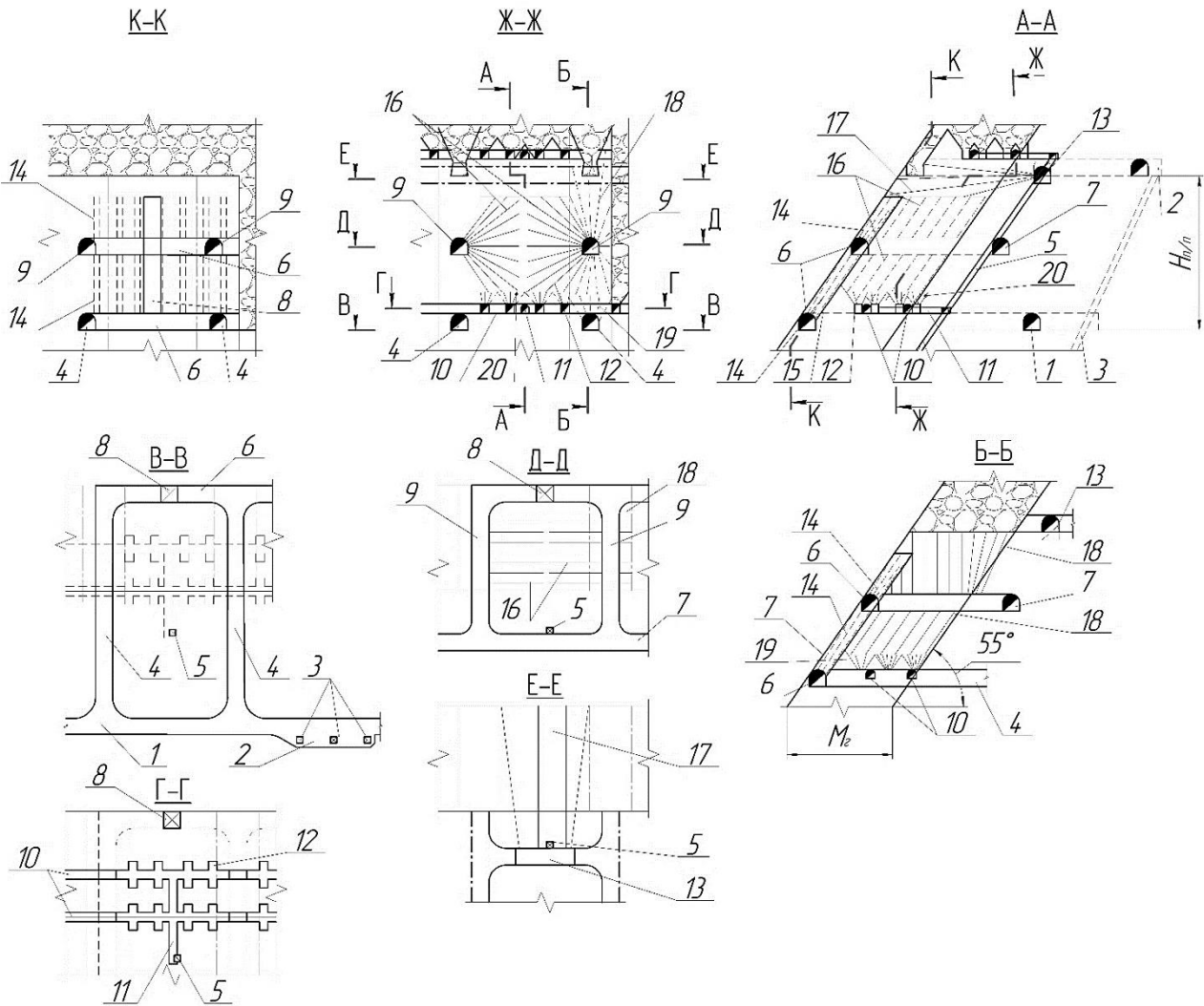


Рисунок 4.17 – Камерний варіант системи підповерхового обвалення з використанням самохідної техніки у процесі розробки покладів багатих залізних руд на глибоких горизонтах шахт Кривбасу:  $H_{n/n}$  – висота підповерху;  $M_z$  – горизонтальна потужність рудного покладу; 1 – господарчо-транспортно-вентиляційний штрек; 2 – вузол розвантаження селективних потоків рудної маси; 3 – капітальні рудоспуски; 4 – вантажно-доставно-господарчі орти; 5 – збірний вентиляційний під-няттявий; 6 – бурові штреки для утворення відрізної щілини; 7 – господарчо-транспортний штрек; 8 – відрізний підняттявий; 9 – бурові орти; 10 – штреки випуску і скреперної доставки; 11 – вентиляцій орт; 12 – випускні ніші; 13 – буровий штрек для обвалення запасів стелини; 14 – комплекти віял глибоких свердловин для утворення відрізної щілини; 15 – відрізна щілина; 16 – комплекти віял глибоких свердловин для обвалення запасів очисної камери; 17 – пучки глибоких свердловин для обвалення запасів стелини; 18 – комплекти віял глибоких свердловин для обвалення запасів цілика; 19 – пучки свердловин для розвороту воронок у межах цілика; 20 – штангові шури для формування випускних воронок



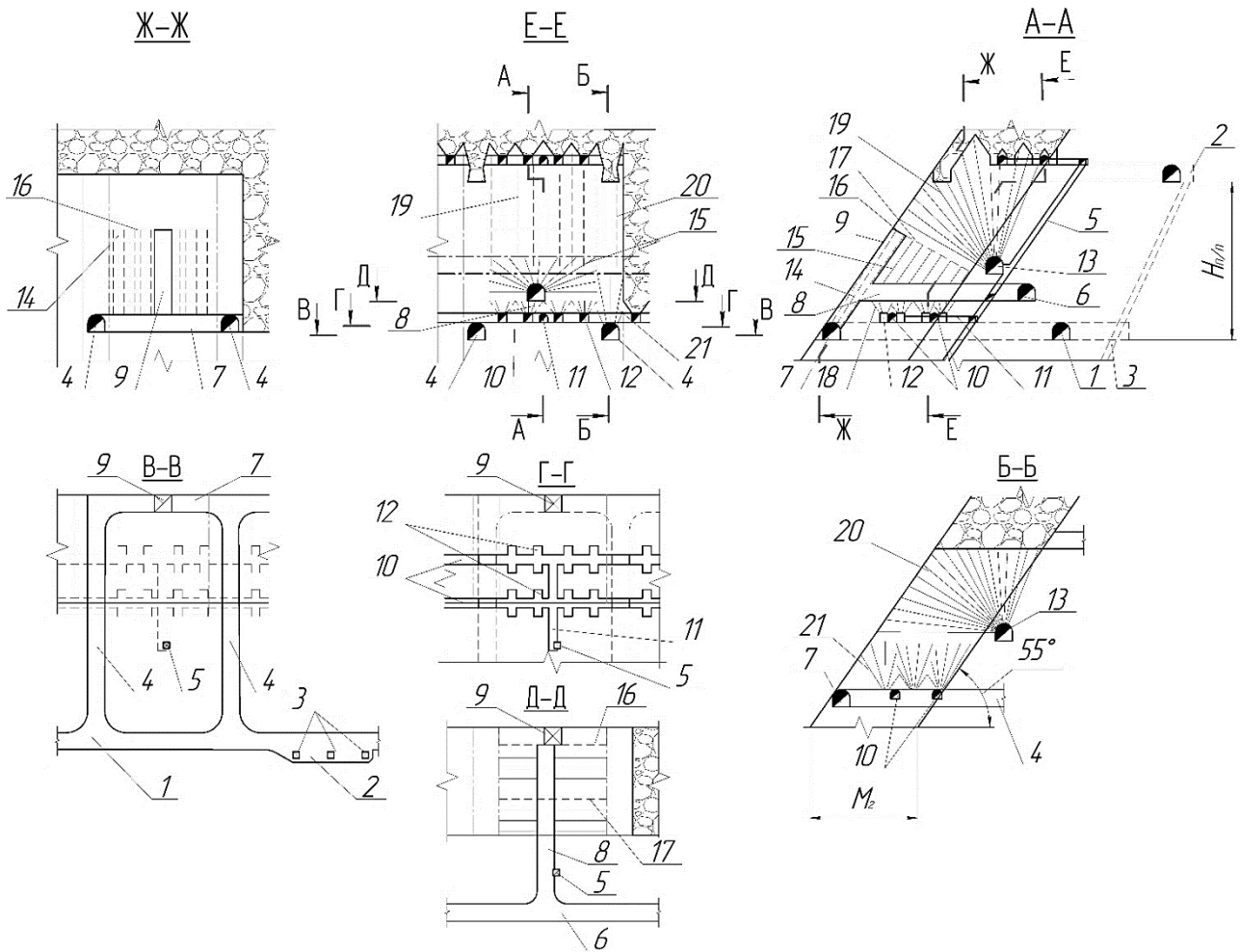


Рисунок 4.18 – Варіант системи підповерхового обвалення з використанням самохідної техніки у процесі розробки покладів багатих залізних руд на глибоких горизонтах шахт Кривбасу:  $H_{n/n}$  – висота підповерху;  $M_z$  – горизонтальна потужність рудного покладу; 1 – господарчо-транспортно-вентиляційний штрек; 2 – вузол розвантаження селективних потоків рудної маси; 3 – капітальні рудоспуски; 4 – вантажно-доставно-господарчі орти; 5 – збірний вентиляційний підняттявий; 6 – господарчо-транспортний штрек; 7 – підсічний штрек;

8 – підсічний орт; 9 – відрізний підняттявий; 10 – штреки випуску і скреперної доставки; 11 – вентиляцій орт; 12 – випускні ніші; 13 – буровий штрек; 14 – комплекти віял глибоких свердловин для утворення відрізної щілини; 15 – похилі віяла глибоких свердловин для утворення похилої компенсаційної камери; 16 – відрізна щілина; 17 – похила компенсаційна камера; 18 – пучки штангових шпурів; 19 – вертикальні віяла глибоких свердловин для відивання основного запасу панелі; 20 – віяла глибоких свердловин для відбивання запасів цілика; 21 – пучки свердловин для розвороту воронок у межах цілика

Камерний варіант системи підповерхового обвалення за своєю сутністю нагадує варіант з відбиванням руди висхідними віялами глибоких свердловин на вертикальну компенсаційну щілину. Відмінність полягає в тому, що спочатку відбивають на похилу відрізну щілину, яка розташована паралельно вмісним

породам висячого боку, півкругові похилі віяла, що примикають до неї, без обвалення стелини. Для цього довжина свердловин по вертикалі повинна відповідати похилій висоті відрізної щілини. У міру відбивання шарів руду з камери випускають. Таким чином, залежно від міцності та стійкості рудного масиву, глибини розробки і потужності покладу, вдається відбити до 70% запасів всієї панелі. Потім обвалюють міжкамерні цілики та стелину. Даний запропонований варіант дозволяє знизити втрати та збіднення, завдяки збільшенню відсотку вилучення чистої руди.

Нарізні роботи у разі застосування камерного варіанта системи підповерхового обвалення (рис. 4.17) полягає в наступному. На рівнях технологічних підповерхів, у породах лежачого боку покладу, проходять господарчо-транспортно-вентиляційний штрек 1, площею поперечного перерізу 14 м<sup>2</sup>. У господарчо-транспортно-вентиляційного штреку 1 формують вузол розвантаження селективних потоків рудної маси 2 в капітальні рудоспуски 3 діаметром 3 м. З господарчо-транспортно-вентиляційного штреку 1 проходять вантажно-доставно-господарчі орти 4, які збиваються між собою відрізним штреком висячого боку 6 площею поперечного перерізу 12 м<sup>2</sup>. До рівня бурових горизонтів проходять похилі з'їзди площею поперечного перерізу 14 м<sup>2</sup>. На рівні нижнього бурового горизонту проходять господарчо-транспортний штрек 7 площею поперечного перерізу 12 м<sup>2</sup>, з якого проходять бурові орти 9 площею поперечного перерізу 12 м<sup>2</sup>. Бурові орти 9 у висячого боку рудного покладу збиваються між собою відрізним штреком висячого боку 6 площею поперечного перерізу 12 м<sup>2</sup>. На верхньому буровому горизонті, який необхідний для відбивання запасів стелини, проходять буровий орт 13 площею поперечного перерізу 12 м<sup>2</sup>. З відрізного штреку 6 проходиться, безлюдним способом за один вибух, відрізний підняттєвий 8 розміром 3,5x4 м [135]. Паралельно, з проведенням відрізного штреку 6 і відрізного підняттєвого 8, проходять з вантажно-доставно-господарчих ортів 4, на рівні їх покрівлі, штреки випуску і скреперної доставки 10 площею поперечного перерізу 6,2 м<sup>2</sup>. Штреки випуску і скреперної доставки 10 між собою збиваються вентиляційним ортом 11 площею поперечного перерізу 3,6 м<sup>2</sup>, який, у свою чергу, збивається зі збірним вентиляційним підняттєвим 5 діаметром 1,5 м.

Очисні роботи у панелі складаються з виймання запасів камери, стелинного і міжкамерного ціликів.

Організація гірничих робіт з очисного виймання при відпрацюванні камерного запасу полягає в наступному. Після виконання нарізних робіт здійснюють формування відрізної щілини 15, шляхом поетапного, від центру до флангів, висадження комплектів віял глибоких свердловин 14. Навантаження відбитої руди здійснюється у відрізному штреку 8, з доставкою по вантажно-доставно-господарчим ортам 4 самохідною ВДМ.

Після формування відрізної щілини здійснюється відбивання запасів очисної панелі, шляхом поетапного секційного відбивання похилих напівкругових віял підривних глибоких свердловин 16 (по 3–4 віяла в секції), на сформовану відрізну щілину 15, до формування очисної камери стійких розмірів. У міру формування очисної камери, від висячого до лежачому боку, розгортають

випускні ніші 12, горизонту первинної доставки, у випускні воронки, шляхом висадження пучків штангових шпурів 20.

Випуск і первинна скреперна доставка рудної маси здійснюється періодично рівномірними дозами з кожної випускної ніші 12, уздовж кожної виробки випуску та скреперної доставки 10, від лежачого до висячого боку, формуючи на підшві вантажно-доставно-господарчого орту 4 акумуляційний майданчик об'ємом 40–90 т.

Вторинна доставка руди від акумуляційних майданчиків до вузла розвантаження 2 здійснюється самохідною ВДМ.

Після відпрацювання камерного запасу здійснюється погашення запасів стелинного цілика шляхом висадження віял глибоких свердловин 17 на утворену очисну камеру.

Випуск і доставка обваленої руди здійснюватися так само як і у процесі відпрацювання камерного запасу.

Після відпрацювання стелини здійснюється погашення запасів міжкамерного цілика шляхом відбивання їх за допомогою кругових віял глибоких свердловин 18 на обвалені пусті породи («затиснене середовище»).

Випуск обвалених рудних запасів міжкамерного цілика здійснюється секційно, від висячого до лежачого боку рудного покладу, на підшви навантажувально-транспортно-господарчого орта 4 через випускні воронки, які формуються шляхом висадження пучків глибоких свердловин 19. Доставка рудної маси від випускних отворів до вузла розвантаження 2 здійснюється самохідною ВДМ LH409E.

Провітрювання очисних панелей на горизонті комбінованої доставки здійснюється за рахунок загальношахтної депресії. Свіже повітря подається з господарчо-транспортно-вентиляційного штреку 1 по вантажно-доставно-господарчим ортам 4 в штреки випуску і скреперної доставки 10, звідки забруднене повітря видаляється по вентиляційному орту 11, горизонту первинної доставки, до збірного вентиляційного підняттевого 5.

Провітрювання бурових горизонтів здійснюється за рахунок загальношахтної депресії та примусово за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання.

Організація нарізних робіт у разі застосування варіанту системи підповерхового обвалення (рис. 4.18) полягає в наступному. На рівнях технологічних підповерхів, у породах лежачого боку покладу, проводять господарчо-транспортно-вентиляційний штрек 1, площею поперечного перерізу 14 м<sup>2</sup>. У господарчо-транспортно-вентиляційному штреку 1 формують вузол розвантаження селективних потоків рудної маси 2 в капітальні рудоспуски 3 діаметром 3 м. З господарчо-транспортно-вентиляційного штреку 1 проходять вантажно-доставно-господарчі орти 4, які збиваються між собою відрізним штреком висячого боку 6 площею поперечного перерізу 12 м<sup>2</sup>. До рівня бурових горизонтів проходять похилі з'їзди площею поперечного перерізу 14 м<sup>2</sup>. На рівні горизонту підсічки проходять господарчо-транспортний штрек 6 площею поперечного перерізу 12 м<sup>2</sup>, з якого проходять підсічний штрек 8 площею поперечного перерізу 12 м<sup>2</sup>. На рівні бурового горизонту проходять буровий

штрек 13. З відрізного штреку 6 проходиться, безлюдним способом за один вибух, відрізний піднятковий 8 розміром 3,5 м × 4 м [135]. Паралельно, з проходкою відрізного штреку 6 і відрізного підняткового 8, проходять з вантажно-доставно-господарчих ортів 4, на рівні їх покрівлі, штреки випуску і скреперної доставки 10 площею поперечного перерізу 6,2 м<sup>2</sup>. Штреки випуску і скреперної доставки 10 між собою збиваються вентиляційним ортом 11 площею поперечного перерізу 3,6 м<sup>2</sup>, який, у свою чергу, збивається зі збірним вентиляційним піднятковим 5 діаметром 1,5 м.

Очисні роботи у панелі складаються з виймання запасів камери і тимчасового міжпанельного ціликів.

Організація гірничих робіт з виймання камерного запасу полягає в наступному. Після виконання нарізних робіт здійснюють формування відрізної щілини 16, шляхом поетапного, від центру до флангів, висадження комплектів віял глибоких свердловин 14. Навантаження відбитої руди здійснюється у відрізнаму штреку 7, з доставкою по навантажувально-доставочно-господарчим ортам 4 самохідною ВДМ.

Після формування відрізної щілини здійснюється відбивання запасів компенсаційної камери шляхом поетапної секційного відбивання похилих напівкругових віял підричних глибоких свердловин 15 (по 3–4 віяла в секції), на сформовану відрізну щілину 16, до формування відслонень компенсаційної камери стійких розмірів. У міру формування компенсаційної камери, від висячого до лежачому боку, розгортають випускні ніші 12, горизонту первинної доставки, у випускні воронки, шляхом висадження пучків штангових шпурів 18.

Випуск і первинна скреперна доставка рудної маси здійснюється періодично рівномірними дозами з кожної випускної ніші 12, уздовж кожної виробки випуску і скреперної доставки 10, від лежачого до висячого боку, формуючи на підошві навантажувально-доставочно-господарчого орту 4 акумуляційний майданчик об'ємом 40–90 т.

Вторинна доставка рудної маси від акумуляційних майданчиків до вузла розвантаження 2 здійснюється самохідною ВДМ.

Після відпрацювання запасу компенсаційної камери здійснюється погашення основного запасу очисної панелі, шляхом висадження віял глибоких свердловин 19 на утворену компенсаційну камеру.

Випуск і доставка обваленої рудної маси здійснюватися так само як і у процесі утворення компенсаційної камери.

Після відпрацювання запасу очисної панелі здійснюється відбивання запасу міжкамерного цілика на затиснене середовище, шляхом висадження віял глибоких свердловин 20, з випуском руди на підошву навантажувально-транспортно-господарчого орта 4 через випускні воронки, які формуються шляхом висадження пучків глибоких свердловин 21. Доставка рудної маси від випускних отворів до вузла розвантаження 2 здійснюється самохідною ВДМ.

Провітрювання очисних панелей на горизонті комбінованої доставки здійснюється за рахунок загальношахтної депресії. Свіже повітря подається з господарчо-транспортно-вентиляційного штреку 1 по навантажувально-доставочно-господарчим ортам 4 в штреки випуску і скреперної доставки 10,

звідки забруднене повітря видаляється по вентиляційному орту 11, горизонту первинної доставки, до збірного вентиляційного підняттяєвого 5.

Провітрювання бурових горизонтів здійснюється за рахунок загальношахтної депресії та примусово за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання.

Конструкції розроблених варіантів системи підповерхового обвалення (рис. 4.16 і 4.17) є гнучкими та дозволяють переходити на ділянках нестійких і маломіцних руд від камерного варіанту до варіанту підповерхового обвалення. Таким чином, залежно від глибини ведення очисних робіт, міцності рудного масиву, інтенсивності відпрацювання очисних панелей (часу відпрацювання), гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов розробки покладів багатих залізних руд буде застосовуватися той чи інший розроблений варіант системи підповерхового обвалення.

Перевагами розроблених конструкцій варіантів системи підповерхового обвалення, порівняно з існуючими, є те, що в їх основу покладено ресурсозберігаючі технологічні схеми: управління стійкими параметрами очисних камер, завдяки урахуванню гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов глибоких горизонтів шахт та скороченню терміну їх існування, що дозволяють збільшити їх загальний об'єм на 4–51%; процесу відбивання рудного масиву очисних панелей, що враховують параметри очисних камер, тип бурової техніки і анізотропію рудного масиву та забезпечують зменшення максимальної довжини підричних свердловин до 18–20 м, зниження на 30–50% обсягів вторинного подрібнення руди, якісне оконтурювання рудного покладу, виключаючи руйнування бокових порід, які призводять до технологічного засмічення руди; комбінованого скреперно-самохідного способу доставки руди, що дозволяє збільшити продуктивність процесу до 1200–1400 т/зміну, збільшити інтенсивність випуску рудної маси до 8,8 т/м<sup>2</sup> за добу, скоротити обсяг нарізних робіт завдяки виключення проходки панельних рудоспусків, організувати селективні потоки руди, рудної маси і пустих порід; процесу порядного рівномірного випуску руди, завдяки мінімізації впливу людського чинника при управлінні технологічним процесом.

### **4.3. Техніко-економічна ефективність розроблених варіантів технології очисного виймання багатих залізних руд в умовах глибоких горизонтів шахт Кривбасу**

#### **4.3.1. Методика розрахунку техніко-економічної ефективності систем розробки рудних родовищ**

У процесі проектування нових систем підземної розробки або удосконалення варіантів конструкцій типових систем необхідно виявляти техніко-економічні показники запропонованого до реалізації проекту та порівняти їх з показниками вже тих технологій, що застосовуються на діючих гірничодобувних підприємствах [27]. Порівняння конкурентних варіантів гірничотехнічних систем ґрунтується на максимізації доходу від розробки

родовища або його ділянки, але частіше при розрахунках користуються величиною питомого наведеного прибутку від відпрацювання 1 т запасів руди. Прибуток визначається як цінність виробленої товарної продукції за вирахуванням витрат на її отримання.

Економічний ефект від впровадження результатів роботи для гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов глибоких горизонтів шахт Кривбасу визначається за приростом прибутку від реалізації продукції за формулою

$$E = (C_2 - C_1 - E_n K) \cdot A_2 - (C_1 - C_1) \cdot A_1, \text{ грн}, \quad (4.19)$$

де  $C_1, C_2$  – оптові ціни 1 т сирової руди відповідно при базовій і розробленій технологіях, грн;  $C_1, C_2$  – собівартість видобутку 1 т сирової руди за врахованими статтями витрат відповідно при базовій і розробленій технологіях, грн;  $A_1, A_2$  – об'єм видобутої із надр сирової руди відповідно при базовій і розробленій технологіях, т;  $E_n = 0,15$  – нормативний коефіцієнт ефективності капіталовкладень, грн/т;  $K$  – додаткові питомі капіталовкладення на впровадження розроблених заходів, грн /т.

У якості базової технології очисних робіт для шахт комбінату для розрахунку прийнята система підповерхового обвалення із середніми практичними показниками якісного та кількісного складу видобутої рудної маси. Собівартість видобутку при базовій і розробленій технологіях, з урахуванням сформованої на підприємствах системи зведеного обліку витрат (франко-люк). Впровадження розробленої технології не вимагає додаткових капітальних вкладень. В якості середньої оптової ціни взята ціна на аглоруду в центрах за відсоток вмісту заліза в сухій метричній тонні (1000 кг) – 125,17–144,66 cent/% Fe, при Fe = 64% [136].

Залежно від вмісту заліза і вологи ціна може змінюватися. Зміна вмісту заліза на 1% змінює ціну залізної руди на 2–4%, підвищення вмісту вологи в руді на 1% зменшує її вартість на 2–3%.

Вихідні дані для розрахунку: запас руди в блоці ( $A_n$ ), тис.т; середній вміст металу в запасах, що погашаються ( $p$ ),% і в збіднючих породах ( $r$ ), %; вилучення рудної маси при базовій ( $A_1$ ) і розробленій ( $A_2$ ) технологіях, тис. т; збіднення руди при базовій ( $R_1$ ) і розробленій технологіях ( $R_2$ ), %; втрати руди при базовій ( $P_1$ ) і розробленій ( $P_2$ ) технологіях, %; собівартість очисних робіт при базовій ( $C_1$ ) і розробленій ( $C_2$ ) технологіях, грн/т; середній вміст металу в руді при базовій ( $p_1$ ) і розробленій ( $p_2$ ) технологіях, %; оптова ціна руди з вмістом вологи 5 % при базовій ( $C_1$ ) і розробленій ( $C_2$ ) технологіях, грн/т.

#### 4.3.2. Очікувана економічна ефективність розроблених варіантів технології очисного виймання

Для встановлення ефективності від впровадження сучасної технології із застосуванням самохідної гірничої техніки її було порівняно з традиційною на основі техніко-економічної оцінки. Для цього був обраний вже відпрацьований блок з усіма фактичними показниками. Відпрацьована панель знаходилась у поверсі 1265–1190 м в осях 140–147 покладу «Основний» в полі шахти «Покровська» АТ «Криворізький залізорудний комбінат». Потужність покладу

змінюється від 25 м до 40 м. Балансові запаси руди в очисній панелі складали у середньому 340,4 тис. т. Поклад II класу розробки, представлений рудами з коефіцієнтом міцності  $f = 5-7$  за шкалою професора Протодьяконова М.М., а породи, що його вміщують: з лежачого боку  $-f = 7-9$ ; з висячого боку  $-f = 9-11$ . Кут падіння рудного покладу коливається в межах  $52-57^\circ$ .

Відпрацювання очисних панелей видобувних блоків традиційним варіантом технології підповерхового обвалення здійснювалось за допомогою наступного гірничого обладнання: установки бурильні шахтні типу УБШ-207 з оснащенням колонковими перфораторами ПК-60 і навантажувальною машиною типу ППН-3А, для проведення горизонтальних підготовчих гірничих виробок; перфоратори ПП-54 і скреперна лебідка 17ЛС-2С, для проведення горизонтальних нарізних гірничих виробок; комплекс КПВ і навантажувальна машина типу ППН-3А, для проходки вертикальних підготовчих гірничих виробок; перфоратор телескопний ПТ-48 і скреперна лебідка 17ЛС-2С, для проходки вертикальних і похилих нарізних гірничих виробок; станок НКР-100МПА, для буріння глибоких свердловин; скреперні лебідки 55ЛС-2С, для доставки рудної маси від виробок випуску до рудоспусків.

Для відпрацювання частини рудного покладу розробленим камерним варіантом технології підповерхового обвалення застосовується таке обладнання: установки бурильні шахтні типу Boomer 104 (Epiroc) і ВДМ типу EST2D (Epiroc), для проведення горизонтальних гірничих виробок площею поперечного перерізу  $12-14 \text{ м}^2$ ; перфоратори ПП-54 («Компані Плазма») і скреперна лебідка 17ЛС-2С («Компані Плазма»), для проведення горизонтальних нарізних гірничих виробок площею поперечного перерізу  $3,6-6,2 \text{ м}^2$ ; верстат Robbins 97RL (Atlas Copco), для проходки вертикальних і похилих підняттьєвих виробок; телескопний перфоратор ПТ-48, для буріння штангових шпурів у процесі утворення випускних воронок над випускними нішами; станок НКР-100МПА, для буріння глибоких свердловин при утворенні випускних воронок у процесі відпрацювання запасів міжкамерного цілика та для утворення відрізного підняттьєвого безлюдним способом; буровий верстат Solo 5-7P (Sandvik), для буріння глибоких свердловин; багатоковшеві скреперні лебідки 55ЛС-2С («Компані Плазма») у комплексі із самохідною ВДМ ST7 (Epiroc), для доставки рудної маси від виробок випуску до капітальних рудоспусків.

Кріплення гірничих виробок здійснюється за допомогою анкерів із затягуванням металічними тросами та сіткою з використанням склопластикових ресорних підхватів [137]. Випуск обвалених рудних запасів очисних панелей здійснюється за допомогою лінійно-почергового режиму випуску.

Ефективність доводилась за фактом реалізації видобутої рудної сировини на ринку, на основі собівартості 1 т видобутку рудної сировини (франко-люк). Так як витрати, які входять у загальну шахтну собівартість, за винятком франко-люк, для обох розглянутих варіантів вважалися однаковими.

Результати розрахунків подано в табл. 4.1.



Таблиця 4.1 – Порівняльні техніко-економічні показники традиційної та запропонованих варіантів технології очисних робіт

Найменування показника	Одиниця виміру	Традиційна технологія очисного виймання	Розроблений камерний варіант системи підповерхового обвалення	Розроблений варіант системи підповерхового обвалення
1	2	3	4	5
Балансовий запас руди в блоці	тис. т	340,4	340,4	340,4
Питомі витрати підготовчо-нарізних виробок	м/1000 т	5,08	3,02	3,27
	м <sup>3</sup> /1000 т	28,82	26,39	29,86
Продуктивність праці				
на бурінні свердловин	т/зміну	721,6	2886	2886
на доставці	т/зміну	680	1300	1300
за системою розробки	т/зміну	49,5	67,5	69,4
Час відпрацювання блока	міс.	6,9	5,1	4,9
Середній вміст заліза				
в рудному масиві	%	61,07	61,07	61,07
в породах висячого боку	%	39,07	39,07	39,07
в породах лежачого боку	%	25,93	25,93	25,93
у випускних виробках вищого підповерху	%	38,56	38,56	38,56
у видобутій рудній масі	%	57,3	58,48	57,96
Втрати руди	%	19,5	14,9	16,9
Збіднення руди	%	15,3	10,5	12,6
Обсяг видобутої рудної маси	тис. т	324	324	324
Відносне вилучення руди	ч. од.	0,95	0,95	0,95
Собівартість видобутку 1 т руди за системою розробки	грн/т	143,26	128,73	137,83

1	2	3	4	5
Додаткові питомі капітальні вкладення на придбання самохідної техніки (Boomer 104, Robbins 97RL, EST2D, Solo 7-10C, ST7) з урахуванням нормативного коефіцієнта ефективності капіталовкладень ( $K=0,15$ )	грн/т	-	10,49	10,7
Оптова ціна 1 т руди з вмістом заліза 62%	грн	475	460,47	469,57
Оптова ціна 1 т руди при базовому вмісті заліза	грн	1889,4	1889,4	1889,4
Дохід від реалізації видобутої рудної сировини	грн	1741,7	1778,8	1762,5
Прибуток від реалізації видобутої рудної сировини	грн	564310800	576331200	571050000
Загальний економічний ефект	грн	515545096	528940712	520490388
	%	–	13395616	4945292
Питомий економічний ефект	грн/т	–	27,5	10,1

З табл. 4.1 видно, що розроблені варіанти системи підповерхового обвалення із застосуванням самохідної гірничої техніки дозволять підвищити продуктивність праці на бурінні свердловин в 4 рази, на доставці руди в 2 рази, кількісні та і якісні показники вилучення відповідно на 2,6–4,6% та 2,8–5,2%, якість видобутої сировини на 0,8–1,5%, що забезпечить економічну ефективність відпрацювання покладів багатих залізних руд на значних глибинах на 10,1–27,5% та дозволить зменшити собівартість видобутку на 14,5–39,4 грн/т.

Економічна ефективність запропонованих варіантів трасування виробок днищ горизонтів випуску та доставки і відкотного (концентраційного) горизонту розраховувалась на розробленій економіко-математичній моделі, що подано в роботі [95], яка на відміну від відомих враховує вплив інтенсивності технологічного процесу випуску на ремонтно-відновлювальні роботи виробок випуску та доставки, для умов відпрацювання рудного покладу довжиною 500–600 м, потужністю 25 м і кутом падіння  $55^\circ$ , з коефіцієнтом міцності порід лежачого боку  $f = 6-8$ , на глибині ведення очисних робіт 1200–1500 м. На основі

отриманих розрахунків були побудовані графіки залежності питомих витрат на доставку руди від середньої довжини доставки для різних типів самохідних ВДМ, що подані на рис. 4.19.

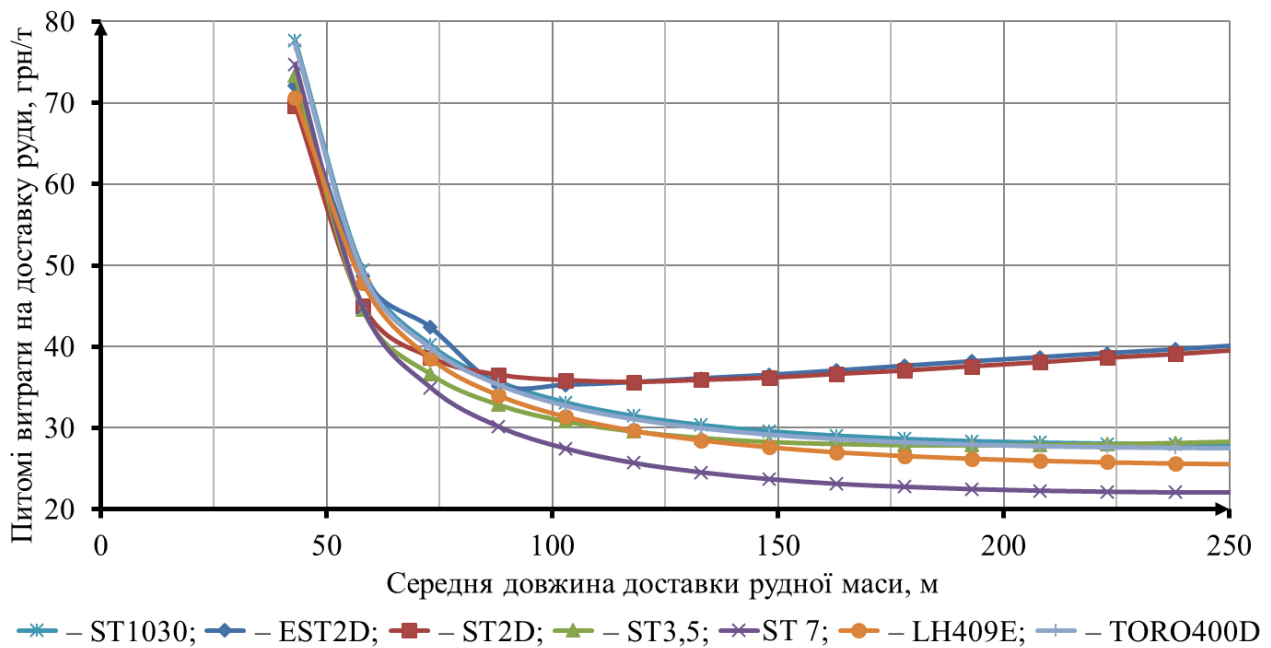


Рисунок 4.19 – Графіки залежності питомих витрат на доставку руди від середньої довжини доставки для різних типів самохідних ВДМ

Як видно з рис. 4.19 найменші питомі витрати на доставку руди забезпечуються за умов застосування самохідної ВДМ типу ST7 і багатоковшевої скреперної лебідки 55ЛС-2С. Зниження питомих витрат на доставку руди забезпечується за умов зменшення середньої довжини доставки від 50 м до 150 м. Після чого збільшення середньої довжини доставки не суттєво впливає на зниження питомих витрат на доставку руди.

Отримані результати досліджень у повному обсязі подано у роботах [25]–[27], [71], [95], [138]–[157].

#### 4.4. Висновки

1. Розроблено ресурсозберігаючі технологічні схеми управління стійкими параметрами компенсаційних просторів, завдяки урахуванню гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов глибоких горизонтів шахт та скорочення терміну їх існування, що дозволить збільшити їх об'єм на 4–51% від їх основного запасу незалежно від кута падіння рудного покладу.

2. Підвищення стійкості підготовчо-нарізних виробок значного поперечного перерізу (експлуатованих самохідним обладнанням) забезпечується завдяки їх раціональному просторовому розміщенню у просторі та комбінованому кріпленню виробок анкерами металічними тросами з сіткою або рулонними скло-волокновими матеріалами з підхватами

3. Розроблена ресурсозберігаюча технологічна схема комбінованого скреперно-самохідного способу доставки за допомогою комплексу «скреперні лебідки – самохідна ВДМ», що дозволяє: збільшити продуктивність до 1300–1400 т/зміну; збільшити інтенсивність випуску рудної маси 8,8 т/м<sup>2</sup> на добу; скоротити обсяг нарізних робіт за рахунок виключення проходки панельних рудоспусків; організувати селективні потоки руди різної якості і окремо пустих порід.

5. Розроблені ресурсозберігаючі технологічні схеми процесу відбивання рудного масиву очисних панелей, що враховують параметри компенсаційних просторів, тип бурової техніки і анізотропію рудного масиву і забезпечують: зменшення максимальної довжини підривних свердловин до 18–20 м; зниження на 30–50% обсягів вторинного подрібнення руди; якісне оконтурювання рудного покладу; виключення руйнування вмісних порід, що призводить до технологічного збіднення руди.

6. Розроблені варіанти системи підповерхового обвалення із застосуванням самохідної гірничої техніки, що дозволять підвищити економічну ефективність відпрацювання покладів природно-багатих залізних руд на значних глибинах до 10,1–27,5%, завдяки збільшенню кількісних і якісних показників вилучення відповідно на 2,6–4,6% та 2,8–5,2%, а також покращити якість видобутої сировини на 0,8–1,5%.

7. Встановлено, що розроблені конструкції варіантів системи підповерхового обвалення із застосуванням самохідної гірничої техніки дозволять забезпечити економічний ефект в межах 14,5–39,4 грн/т та є гнучкими і дозволяють переходити на ділянках нестійких і маломіцних руд від схем камерних варіантів до варіантів масового обвалення без істотної зміни техніко-економічних показників, а у випадку відсутності самохідної техніки – дозволяють застосовувати традиційне гірниче обладнання.

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

У монографії подано результати багаторічних досліджень, що спрямовані на вирішення актуального наукового завдання, яке полягає у встановленні закономірностей зміни показників вилучення руди від інтенсивності технологічного процесу випуску, межі міцності руди на одновісне стискання та кількості випускних виробок, з яких здійснюється випуск рівномірними дозами одночасно з однаковою періодичністю. Встановлені закономірності слугували основою для розроблення раціональних варіантів систем підповерхового обвалення у процесі розробки багатих залізних руд на глибинах понад 1400 м і отримати економічний ефект у розмірі 40,42 млн грн на рік.

Основні наукові та практичні результати, висновки і рекомендації, що подано в монографії.

1. Досліджено випуск руди за допомогою комп'ютерного моделювання, на основі чого встановлено, що найкращі показники вилучення чистої руди, у розмірі 46–66%, залежно від кута падіння рудного покладу, який змінюється в межах від 35 до 65°, досягаються у результаті випуску руди рівномірними дозами одночасно з кожної випускної виробки по осі виробки первинної доставки, з приблизно однаковою періодичністю, почергово або почергово-стадійно за площею днища очисної панелі, що був названий лінійно-почерговим режимом випуску.

2. Установлено, що зменшення межі міцності руди на одновісне стискання та збільшення інтенсивності випуску рудної маси з 1,5 т/м<sup>2</sup> до 10,5 т/м<sup>2</sup> за добу, у процесі розробки покладів на глибинах 1200–1400 м, дозволяє зменшити кут випуску руди від 84° до 76°, врахування якого дозволяє збільшити відстань між виробками випуску до 7,5 м і до 27% знизити витрати на їх проведення.

3. Результати фізичного моделювання процесу випуску руди на еквівалентних матеріалах дозволили встановити, що обсяг вилучення чистої руди у разі застосування лінійно-почергового режиму збільшуються на 9,8%, порівняно з рівномірно-послідовним режимом, а пропорційне збільшення діаметра випускних виробок і відстані між ними за площею днища очисної панелі та черга лінійно-почергового режиму випуску руди зонами від лежачого до висячого боку і навпаки не впливає на показники вилучення, так як їх різниця коливається в межах 0,6–1,2%.

4. Уперше розроблений комбінований скреперно-самохідний спосіб випуску та доставки руди (патенти України на корисну модель № 105304, № 105305), що дозволяє зменшити вплив людського фактора на дотримання планування випуску і здійснювати випуск рівномірними дозами одночасно з кожної випускної виробки по осі виробки первинної доставки, з приблизно однаковою періодичністю, почергово або почергово-стадійно за площею днища очисної панелі.

5. Розроблені раціональні варіанти систем підповерхового обвалення з відбиванням руди вертикальними віялами глибоких свердловин оптимальної довжини та орієнтації, за умов різного об'єму компенсаційного простору, інтенсивним рівномірним лінійно-почерговим режимом випуску руди і високопродуктивною комбінованою скреперно-самохідною доставкою рудної маси.

6. Установлено, що розроблені варіанти систем підповерхового обвалення з відпрацювання багатих залізородних покладів Кривбасу на глибинах 1200–1400 м дозволять: спростити конструкцію та знизити витрати підготовчо-нарізних виробок на  $2 \text{ м}^3/1000 \text{ т}$  запасу; підвищити продуктивність праці на 18–20 т/зміну; знизити втрати руди на 2,6–4,6%, збіднення – 2,8–5,2%; підвищити якість рудної маси на 0,8–1,5%.

7. Установлено, що економічна ефективність від впровадження на практиці розроблених варіантів систем підповерхового обвалення залежить від гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов розробки покладів багатих залізних руд на глибинах 1200–1400 м та складе 14,5–39,4 грн/т, що у відсотковому відношенні становить 10,1–27,5%.



## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Ступнік М.І., Колосов В.О., Калініченко В.О. Стан і перспективи розвитку підземних гірничих робіт у Криворізькому басейні. *Розробка родовищ*. 2013. Т. 7. С. 223–228.
2. Малахов І.М. Екологічна геологія у нашому житті. Нетрадиційні екологічні проблеми Кривбасу. Кривий Ріг: Оксан Принт, 2001. 62 с.
3. The global mining industry: corporate profile, complexity and change / R. Anthony Hodge et al. *Mineral Economics*. 2022. No 35. P. 587–606/
4. Бреус С.В., Матвієнко Г.С. Стан розвитку мінерально–сировинної бази України в контексті господарської діяльності державного підприємства «Українська геологічна компанія». Наукові дослідження на шляху до вдосконалення економічного потенціалу країни: збірник наукових праць з актуальних питань економічних наук. 2018. С. 25-34.
5. Природнича географія Кривбасу. / В.Л. Казаков та ін. Кривий Ріг: Видавничий дім, 2005. 151с.
6. Костенко М.М. Щодо геотектонічного районування кристалічного фундаменту українського щита. *Мінеральні ресурси України*. 2015. № 4. С. 7–13.
7. Євтехов В.Д., Паранько І.С., Євтехов Є.В. Геологія і корисні копалини Криворізького залізорудного басейну. Кривий Ріг: КТУ, 2001. 102 с.
8. Евтехов В.Д., Паранько И.С., Евтехов Е.В. Альтернативная минерально-сырьевая база Криворожского железорудного бассейна. Кривой Рог: КТУ, 1999. 70 с.
9. Євтехов В.Д. Етапи формування комплексної мінерально-сировинної бази залізорудних родовищ Криворізько-Кременчуцького лінеаменту. *Відомості Академії гірничих наук України*. 1997. № 4. С. 111–114.
10. Вольфсон. Ф.И., Дружинин А.В. Месторождения полезных ископаемых. Университет дружбы народов им. Патриса Лумумбы, 1976. 112 с.
11. Стратиграфія нижнього докембрія Среднеприднепровського блока Українського щита / В.Д. Колий и др. *Геологический журнал*. 1991. № 4. С. 28–40.
12. Малюк Б.І., Паранько І.С. Застосування нетрадиційних методів геологічних досліджень для кореляції вулканогенно-осадових відкладів. *Геологічний журнал*. 1992. № 3. С.127–137.
13. Черненко А.Р., Черненко А.Р. Подземная добыча богатых железных руд. Недра, 1992. 224 с.
14. Структура Криворожских месторождений богатых руд и закономерности их развития на больших глубинах / Н.П. Семененко и др. Київ: Наукова думка, 1981. 188 с.
15. Казак В.М., Решетняк В.В., Суменко Л.С. Прогноз распространения богатых железных руд Криворожского бассейна на больших глубинах. *Совершенствования технологии подземной разработки руд черных металлов*. 1983. С. 11–14.
16. Глушко В.Т., Борисенко В.Г. Инженерно-геологические особенности железорудных месторождений. Недра, 1978. 253 с.

17. Tarasyutin V.M. Geotechnology features of high quality martite ore from deep mines of Kryvyi Rih basin. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2015. №1. P. 54–60.
18. Олейник Т.А., Скляр Л.В. Повышение качества бедных кусковых руд шахтной добычи Кривбасса методом отсадки. *Збагачення корисних копалин*. 2013. № 53(94). С. 44–56.
19. Чернокур В.Р., Шкробко Г.С., Шелегеда В.И. Добыча руд с подэтажным обрушением. Недра, 1992. 271с.
20. Хомяков В.И. Повышение эффективности подземной разработки руд черных металлов. Недра, 1989. 171с.
21. Семешин В.З., Прилипенко Е.Д., Колодезнев А.С. Подземная разработка железорудных месторождений. Киев: Техника, 1981. 159 с.
22. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Мальцев Д.В. Гірниче обладнання для підземної розробки рудних родовищ. Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2010. 340 с.
23. Хоменко О.Є. Геоенергетика підземної розробки рудних родовищ. Дніпропетровськ: НГУ, 2016. 242 с.
24. Khomenko O., Kononenko M. Geo-energetics of Ukrainian crystalline shield. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2019. № 3. P. 12–21. DOI: 10.29202/nvngu/2019-3/3
25. Косенко А.В. Удосконалення технології розробки покладів багатих залізних руд у складних геомеханічних умовах глибоких горизонтів шахт Кривбасу. *Polish journal of science*. 2020. № 33(1). С. 45–51.
26. Kosenko A.V., Khorolskyi A.O. Determination of the dependence of the geometric parameters of the drawn stopes (undercuts) for implementing technologies of active control of the mountain massif state. *Науковий вісник ДонНТУ*. 2022. № 1(8)-2(9). С. 8–19. DOI: 10.31474/2415-7902-2022-1(8)-2(9)-8-19
27. Тарасютин В.М., Косенко А.В. Ресурсосберегающие технологии очистной выемки богатых железных руд на глубоких горизонтах шахт. *Вісник КНУ*. 2017. № 44. С. 85–92.
28. Проект нарезки и отработки залежи «Основная – 95» в осях 106-104 п/эт 1240-1185 в поле шахты «Родина» ОАО «КЖРК». // ПАО «Кривбассжелезорудком» // шахта «Родина» // Кривой Рог. 2012. 27 с.
29. Проект № 148-20-11 нарезных и очистных работ в блоке 140-147 оси гор. 1220 м в п/эт. гор. 1265/1190 м зал. «Основная» п.ш. «Большевик» (с применением самоходного оборудования) // ПАО «Кривбассжелезорудком» // шахта «Октябрьская» // Кривой Рог. 2011. 29 с.
30. Проект трассировки подэтажных выработок с применением на проходке самоходных проходческих комплексов в осях 165–254 в этаже 1350–1270 м // ПАО «Кривбассжелезорудком» // шахта «Гвардейская» // Кривой Рог. 2011. 32 с.
31. Пояснительная записка к проекту №40 / от 21.11.2011 г./ нарезных и очистных работ в экспериментально-промышленном блоке 93–102 оси гор. 1350–1275 м по залежи «102-5» 6-го простирания 1,2 р.т. с применением самоходной техники // ПАО «Кривбассжелезорудком» // шахта им. Ленина В.И. // Кривой Рог. 2011. 35 с.

32. Kosenko A.V. Development of an Efficient Process Scheme for Breaking High-Grade Iron Ores of Low Strength and Stability During Sublevel Caving. 2023. No 19(3). *Science and Innovation*. P. 38–47. DOI: 10.15407/scine19.03.038

33. Кудрявцев М.И., Гайдуков В.С. К вопросу о путях снижения выхода негабаритных фракций обрушенной руды при подземной разработке богатых руд кривбасса. *Сталій розвиток гірничо-металургійної промисловості: тези доп. міжн. наук.-техн. конф. (м. Кривий Ріг, 25-28 травня 2011 р)*. Кривий Ріг, 2011. С. 25–26.

34. Ступник Н.И., Письменный С.В. Перспективные технологические варианты дальнейшей отработки железорудных месторождений системами с массовым обрушением руды. *Вісник КНУ*. 2012. № 30. С. 3–7.

35. Ступник Н.И., Письменный С.В. Физическое моделирование формы компенсационных камер при отработке блоков на больших глубинах. *Вісник КНУ*. 2012. № 31. С. 3–6.

36. Тимченко Р.О., Попов С.О. Розробка методики розрахунку безпечних геометричних параметрів стелин добувних блоків за геомеханічними умовами, їх функціонування при підземній розробці залізрудних родовищ.: *Збірник наукових праць ПолтНТУ (галузеве машинобудування, будівництво)*. 2012. № 4 (34). Т.1. С. 254–258.

37. Тарапата В.Я., Караманич Ф.И., Ричко В.С., Плужник Ю.А. Разработка технологии отработки рудных залежей с учетом геомеханических процессов на глубинах ниже 1200 м. *Гірничий Вісник* 2010. № 93. С. 110–113.

38. Brown E.T. Block Caving Geomechanics. Queensland, 2002. 515 p.

39. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Косенко А.В. Раціональні параметри кріплення польових підготовчих виробок у зонах впливу очисних камер. *Наукові праці ДонНТУ. Серія «Гірничо-геологічна*. 2023. № 1(29). С. 57–66.

40. Бабец Є.К., Сиротюк С.В., Царіковський В.В., Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд. К.: Мінпромполітики, 2010. 121 с.

41. Тарасютін В.М., Рябець В.В., Долгий А.С. Підготовка та відпрацювання блоків глибоких горизонтів потужних залізрудних покладів. *Вісник КТУ*. 2011. № 29. С. 43–47.

42. On the Possibility of Coalbed Methane Extraction as a Source of Energy under the Hydrodynamic Impact on the Outburst Coal Seam. / Agaiev R. and eat. *Advanced Engineering Forum Submitted. Switzerland: Trans Tech Publications*. 2017. No 25. P. 106–112.

43. Numerical simulation of flow-induced acoustic oscillations around circular cylinders. / Serhii Mirnyi et. al. *E3S Web of Conferences: II International Conference Essays of Mining Science and Practice*. (Dnipro, Ukraine, May 06, 2020). Dnipro, 2020. No 168. P. 1–11.

44. Vlasenko V., Dudlia K., Kyrychenko M.. Mathematical model of the cracking process in the coal-rock massif under hydrodynamic impact. *E3S Web of Conferences: International Conference Essays of Mining Science and Practice*. (Dnipro, Ukraine, June 25 – 27, 2019). Dnipro, 2019. № 109. P. 1–9.

45. Совершенствование технологии очистной выемки на глубоких горизонтах / Н.Ф. Филиппов и др. *Горный журнал*. 1987. № 8. С. 19–21.

46. Совершенствование системы подэтажного обрушения на шахтах / Бондаренко Ю.П. и др. *Горный журнал*. 1987. № 8. С. 19–20.

47. Волощенко В.П. Геомеханическое обеспечение отработки залежей Кривбасса на глубоких горизонтах. *Разработка руд черных металлов*. 1989. С. 45–49.

48. Черненко А.Р., Волощенко В.П., Шварцер В.Я., Яценко И.Я. Динамическое воздействие взрыва и способы охраны горного массива. *Проблемы горного давления на больших глубинах при ведении открытых и подземных работ: тез. докл. Всесоюзн. науч.-техн. семинара*. Кривой Рог: НИГРИ, 1990. С. 4–6.

49. Щербатюк Г.Я., Дердященко В.Б., Моргун О.В. Щодо питання розробки засобів підтримання гірничих виробок на глибоких горизонтах залізорудних шахт. *Охорона праці та навколишнього середовища на підприємствах гірничо-металургійного комплексу*. 2007. № 9. С. 51–56.

50. Беликов В.Е., Пятков Ю.Ф., Щуплецов М.П., Ривкин А.С. Формирование нагрузок на крепь выработок днища в неустойчивых массивах. *Горный журнал*. 1990. № 7. С. 32–33.

51. Косенко А.В., Хорольський А.О., Хоменко О.Є., Кононенко М.М. Геомеханічне обґрунтування розробки потужних та вельми потужних покладів багатих залізних руд в умовах значних глибин. *Науковий вісник ДонНТУ*. 2023. № 1(10). С. 91–104. DOI: 10.31474/2415-7902-2023-1-8-1510.31474/2415-7902-2023-1-91-104

52. Эффективные средства защиты горнорабочих от падающих кусков при проведении и эксплуатации выработок / Г.Я. Щербатюк и др. *Горный журнал*. 1991. № 9. С. 60–63.

53. Кумец Г.О., Чирва А.Г., Затуловский П.М. Технология проходки тупиковых восстающих выработок без присутствия людей в забое. *Горный журнал*. 1991. № 8. С. 46–47.

54. Временные методические указания по определению параметров компенсационных пространств и целиков систем разработки подэтажного обрушения на шахтах рудника им. Дзержинского. Кривой Рог: КГРИ, 1982. 44 с.

55. Штанько Л.А., Чепурной В.И., Ляш С.И. Определение динамического воздействия взрывных работ на состояние крепления подземных сооружений комплексов ЦПТ. *Збірник наукових праць «Науково-дослідного гірничорудного інституту» ДВНЗ «Криворізький національний університет»*. 2013. № 54. С. 91–96.

56. Яцковский И.М., Салганник В.А., Воротеляк Г.А., Мец Ю.С. Влияние буровзрывных работ на величину потерь и разубоживания руды. *Горный журнал*. 1971. № 12. С. 33–38.

57. Гребенюк В.А., Цой Н.Д., Тен Н.А. Об учете искривления буровых скважин. *Горный журнал*. 1973. № 8. С. 61–63.

58. Лавриненко В.Ф., Хомяков В.И., Корж В.А. Исследование искривления взрывных скважин в процессе бурения. *Изв. вузов. Горный журнал*. 1968. № 12. С. 59–63.
59. In-The-Hole (ITH) vs topammer drilling in underground mining. [Product Line Manager Underground Drilling Equipmen Mikael Ramström]. *Production Drilling in Underground Mining. Atlas Copco Rock Drills AB*. 2008. No 1. P. 9–11.
60. Ralf Mikut, Markus Reischl. Data mining tools. *WIREs Data Mining and Knowledge Discover*. 2011. No 00. P. 1–13.
61. Розробка технології очисної виемки з використанням самохідної горної техніки при обробці залізних шахт ОАО «Кривбасжелезрудком», представлених рудами і вмещаючими породами високої крепості і стійкості: звіт про НІР / ГП «НІГРІ»: рук. теми Е.І. Яценко; викон.: Цариковський В.В. і др. Кривий Ріг, 2008. 61 с. № ГР 0108U004237. Інв. № 02970003076.
62. Кудрявцев М.С. Зависимость разубоживания руды от влажности. Разработка рудных месторождений. *Республиканский межведомственный научно-технический сборник*. 1979. С. 70–72.
63. Клишин И.В., Щептев Е.Н., Колтышев В.Н. Разработка и обоснование схем расположения сближенных зарядов ВВ увеличенного диаметра при отбойке блоков. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2015. № 2. С. 347–349.
64. Калмыков В.Н., Неугомонов С.С., Абдрахманов Р.И. Технология отбойки сильнотрещиноватых руд при стадийной разработке месторождений. *Молодой учёный*. 2010. № 3(14). С. 16–18.
65. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. Недр, 1982. 248 с.
66. Парамонов Г.П., Федосеев А.В., Гапонов Ю.С. Оценка влияния трещиноватости массива на его разрушение при производстве взрывных работ. *Записки горного института*. 2013. № 204. С. 294–296.
67. Малахов Г.М., Безух В.Р., Петренко П.Д. Теория и практика выпуска обрушенной руды. Недр, 1968. 311 с.
68. Кунин И.К. Выпуск и доставка руды при подземной добыче. Недр, 1964. 199 с.
69. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Грищенко М.А. Випуск руди з малорухомої зони на лежачому боці покладу похилим очисним вибоєм *Гірничий вісник*. 2018. № 104. С. 3–8. DOI: 10.31721/2306-5435-2018-1-104-3-8
70. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Чухарев С.М., Калініченко О.В. Зниження втрат і збіднення руди при відпрацюванні рудних тіл. *Актуальные проблемы современной науки: тез. докл. Межд. научн.-практ. конф. (Москва-Будапешт-Вена, 27 марта 2015 г.)*. Київ: Вид. Дім «Інтернаука», 2015. С. 1–5.
71. Підвищення ефективності технологічного процесу випуску і доставки руди на базі використання самохідної навантажувально-доставочної техніки. / М.І. Ступнік та ін. *Вісник КНУ*. 2016. № 41. С. 141–146.

72. Зенюк Д.Ф., Логачёв Е.И., Установление влияния процесса фильтрации налегающих пород на величину извлечения чистой руды. *Школа підземної роботи: Міжнародна науково-практична конференція* (м. Дніпропетровськ, 17–22 вересня 2007 р.). Дніпропетровськ: АРТ-ПРЕСС, 2007. С. 183–184.

73. Córdova D., Cuadros J., Alejano L.R. Practical considerations and modelling of the sublevel caving exploitation “Tinyag” in Peru. *MassMin 2008: 5th International Conference & Exhibition on Mass Mining* (Luleå, Sweden, 9–11 June, 2008). Luleå University of Technology, 2008. P. 1–10.

74. Sraj Banda Umar, Jonny Sjöberg and Erling Nordlund. Rock Mass Characterization and Conceptual Modeling of the Printzsköld Orebody of the Malmberget Mine, Sweden. *Journal of Earth Sciences and Geotechnical Engineering*. 2013. No 3(4). P. 147–173.

75. Chitombo G.P. Cave mining – 16 years after Laubscher’s 1994 paper. *Cave mining – state of the art: 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. P. 45–61.

76. Villegas T., Nordlund E. Investigation of surface subsidence due to sublevel caving. *Caving 2010: Proceedings of the Second International Symposium on Block and Sublevel Caving*. (Perth, Australia, 20–22 April 2010). Perth, Australian: Centre for Geomechanics, 2010. P. 181–188. DOI: 10.36487/ACG\_rep/1002\_10\_Villegas

77. Castro R.L., Vargas R., F. de la Huerta. Determination of drawpoint spacing in panel caving: a case study at the El Teniente Mine. *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2012. No 112. P. 871–876.

78. Vidyapati V., Subramaniam S. Granular rheology and phase transition: DEM simulations and order parameter based constitutive model. *Chemical Engineering Science*. 2012. No 72. P. 20–34.

79. Matthew E. Pierce. Forecasting vulnerability of deep extraction level excavations to draw-induced cave loads. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2019. No 11(2019). P. 527–534. DOI: 10.1016/j.jrmge.2018.07.006

80. Coelho P.A.L.F. An alternative model preparation method for assessing the behaviour of iron ore tailings through physical modelling. *International Conference on Physical Modelling in Geotechnics: 10-th International Conference* (Daejeon, South Korea, 19–23 September 2022). Daejeon, 2022. P. 73–80.

81. Modeling granular material dynamics and its two-way coupling with moving solid bodies using a continuum representation and the SPH method / Hu W. et. al. *Computer Methods in Applied Mechanics and Engineering*. 2021. No. 385. P. 114022. DOI: 10.1016/j.cma.2021.114022

82. Калиниченко В.А., Шепель А.Л. Уменьшение потерь руды при отбойке и выпуске на лежащем боку залежи. *Вісник КТУ*. 2011. № 29. С. 52–56.

83. Погудин А.А. Лабораторные исследования процесса выпуска уплотненной руды из магазина. *Вестник ЧитГУ*. 2009. № 1(52). С. 87–91.

84. Паук Л.Г., Джиева А.К. Методика определения показателей выпуска руды под обрушенными породами. *Вестник МГТУ им. Г.И. Носова*. 2008. № 2. С. 15–19.



85. Кальницкий Я.Б., Филимонов А.Т. Самоходное погрузочное и доставочное оборудование на подземных рудниках. Недра, 1974. 302 с.

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

87. Кунин И.К., Григорьев А.П. Новая технология очистных работ с применением самоходных машин. *Вопросы совершенствования систем разработки с понижением уровня горных работ*: мат. научн.-техн. конф. (г. Кривой Рог, 16-19 мая 1967 г.). НИГРИ. Кривой Рог, 1968. С.59–67.

88. О применении погрузочно-доставочных самоходных машин на горнопроходческих и очистных работах шахты «Саксагань» / А.Г. Савченко и др. *Вопросы совершенствования доставки и транспортирования руды*: мат. отраслевой научн.-техн. конф. мол. уч. НИГРИ, Кривой Рог, 1971. С. 60–62.

89. Кунин И.К., Китченко Н.А., Попельницкий Д. А., Беззубова Н.Ф. Перспективы технического перевооружения рудников Криворожского бассейна. *Горнорудное производство (Подземная добыча железных руд)*. НИГРИ, Кривой Рог, 1974. С. 55–60.

90. Дослідження та удосконалення технології відпрацювання покладів із застосуванням самохідної доставочної техніки / Калініченко В.О. та ін. *Вісник КНУ*. 2015. №40. С. 3–7.

91. Зенюк Д.Ф., Тарасютін В.М., Хівренко О.Я., Федько М.Б. Комбінований спосіб доставки руди при відпрацюванні потужних рудних покладів. *Вісник КНУ*. 2012. № 29 С. 20–25.

92. Косенко А.В., Мурашкін А.В. Дослідження та удосконалення технологічного процесу випуску і доставки руди на базі використання самохідної навантажувально-доставочної техніки. *Бъдеещите изследования – 2016*: мат. за XII межд. научн. практ. конф. (София, Болгария, 15–22 февруари 2016). София: «Бял ГРАД-БГ» ООД, 2016. Том 11. С. 25–31.

93. Косенко А.В., Тарасютін В.М. Обґрунтування доцільності застосування самохідної техніки на технологічному процесі відбивання руди. *Розвиток промисловості та суспільства*: міжн. науково-техн. конф. (м. Кривий Ріг, 25–27 травня 2016). Кривий Ріг: КНУ, 2016. Том 1. С. 64.

94. Eldar Abshayakov, Bagdat Bakhramov, Bektur Bakhytbek, Omirserik Baigenzhenov. Rational extraction technology of fine vein gold ores using self-propelled machines abdrakhman begalinov, yerdulla serdaliyev. *International Journal of Chemical Sciences*. 2015. № 1. P. 284–308.

95. Косенко А.В. Удосконалення та обґрунтування проектних рішень у разі застосування самохідної навантажувально-доставочної техніки на технологічному процесі доставки рудної маси (на прикладі шахти «Октябрська» ПАТ «Кривбасзалізрудком»). *Молодий вчений*. 2017. № 2(42). С. 183–190.

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

97. Щербатюк Г.Я., Дердященко В.Б., Моргун О.В. Щодо питання розробки засобів підтримання гірничих виробок на глибоких горизонтах залізородних

шахт. *Охорона праці та навколишнього середовища на підприємствах гірничо-металургійного комплексу*. 2007. № 9. С. 51–56.

98. Моделирование в геомеханике / Ф.П. Глушихин и др. Недра, 1991. 240 с.

99. Khomenko O., Kononenko M. Geo-energetics of Ukrainian crystalline shield. *Naukovy Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2019. № 3. P. 12–21.

100. Mashchenko V.A., Khomenko O.Ye., Kvasnikov V.P. Thermodynamic aspect of rock destruction. *Naukovy Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2020. № 1. P. 25–30.

101. Khomenko O., Kononenko M., Netecha M. Industrial research into massif zonal fragmentation around mine workings. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. № 10(1). P. 50–56.

102. Белов В.В., Образцов И.В., Иванов В.К., Коноплев Е.Н. Компьютерная реализация решения научно-технических и образовательных задач. ТвГТУ, 2015. 108 с.

103. Клишин С.В. Применение метода дискретных элементов при анализе гравитационного движения гранулированного материала в сходящемся канале. *Горный информационно-аналитический бюлетьень*. 2009. №12. С.273–277.

104. Kalala J.T., Moys M.H. Discrete element method modelling of liner wear in dry ball milling. *The journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, November 2004. P. 597–602.

105. Кармаушенко Л.И. Взаимосвязь физико-механических свойств сыпучих материалов с подвижностью. *Механика сыпучих материалов: сб. тез. докл. IV Всесоюзн. конф. (г. Одесса, Украина)*. Одесса, 1980. С. 41–42.

106. Internal friction angle model of particles. / Zegzulka, J. et al. *Scientific Reports*. 2022. No 12(2036). DOI: 10.1038/s41598-022-05891-8

107. Садовская О.В., Садовский В.М. Математическое моделирование в задачах механики сыпучих сред: Монография. Физматлит, 2008. 368 с.

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

109. Инструкция по нормированию, прогнозированию и учету показателей извлечения руды из недр при подземной разработке железорудных месторождений. / А.А. Азарян. и др. Кривой Рог: Минерал, 2006. 135 с.

110. Падуков В.А. Роль Г.Н. Кузнецова и А.А. Борисова в разработке методов моделирования в горной геомеханике. *Записки Горного института*. 2013. № 205. С. 26–31.

111. Кузнецов Г.Н., Васильев Ю.И., Шклярский М.Ф., Юрьевич Г.Г. Моделирование проявлений горного давления. Недра, 1968. 280 с.

112. Покровский Г.И., Федоров И.С. Центробежное моделирование в горном деле. Недра, 1969. 270 с.

113. Power G.R., Campbell A.D. Modelling of real-time marker recovery to improve operational recovery in sublevel caving mines. *Mass Mining 2016: 7th International Conference (Sydney, Australia)*. Sydney, 2016. P. 1–9.

114. Куликов В. В. Выпуск руды. Недра, 1980. 303 с.

115. Моделирование в геомеханике / Ф.П. Глушихин и др. Недра, 1991. 240 с.

116. Именитов В.Р., Ковалев И.А., Уралов В.С. Моделирование обрушения и выпуска руды. МГИ, 1961. 151 с.
117. Именитов В.Р., Пепелев Р.Г. Основы научных исследований. МГИ, 1990. 92 с.
118. Draw control strategies in sublevel caving mines – A baseline mapping of LKAB's Malmberget and Kiirunavaara mines. / Shekhar G. et. al. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2018. No. 118(7). P. 723–733. DOI: 10.17159/2411-9717/2018/v118n7a6
119. Савич И.Н. Зенько Д.К. Влияние гранулометрического состава и его изменений на параметры выпуска руды. *Сборник «Роль науки и образования для устойчивого развития на пороге третьего тысячелетия»*. 2000. № 1. С. 137–139.
120. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. Недра, 1989. 488 с.
121. Косенко А.В., Хівренко О.Я. Дослідження показників вилучення руди на основі фізичного моделювання її випуску. *Science without borders – 2016: materials of the XII international scientific and practical conference (Sheffield, England, March 30–April 7 2016)*. Sheffield: SCIENCE AND EDUCATION LTD, 2016. No 20. С. 15–24.
122. Тарасютін В.М., Косенко А.В. Фізичне моделювання технологічного процесу випуску руди для умов глибоких горизонтів шахт Кривбасу. *Розвиток промисловості та суспільства: мат. міжн. наук.-техн. конф. (Кривий Ріг, Україна, 24–26 травня 2017 р.)*. Кривий Ріг: КНУ, 2017. С. 67.
123. Калініченко В.О., Косенко А.В. Дослідження показників вилучення руди на основі фізичного моделювання її випуску. *Сучасні технології розробки рудних родовищ. Економічні наслідки діяльності підприємств ГМК: IV міжн. наук.-техн. конф. (Кривий Ріг, Україна, 24–25 листопада 2017 р.)*. Кривий Ріг: НДГРІ, 2017. С. 95–96.
124. Косенко А.В. Комп'ютерне моделювання технологічного процесу випуску руди для умов розробки покладів природно-багатих залізних руд різної міцності. *Молодий вчений*. 2017. № 10. С. 59–64.
125. Калініченко В.О., Косенко А.В., Хівренко О.Я. Дослідження показників вилучення руди на основі фізичного моделювання її випуску для умов глибоких горизонтів шахт Кривбасу. *Якість мінерального сировини*. 2017. Тм 1. С. 143–155.
126. Косенко А. В. Шляхи підвищення ефективності розробки покладів природно-багатих залізних руд в умовах великих глибин. *Гірничий Вісник*. 2018. № 103. С. 70–75.
127. Косенко А.В., Тарасютін В.М. Дослідження технологічного процесу випуску руди на основі фізичного моделювання. *Вчені записки Таврійського національного університету імені В.І. Вернадського: Серія «Технічні науки»*. 2018. Том 29 (68). № 4. С. 73–79.
128. Косенко А.В., Тарасютін В.М., Шепель О.Л. Комп'ютерне моделювання інтенсифікації технологічного процесу випуску руди під обваленими пустими породами. *Гірничий Вісник*. 2018. № 104. С. 92–96.

129. Косенко А.В. Розроблення та обґрунтування раціонального режиму випуску руди при застосуванні систем розробки підповерхового обвалення у складних геомеханічних умовах. *Znanstvena Misel*. 2020. № 48(1). С. 29–34.

130. Kosenko A.V. Improvement of sub-level caving mining methods during high-grade iron ore mining. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2021. No 1. P. 19–25. DOI: [10.33271/nvngu/2021-1/019](https://doi.org/10.33271/nvngu/2021-1/019)

131. Шепель О.Л., Худик М.В., Косенко А.В. Дослідження питання зниження гірничого тиску при випуску руди за різних умов, що впливають. *Вісник КНУ*. 2022. № 54. С. 131–137. DOI: [10.31721/2306-5451-2022-1-54-131-137](https://doi.org/10.31721/2306-5451-2022-1-54-131-137)

132. Косенко А.В., Хорольський А.О. Дослідження й обґрунтування раціональної технологічної схеми випуску та доставки залізної руди. *Технології і процеси в гірництві та будівництві: Х Міжн. наук.-практ. конф. (м. Луцьк, 14–16 вересня 2022 р.)*. Луцьк: ДВНЗ «ДонНТУ», 2022. С. 38–52.

133. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Косенко А.В. Процеси підземної розробки рудних родовищ. Дніпро: НТУ «ДП», 2022. 206 с. DOI: [10.33271/DUT.002](https://doi.org/10.33271/DUT.002)

134. НПАОП 0.00-1.77-16. Правила безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом. – Затв. Наказом Міністерства соціальної політики України 23.12.2016. Київ: Норматив, 2016. 178 с.

135. Бабець Є.К., Ляш С.І., Чепурной В.Є. Вдосконалення руйнування породного масиву при проходці тупикових підняткових виробок. Сучасні технології розробки рудних родовищ: зб. наук. праць за результатами роботи II міжнародної науково-технічної конференції. – Кривий Ріг: Видавничий дім, 2012. С. 114–115.

136. Никаноров В.И. Тарасюк. О.П. Экономическая оценка полноты и качества отработки блоков системой этажного принудительного обрушения. Ротапонт Сектора физико-технических горных проблем ИФЗ, 1970. 55 с.

137. Кузьмин Е.В., Стародумов А.В., Святецкий В.С. Современные тенденции в технологи подземной разработки рудных месторождений. *Вестник российской академии естественных наук*. 2015. № 4. С. 47–49.

138. Тарасютин В.М., Косенко А.В. Разработка рациональных вариантов ресурсосберегающей технологии очистной выемки залежей богатых железных руд шахт с использованием самоходного горного оборудования. *Modern European science – 2015: materials of the XI international scientific and practical conference (Sheffield, England, June 30–July 7 2015)*. Sheffield: SCIENCE AND EDUCATION LTD, 2015. No 11. С 69–74.

139. Тарасютин В.М. Косенко А.В. Ресурсосберегающие технологии очистной выемки залежей богатых железных руд на шахтах Кривбасса. *Сучасні технології розробки рудних родовищ. Економічні наслідки діяльності підприємств ГМК: мат. III міжн. наук.-техн. конф. (Кривий Ріг, 19 червня 2015 р.)*. Кривий Ріг: НДГРІ, 2015. С. 77–78.

140. Kosenko A., Tarasyutin V.M., Holiver N.O. Research And Development Of Resource Process Flow Chart Breaking Of High Grade Iron Ore Excavation Unit Under Deep Horizons Of Mines. *WIDENING OUR HORIZONS: the 11th International Forum*

for Students and Young Researchers (Dnipropetrovsk, Ukraine, April 14–15 2016). Dnipropetrovsk: NМУ, 2016. No 2. P. 31.

141. Kalinichenko V.A., Kosenko A.V. Prospects for the use of load-haul-dump in the process of ore drawing and delivery of ore in difficult geomechanical conditions of ore deposits. *Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі: мат. міжн. наук.-техн. Інтернет-конф., (Кривий Ріг, Україна, 14 грудня 2016 р.)*. Кривий Ріг, 2016. С. 108.

142. Комбінований спосіб доставки рудної маси при підземній розробці крутоспадних потужних рудних покладів: пат. 105304 Україна: МПК E21C 41/00. № u 201509471; заявл. 01.10.2015; опубл. 10.03.2016, Бюл. №5. 5 с.

143. Комбінований спосіб доставки рудної маси при підземній розробці крутоспадних потужних рудних покладів: пат. 105305 Україна: МПК E21C 41/00. № u 201509472; заявл. 01.10.2015; опубл. 10.03.2016, Бюл. №5. 5 с.

144. Kosenko A.V. Ways of increasing qualitative and quantitative recovery percentages of ore in conditions of deep horizons of the mines of Krivbass. *Вчені записки Таврійського національного університету імені В.І. Вернадського: Серія «Технічні науки»*. 2018. Том 29 (68). № 2. С. 245–250.

145. Тарасютін В.М., Косенко А.В. Обґрунтування ресурсозберігаючих технологічних процесів при підземному видобутку різносортних залізних руд Кривбасу. *Вісник КНУ*. 2018. № 46. С. 152–159.

146. Kosenko A.V. Increase of efficiency of technological process of ore drawing and delivery of ore mass at development of deposits of natural-rich iron ores on large depths. *Вчені записки Таврійського національного університету імені В.І. Вернадського: Серія «Технічні науки»*. 2018. Том 29 (68). № 3. С. 101–105.

147. Косенко А. В. Шляхи підвищення ефективності розробки покладів природно-багатих залізних руд в умовах великих глибин. *Гірничий Вісник*. 2018. Вип.103. С. 70–75.

148. Косенко А.В., Тарасютін В.М. Підвищення ефективності технологічного процесу випуску і доставки руди у процесі розробки покладів природно-багатих залізних руд на великих глибинах. *Розвиток промисловості та суспільства: мат. Міжн. наук.-техн.конф. (Кривий Ріг, Україна, 23–25 травня 2018 р.)*. Кривий Ріг: КНУ, 2018. С. 55.

149. Kosenko A.V. Increase the recovery percentages of natural-rich iron ore at great depths. *Universum view 2: Proceedings of International scientific conference, (Sumy, Ukraine, Oct. 19–th, 2018)*. Vinnytsya: TOV «Nilan-LTD», 2018. P.42-43.

150. Косенко А.В. Забезпечення ефективності розробки покладів природно-багатих залізних руд в умовах глибоких горизонтів шахт Кривбасу. *Розвиток промисловості та суспільства: мат. міжн. наук.-техні.конф. (Кривий Ріг, Україна, 23–25 травня 2018 р.)*. Кривий Ріг: КНУ, 2018. С. 56.

151. Kosenko A.V. Improving the efficiency of production process and shipping ore on the basis of the use of self-propelled load-delivery machines technology. *Science in 2018: proceedings of XIV International scientific conference (Morrisville, USA, Jan 26 2018)*. Morrisville: Lulu Press, 2018. P. 6–9.

152. Kosenko A.V. Definition and justification of rational parameters of technological schemes of delivery ore mass in the process of development of natural-

rich iron ore of Krivbass. *Scientific research in 2018: Proceedings of XV International scientific conference of students and young scientists* (Kramatorsk, Ukraine, Feb 9th 2018). Vinnytsya: TOV «Nilan-LTD», 2018. P. 85–89.

153. Комбинированный способ доставки рудной массы – перспективы дальнейшего развития подземных рудников Кривбасса. *Наука и образование сегодня*. 2018. № 3(26). С. 21–26.

154. Expansion and rational use of the raw material base of underground Kryvbas. *Universum view 7: Proceedings of International scientific conference*, (Poltava, Ukraine, Nov. 24-th, 2018). Vinnytsya: TOV «Nilan-LTD», 2018. P.7–8.

155. Kosenko A.V. Promising area for the further development of rich iron ores at great depths. *Physical and technical problems of mining production*. 2019, № 21, P. 160–172.

156. Косенко А.В., Хорольський А.О. Обґрунтування доцільності розробки ресурсозберігаючої технології раціонального природокористування для видобутку багатих залізних руд в умовах значних глибин. *Сталий розвиток: захист навколишнього середовища. Енергоощадність. Збалансоване природокористування: VII Міжн. мол. конгр.* (м. Львів, Україна, 10–11 лютого 2022 р.). Київ: Яро́ченко Я. В., 2022. С. 161.

157. Косенко А.В. Розроблення прогресивної технологічної схеми видобутку багатих залізних руд на основі активного керування станом гірського масиву у процесі утворення виробленого простору. Всеукр. наук.-практ. онлайн-конф. асп., мол. уч. та студ. (м. Житомир, 16–26 травня 2022 р.). Житомир: «Житомирська політехніка», 2022. С. 148–149.



*Наукове видання*

**Косенко Андрій Володимирович**

**Хоменко Олег Євгенович**

**Кононенко Максим Миколайович**

**НОВІТНІ ТЕХНОЛОГІЇ ПІДПОВЕРХОВОГО ОБВАЛЕННЯ У  
ВИДОБУВАННІ ЗАЛІЗНИХ РУД**

Монографія

Оформлення згідно зі стандартами книговидання – Данилевич Т.О.

Підписано до друку 30.11.2023р. Формат 60x84 1/16 .

Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 5,3.

Обл.-вид. арк. 5,9. Тираж 300 пр. Зам. №2012

Підготовлено до друку

в Національному технічному університеті

«Дніпровська політехніка».

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004.

49005, м. Дніпро, просп. Дмитра Яворницького, 19.

Видавництво “Журфонд”

49000, Дніпро, пр. Д. Яворницького, 60.

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру

ДК №684 від 21.11.2001 р.

Віддруковано:

ПП Вахмістров О. Є.,

м. Дніпро, вул. Писаржевського, буд. 18

**Косенко А.В.**

**К71** Новітні технології підповерхового обвалення у видобуванні залізних руд: монографія / А.В. Косенко, О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: Журфонд, 2023. – 112 с.

**ISBN 978-966-934-515-8**

**DOI: 10.33271/DUT.003**

Монографія присвячена питанням підвищення конкурентоздатності гірничодобувних підприємств, що розробляють залізородні родовища підземним способом у складних геомеханічних умовах. Наведено гірничо-геологічну характеристику та існуючий стан технології підземної розробки залізородних родовищ Кривбасу. Розкриті можливості удосконалення технологічних процесів підготовки та розробки покладів на видобувних ділянках шахт. Запропоновано раціональні й ефективні варіанти систем підповерхового обвалення, що забезпечують підвищення кількісних та якісних показників вилучення руди, використання самохідного гірничого обладнання в усіх технологічних процесах очисних робіт, а також підвищення техніко-економічних показників видобутку.

УДК 622.274.53